

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Горные машины и комплексы»

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой
_____ А.С. Морин
подпись инициалы, фамилия
« ____ » _____ 2021 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»
код и наименование специализации

«Эксплуатация горных машин и оборудования при разработке рудного месторождения подземным способом в условиях рудника «Таймырский»
ПАО ГМК «Норильский никель» со специальной частью «Повышение эффективности технического обслуживания и ремонта горных машин и оборудования рудника»

Руководитель _____ доцент, канд. техн. наук В.Т. Чесноков
подпись, дата _____ должностность, ученая степень инициалы, фамилия

Выпускник _____ В.А. Андреев
подпись, дата _____ инициалы, фамилия

Красноярск 2021

Продолжение титульного листа ДП по теме _____

Консультанты по
разделам:

Технология горных работ
наименование раздела

подпись, дата

Требуш Ю.П.
инициалы, фамилия

Горные машины и оборудование
подземных горных работ
наименование раздела

подпись, дата

В.Т. Чесноков
инициалы, фамилия

Транспорт
наименование раздела

подпись, дата

Ю.А. Плютов
инициалы, фамилия

Стационарные машины
наименование раздела

подпись, дата

А.С. Морин
инициалы, фамилия

Специальная часть
наименование раздела

подпись, дата

В.Т. Чесноков
инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности
и охрана труда
наименование раздела

подпись, дата

А.В. Галайко
инициалы, фамилия

Экономическая часть
наименование раздела

подпись, дата

Р.Р. Бурменко
инициалы, фамилия

Нормоконтролер

подпись, дата

В.Т. Чесноков
инициалы, фамилия

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Горные машины и комплексы»

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой

А.С. Морин
подпись инициалы, фамилия
« ____ » ____ 2021 г.

**ЗАДАНИЕ
НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ
в форме дипломного проекта**

бакалаврской работы, дипломного проекта, дипломной работы, магистерской диссертации

Студенту _____
фамилия, имя, отчество

Группа _____ Направление (специальность) _____
номер код

наименование
Тема выпускной квалификационной работы _____

Утверждена приказом по университету № _____ от _____
Руководитель ВКР _____

инициалы, фамилия, должность, ученое звание и место работы
Исходные данные для ВКР _____

Перечень разделов ВКР _____

Перечень графического материала _____

Руководитель ВКР _____
подпись _____
инициалы и фамилия _____

Задание принял к исполнению _____
подпись, инициалы и фамилия студента

« ____ » _____ 20 ____ г.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	9
1 Технология горных работ.....	10
1.1 Геологическая и горнотехническая характеристика месторождения.....	10
1.1.1 Общие сведения.....	10
1.1.2 Тектоника	11
1.1.3 Гидрогеология.....	12
1.1.4 Качественная характеристика и физико-механические свойства руд и вмещающих пород.....	12
1.1.5 Газоносность пород.....	14
1.2 Вскрытие и подготовка месторождения	14
1.2.1 Схема вскрытия рудника “Таймырский”	14
1.2.2 Характеристика стволов	15
1.2.3 Горнотехническая характеристика месторождения, проектируемого мной согласно заданию.....	17
1.2.4 Земельный отвод.....	17
1.2.5 Вскрытие месторождения.....	18
1.2.6 Выбор схемы подготовки откаточного и вентиляционного горизонтов	19
1.2.7 Расчет времени на проведение вскрывающих выработок первой и второй очереди строительства рудника	20
1.3.Система разработки.....	22
1.3.1 Основные условия, определяющие выбор системы разработки	22
1.3.2 Слоевая система разработки с нисходящим порядком выемки	22
1.3.3 Расчёт технико-экономических показателей системы разработки ...	25
2 Горные машины и оборудование.....	28
2.1 Обоснование выбора способа отделения горной массы от массива.....	28

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649		
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			
Разраб.	Андреев В.А.				Эксплуатация горных машин и комплексов при разработке рудного месторождения подземным способом в условиях рудника «Норильский Никель»	Лит.	Лист
Провер.	Чесноков В.Т.						Листов
							126
Н. Контр.	Чесноков В.Т.				ГМИК		
Утвердил	Морин А.С.						

2.2 Обоснование выбора бурового оборудования	30
2.2.1 Выбор бурового инструмента	32
2.2.1.1 Горнопроходческие работы.....	32
2.2.1.2 Очистные работы.....	34
2.3 Применяемые буровые коронки	36
2.4 Обоснование и выбор оборудования для доставки погрузки горной массы.....	37
2.5 Расчет количества и производительности ковшовых ПДМ	38
2.5.1 Проходческие работы	38
2.5.2 Очистные работы.....	40
2.6 Самоходное оборудование для вспомогательных работ.....	41
2.7 Правила технической эксплуатации самоходного дизельного оборудования	42
3 Транспорт рудника.....	45
3.1 Выбор и расчет системы подъема рудника	45
3.1.1 Выбор тоннажа скипа. Ориентировочная максимальная скорость подъема.....	45
3.1.2 Расчет канатов	46
3.1.3 Орган навивки.....	47
3.1.4 Приводной двигатель и редуктор.....	47
3.2 Обоснование выбора вида транспорта.....	48
3.2.1 Приближенный расчет автомобильной откатки	49
3.2.2. Приближенный расчет локомотивной откатки	52
3.2.3 Приближённый расчет конвейерной откатки.....	55
3.2.4 Окончательный выбор вида транспорта	57
3.3 Обоснование выбора типа вагонетки	58
3.4 Обоснование выбора типа локомотива	59
3.5 Расчетная часть	60
3.5.1 Определение весовой нормы поезда и количества вагонеток в составе	60
3.5.2 Тяговый расчет	62
3.5.3 Определение количества и производительности электровозов	63
3.5.4 Определение сечения главных откаточных выработок.....	64
3.5.5 Определение количества вагонеток рудника	66
3.5.6 Обоснование выбора средств загрузки и разгрузки вагонеток	66

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

4 Стационарные установки	68
4.1 Выбор и расчет системы водоотлива рудника	68
4.2 Выбор и расчет системы вентиляции рудника.....	73
4.2.1 Расчет расхода воздуха для обеспечения вентиляции рудника	73
4.2.2 Проверка сечения стволов по допустимым скоростям движения воздуха	76
4.2.3 Расчет депрессии рудника	77
4.2.4 Выбор вентилятора главного проветривания (ВГП)	78
5 Специальная часть: Повышение эффективности ТО и Р горной техники в условиях рудника «Таймырский»	81
5.1 Управление электромеханической службой рудника	81
5.2 Обоснование выбора системы ТО и Р в условиях рудника	84
5.3 Ремонтно-механическая база рудника «Таймырский»	88
5.3 Эксплуатация шин в условиях рудника «Таймырский»	88
5.4 Организация ремонтно-механической базы	91
5.4.1 Расчет станочного оборудования.....	91
5.4.2 Расчет численности ремонтного персонала.....	92
5.4.2.1 Годовые суммарные трудозатраты.....	92
5.4.2.2 Плановая численность производственных рабочих	93
5.4.2.3 Ориентировочный штат ремонтных рабочих.....	93
6 Экономическая часть	95
6.1 Организация и управление производством рудника «Таймырский»	95
6.1.1 Организация управления производством, структура управления предприятием	95
6.1.2 Режим и организация работ.....	96
6.2 Расчет основных технико-экономических показателей процесса добычи полезного ископаемого	96
6.2.1 Расчет суммы капитальных вложений и амортизационных отчислений	96
6.2.2 Расчет капитальных затрат на оборудование рудника.....	97
6.3 Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого	103
6.3.1 Расчет затрат на вспомогательные материалы.....	103
6.3.2 Расчет затрат на эксплуатацию оборудования.....	105
6.3.3 Расчет цеховых затрат.....	105
6.3.4 Калькуляции себестоимости добычи руды	105

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

6.4 Оценка эффективности проекта.....	106
7 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНДЕЯТЕЛЬНОСТИ	109
7.1 Общая характеристика предприятия.....	109
7.2 Безопасность жизнедеятельности в производственной среде	109
7.2.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов	109
7.2.2 Организационные и технические мероприятия	110
7.2.3 Охрана труда, техника безопасности и промсанитария	111
7.2.4 Техника безопасности при работе подъёмных сосудов	114
7.2.5 Противопожарная защита.....	116
7.2.6 Локализация и тушение пожара в начальной стадии возникновения	116
7.2.7 Мероприятия по профилактике подземных пожаров.....	116
7.2.8 Соблюдение установленных противопожарных правил при ведении буровзрывных работ.....	117
7.2.9 Противопожарная защита подземных горных выработок и камер, в которых производится эксплуатация и обслуживание дизельного оборудования	117
7.2.10 Контроль за состоянием вентиляции на шахте	118
7.2.11 Обучение людей, работающих на руднике, умению пользоваться средствами пожаротушения	120
7.2.12 Защита электрических сетей от перегрузок и коротких замыканий	121
7.2.13 Связь, пожарная сигнализация и автоматизированная система контроля и управления.....	121
7.3 Охрана окружающей среды.....	122
7.3.1 Воздействия производства на окружающую среду	122
7.3.2 Мероприятия по защите окружающей среды от вредных воздействий производства	122
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	125
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	126

ВВЕДЕНИЕ

Дипломный проект - заключительная работа, подводящая итог подготовки студента к самостоятельной инженерной деятельности на производстве. Он выполняется на базе теоретических и практических знаний в области горного производства, общеобразовательных наук, инженерно - производственной практики, полученных студентом за время обучения.

В соответствии со специальностью, основное внимание в проекте уделяется повышению эффективности технического осмотра и ремонта горной техники при разработке рудного месторождения подземным способом, раскрытию взаимосвязи и взаимозависимости между горно-геологическими условиями залегания месторождения полезного ископаемого рудника “Таймырский”, горно-технологическими условиями его разработки, физико-механическими свойствами породы, производительностью рудника, видом, типом, параметрами и количеством горных машин и комплексов.

Проектирование ведется в соответствии с требованиями правил безопасности, рекомендациями правил технической эксплуатации, последними достижениями науки и техники, методическими разработками и указаниями кафедры.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 9

1. Технология горных работ

1.1 Геологическая и горнотехническая характеристика месторождения

1.1.1 Общие сведения

Октябрьское месторождение медно-никелевых руд в административном отношении относится к Таймырскому национальному округу Красноярского края. Ближайшими населёнными пунктами являются г.г. Талнах и Норильск, с которыми рудник “Таймырский” соединён железной и шоссейными дорогами. Связь с остальной территорией страны осуществляется по р. Енисей и Северному морскому пути, а также воздушным сообщением. Месторождение расположено на Талнахской промплощадке, где размещены производственные помещения и шахтные поля пяти подземных рудников, Талнахская обогатительная фабрика, теплоцентраль №2, карьер по добыче песчано-гравийной смеси, щебне-дробильная фабрика с карьером скального грунта. Рабочей силой в настоящее время обеспечен из г. Норильска и Талнаха.

Строительные материалы, используемые рудником в основном местного происхождения: цемент, кирпич, щебень, песок. Водоснабжение рудника происходит из подземных вод бассейна реки Талнах.

Речная сеть представлена реками Талнах, Хараелях, Листвянка, являющиеся правыми притоками реки Норильской. Из озёр следует отметить Хараелях, Сапог, Пясино и др.

Климат субарктический, континентальный. Среднегодовая температура -8.3..-8.6°C. Для района характерна многолетняя мерзлота, распространённая неравномерно как по площади, так и по мощности. Годовое количество осадков составляет 500-600мм. Барометрическое давление подвержено сильным колебаниям от 721мм.рт.ст. до 750мм.рт.ст.

Снабжение электроэнергией осуществляется ТЭЦ-1 и ТЭЦ-2, Хантайской ГЭС, включенной в общую энергосистему комбината.

Талнахское рудное поле, в пределах которого расположено Октябрьское месторождение, приурочено к северо-западному окончанию Сибирской платформы. Все медно-никелевые месторождения Талнахского рудного поля пространственно и генетически связаны с полнодифференцированными интрузивами базит-ультробазитового состава. В тектоническом плане район месторождения приурочен к краевой части Хараеляхской трапповой мульды, которая составляет асимметричную брахисинклинальную структуру субширотного направления.

Рудник «Таймырский» ведет отработку центральной части Октябрьского месторождения сульфидных медно-никелевых руд. В горный отвод рудника включены запасы восточной части Хараеляхской основной и второй Северной залежей.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

1.1.2 Тектоника

Главным структурным элементом Талнахского рудного поля является зона Норильско-Хараэлахского разлома, которая представляет собой грабеноподобную структуру, проявившуюся серией сбросо-сдвиговых дислокаций. В зоне выделяют ряд субпараллельных швов с углами падения от 40 до 85°, из них наиболее крутым является восточное нарушение – Главный шов. Нарушения, расположенные к западу от Главного шва (система западных сбросов), имеют более пологие углы падения. Амплитуды смещений вдоль тектонических зон колеблются от 50 до 400м. Зона разлома делит всю площадь на две части – Восточную и Западную. Для восточной наблюдается ограниченное количество сбросов, параллельных основной зоне разлома, для западной (Октябрьское месторождение)- интенсивная тектоническая нарушенность, широкое развитие пликативных и дизъюнктивных дислокаций.

Богатые руды Хараэлахской основной залежи в шахтном поле рудника «Таймырский» в виде плитообразного тела длиной 1,8 км и шириной 0,75-0,9 км погружаются в восточном/северо-восточном направлении с глубины 1000 до 1750м. Мощность залежи изменяется от 1,0 до 44,1 м и составляет в среднем 20м. С запада, со стороны рудника «Октябрьский», залежь ограничена горным сбросом.

Вторая Северная залежь имеет сложную конфигурацию длиной 2,15 км. Ширина ее колеблется от 0,3 до 1,0 км. Средняя мощность 6-7 м, максимальная – 22,3 м. Глубина залегания – 1200 – 1400 м.

Угол падения залежи верхних блоков (запасы гор. –1050 и –1100 м) составляет 14-22°, нижних блоков (до гор. –1400 м) – 8-12°

Выше богатых руд залегают вкрашенные руды. Мощность вкрашенных руд достигает 40м. По площади вкрашенные руды повторяют границы рудоносного интрузива.

Опытный блок шахты 1 рудника “Таймырский” представляет собой крупный тектонический блок первой Хараэлахской (основной) залежи богатых руд Октябрьского месторождения. Тектоническое нарушение определяется двумя основными структурами: Горным сбросом, представляющим собой мощную, сложно построенную зону с амплитудами смещения до 80м, ограничивающую участок с запада, и зоной Большого Горста. Зона Большого Горста является поднятым до 90м субмеридиальным тектоническим блоком, разбитым серией тектонических трещин на вид более мелких структур. Северо-западная и юго-восточная части Горста представляют собой серии тектонических блоков, ступенчато-упущенных и прилегающих к Горstu участкам.

Для Талнахского рудного узла характерно интенсивное проявление разрывной тектоники различных порядков. Наиболее трещиноваты рассланцованые породы тунгусской серии, наименее – толстоплиточные

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 11

карбонатные отложения девона и габбро-диориты верхней части рудоносной интрузии.

В осадочных породах преобладают пологие трещины (плитчатая форма элементарного блока), в сплошных рудах – крутопадающие (призматическая или параллелепипедная форма элементарного блока). По трещинам в породах интрузии широко распространены ослабляющие минералы группы хлорита, серпентина, талька, цеолитов и. т.п.

1.1.3 Гидрогеология

Мощность ветномёрзлых пород в районе работ рудника “Таймырский” составляет от 20 до 50м. Обводненность массива слабая, ожидаемый естественный водоприток в рудник 45-50 м³/ч. Из части пробуренных скважин и пройденных выработок отмечен водоприток с начальным дебитом 0.12-0.20м³/час, и уменьшением в последующем до 0.07м³/час.

Из части пробуренных скважин отмечен слабый струйный излив. Трещинные воды сильно минерализованные, гидро-карбонатно-натриевые, по агрессивности – слабо среднеагрессивные. Виды агрессии – сульфатная, углекислая. Вода агрессивна по отношению к бетону и металлу.

1.1.4 Качественная характеристика и физико-механические свойства руд и вмещающих пород

Оруденение пространственно и генетически связано с центральной придонной частью Хараелахской ветви Талнахского рудоносного интрузива габбро-долеритов и представлены тремя промышленными типами:

- сплошные (богатые) сульфидные руды;
- вкрапленные руды и прожилково-вкрапленные в породах интрузии;
- вкрапленными и прожилково–вкрапленными в породах вмещающих интрузию, т.е. «медиистые» руды.

Богатые сульфидные руды сложены двумя разновидностями: верхняя часть представлена собственно пирротиновыми рудами, нижняя часть залежи халькопирит-пирротиновыми. Сплошные руды образуют несколько пологопадающих линзо- и пластообразных залежей мощностью до 50 м. Они локализованы по нижнему контакту интрузии, реже в ее приподошвенной части или в подстилающих породах в непосредственной близости от интрузии. По преобладающему минералу различаются пирротиновые, халькопиритовые,

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649	12

кубанитовые и борнитовые (с халькозином) руды, между собой они связаны переходными разностями.

Форма залежи в общем простая, однако на ряде участков она осложнена сбросами и взбросами различной амплитуды или послойными расщеплениями в прикровельной части и на флангах, морфологическими уступами высотой до 8 м со сложной формы апофизами.

Контакты сплошных руд с вмещающими породами обычно четкие, ровные, иногда весьма неровные с апофизами и прожилками. Прочность связи по контакту с метаморфизированными осадочными породами довольно значительна. Контакт с габбро-долеритами в отдельных случаях ослаблен хлоритовой прослойкой мощностью 3-10 м.

Как верхняя, так и нижняя части залежи сложены мелкозернистой и крупно зернистой рудой в различных соотношениях. По всему разрезу рудного тела отмечаются ксенолиты "медиистых" руд и вмещающих пород. Наиболее протяжённая часть ксенолитов наблюдается по слоистости, достигая 20-30 м, при мощности до 5 м.

Вкрашенные руды и прожилково-вкрашенные в породах интрузии, представленные горизонтами пикритовых и такситовых и троктолитовых габбро-долеритов (реже оливиновых и контактовых). Они образуют практически единый горизонт пластиобразной формы мощностью до 90 м, который в плане перекрывает сплошные руды. Границы этих руд обычно нерезкие, неровные и выделяются по результатам опробования. Прочность связи по ним различна, поскольку границы вкрашенных руд нередко ослаблены участками весьма сильной трещиноватости или хлоритовой зоной. Между вкрашенными рудами и нижележащими «медиистыми» или сплошными рудами иногда присутствует безрудный «прослой» мощностью от 1-2 м до 15-25 м.

Вкрашенные и прожилково-вкрашенные в породах вмещающих интрузию, т.е. «медиистые» руды, залегают в кровле богатых сульфидных руд и отделёны от почвы горизонтом вкрашенных руд. Это в основном орговиковые и скарнированные разности осадочных изверженных пород, различные метасоматиты – образуют тела сложных очертаний, находящихся как под сплошными рудами, так и над ними. Мощность их резко меняется, достигая в некоторых случаях 40 м. Контакты – нерезкие, неровные, прочные, лишь со сплошными рудами нередко они ослаблены присутствием хлорита или наличием зоны срыва контактов, представленной дроблеными сильно измененными породами.

Среднее значение коэффициента крепости по шкале М.М. Протодьяконова составляет:

- для богатых руд 6-10 (60-100 МПа);
- для медиистых руд 6-16 (60-160 МПа);
- для вкрашенных руд 5-14 (50-140 МПа).

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Объемный вес богатых руд 4-4,2 т/м³, медистых руд – 3,32 т/м³, вкрапленных – 3,05 т/м³.

Расчетные значения объемного веса, принятые в плане горных работ на 2000 год:

– руда балансовая богатая	- 4,2 т/м ³
– руда «медистая»	- 3,2 т/м ³
– руда вкрапленная	- 3,05 т/м ³
– габбро-долериты безрудные	- 2,95 т/м ³
– полевошпатовые породы кровли	- 2,95 т/м ³
– породы кровли безрудные	- 2,75 т/м ³
– закладочный бетон	- 1,7 т/м ³

1.1.5 Газоносность пород

С глубины 700 м руда и отдельные виды пород Октябрьского месторождения отнесены к удароопасным.

Все породы и руды в поле рудника являются газоносными, рудник отнесен к опасным по газу. Дебит газовыделения составляет 450 м³/сутки.

Наличие горючих газов (ориентировочный дебит 440 м³/сутки), связанных с угленосными отложениями тунгуской серии (интервал 20-350м) и грантолитовыми сланцами нижнего силура (глубина залегания около 2км), из которых газы могут мигрировать в вышележащую толщу.

Богатые руды в разрыхленном состоянии обладают высокой окислительной активностью, склонны к разогреву, слеживанию и самовозгоранию. Это обусловлено химической неустойчивостью рудообразующих минералов: пирротина, кубанита, халькопирита, пентландита и др. в присутствии кислорода воздуха.

Влажность руды в естественном состоянии составляет 1-4%, в отбитом состоянии – до 7%.

Температура пород колеблется от 23 до 36°, увеличиваясь с глубиной.

В районе расположения рудника развита многолетняя мерзлота, мощность которой в гористой местности составляет 200-250 м, в равнинной – 40 м.

1.2 Вскрытие и подготовка месторождения

1.2.1 Схема вскрытия рудника “Таймырский”

Поле рудника “Таймырский” в результате проектных проработок различных вариантов вскрытия разработано шестью вертикальными стволами. Вскрытие отдельных участков поля рудника осуществляется системой квершлагов.

Размещение стволов определялось с учётом ряда факторов, а именно: условия залегания рудных тел, рельефа местности, геологических данных

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 14

разведочного и контрольно-стволового бурения, меры охраны стволов от вредного влияния горных работ.

Клетевой ствол №3 (КС-3) и скиповую ствол №3 (СС-3) расположены на основной промплощадке рудника, расположенной за зоной сдвижения рядом с основной промплощадкой рудника «Октябрьский». Породо-закладочный (ПЗС) и воздухоподающий (ВПС) стволы расположены на вспомогательной промплощадке, находящейся в непосредственной близости от рудной залежи. Вентиляционные стволы №5 и 6 (ВС-5 и ВС-6) размещаются на северном фланге месторождения.

На основной промплощадке расположены следующие объекты: башенный копер СС-3 с надшахтным зданием, склад руды с галереями, турбокомпрессорная, ГПП-33, АБК, башенный копер КС-3 с надшахтным зданием, калориферная КС-3, сети тепло-водо-электроснабжения и связи.

На вспомогательной промплощадке расположены следующие объекты: металлический башенный копер ПЗС с надшахтным зданием и калориферной, копер Север-2 ВПС с галереями выдачи горной массы, калориферная ВПС, поверхностный закладочный комплекс (ПЗК) с закладочными скважинами, ГПП-32, АБК, пожбаки, насосно-подкачивающая и канализационная насосная станции, ремонтно-механический цех, открытый склад материалов, склад руды, склад ГСМ со скважиной, сети тепло-водо-электроснабжения и связи.

На промплощадке вентиляционных стволов сооружены и находятся в эксплуатации следующие объекты: копры ВС-5 и ВС-6 с надшахтными зданиями, здания подъемных машин, вентиляторные установки ВЦД-47, пожбаки, ГПП-35, АБК, сети тепло-водо-электроснабжения и связи.

Все промплощадки спланированы и имеют подъездные автомобильные дороги.

Залежь богатых руд поля рудника «Таймырский» от вертикальных стволов вскрыта выработками откаточных и вент. закладочных горизонтов.

Откаточные горизонты: -1050 м, -1100 м, -1300 м.

Вентиляционно-закладочные горизонты: -950 м, -1000 м, -1200 м.

1.2.2 Характеристика стволов

Клетевой ствол КС-3 предназначен для спуска – подъема людей, материалов, оборудования, подачи свежего воздуха и вскрывает горизонты: -1050, -1100, -1200, -1300, -1345 и -1400 м. Глубина ствола 1532 м, диаметр в свету 8 м. Ствол оборудован двумя грузолюдскими клетевыми подъемными установками с противовесами. Подъемные машины - многоканатные МК 5x4 и ЦШ 4x4, установленные в башенном железобетонном копре.

Комплекс поверхностных сооружений ствола включает в себя башенный копер, надшахтное здание, калориферную с вентилятором ВОД-40М. В надшахтном здании размещены: комплекс вагонообмена на отм. 0.0, помещение смены-навески канатов, отделения для погрузки и складирования

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 15

материалов, электропомещения, склад противопожарных материалов, отопительно-вентиляционное оборудование, зал ожидания и др.

Скиповoy ствол СС-3 предназначен для выдачи горной массы с откаточных горизонтов -1050 м и -1300 м и оснащен двумя двухскиповыми подъемами. Скены 2CH11-2К грузоподъемностью 25 т каждый с донной разгрузкой и пневмоприводом секторного затвора. Подъемные машины МК 5x4 установлены в железобетонном копре. Глубина ствола 1503 м, диаметр в свету - 6,5 м. Дозаторные расположены на отм. - 1150м (Северная) и -1345м (Южная). Максимальная скорость подъема - 16 м/с. Армировка ствола - канатная. Расчетная производительность подъемов - 3,5 млн. т/год.

Воздухоподающий ствол ВПС диаметром 8 м предназначен для подачи свежего воздуха и выдачи горной массы. Ствол имеет глубину 1430м и сопряжения с горизонтами -900 м, -1050 м, -1100 м, -1200 м, -1300 м. Ствол оборудован двумя двухскиповыми подъемными установками со скепами емкостью 4,6 м³. Дозаторные камеры находятся на отм. -1130 м и -1314 м.

Армировка ствола - канатная. Комплекс сооружений на поверхности состоит из копра (Север-2) с пристроенными узлами перегрузки и конвейерными галереями, зданием отопительно-вентиляционных систем, двух зданий подъемных одноканатных подъемных машин, калориферной.

Породозакладочный ствол ПЗС предназначен для подачи свежего воздуха, спуска-подъема людей, материалов и оборудования. Глубина ствола 1413 м, диаметр в свету - 6,5 м. Ствол имеет сопряжения с горизонтами -900 м, -1050 м, -1100 м, -1200 м, -1300 м. В сечении ствола размещены 2 клети с размером кузова 4,5x1,5 м, противовесы, трубопроводы сжатого воздуха и водоснабжения, кабели разного назначения. Армировка ствола жесткая, проводники рельсовые. Многоканатные подъемные машины МК3,25x4 установлены в металлическом башенном копре.

Вентиляционный ствол ВС-5 служит для выдачи исходящей струи воздуха и является запасным выходом из шахты. Оборудован клетевым подъемом ШПМ1,5x3 с клетью на 18 человек и спасательной лестницей с лебедкой ЛПЭР-5/1000. Глубина ствола 1597 м, диаметр в свету 6,5м. Ствол имеет сопряжения с горизонтами -950м, -1000м, -1050м. Комплекс сооружений поверхности включает в себя копер «Север-2» с надшахтным зданием, здание вентиляторной установки с вентиляторами ВЦД-47 «Север».

Вентиляционный ствол ВС-6 служит для выдачи исходящей струи воздуха и является запасным выходом из шахты. Ствол вскрывает горизонты -950м, -1000, -1050м, -1100, -1200, -1300. Ствол оборудован клетевым подъемом ШПМ1-5x3 с двухэтажной клетью на 36 человек и бадьевым подъемом ШПМ1-5x3. Глубина ствола 1347м, диаметр в свету - 6,5м. Армировка ствола канатная. Комплекс зданий и сооружений поверхности аналогичен стволу ВС-5.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

1.2.3 Горнотехническая характеристика месторождения, проектируемого мной согласно заданию

Нижняя граница оруденения $H_n=1400$ м; длина месторождения по простиранию и падению соответственно $L=1000$ м, $B=950$ м; угол падения $\alpha=12^\circ$; мощность месторождения $m=20$ м.; объемный вес руды $\gamma=4$ т/м³; годовая производительность проектируемого рудника $A=2,5$ млн.т.; месторождение располагается в равнинной местности; налегающий массив представлен крепкими скальными породами с углом сдвига $\delta=75^\circ$.

1.2.4 Земельный отвод

Для определения площади земельного отвода необходимо определить размеры X_1 , X_2 (рисунок 1).

$$X_1 = H_n \cdot \tan(90 - \delta) = 1400 \cdot \tan(90 - 75) = 375 \text{ м.}; \quad (1.1)$$

$$H_B = H_n - (B \cdot \sin \alpha) - m = 1400 - (950 \cdot \sin 12) - 20 = 1182 \text{ м.}; \quad (1.2)$$

$$X_2 = H_B \cdot \tan(90 - \delta) = 1182 \cdot \tan(90 - 75) = 317 \text{ м.}; \quad (1.3)$$

где H_n – нижняя точка оруденения, м.; H_B – верхняя точка оруденения, м.; m – мощность месторождения, м.; δ - угол зоны сдвига, град.; α - угол падения, град.

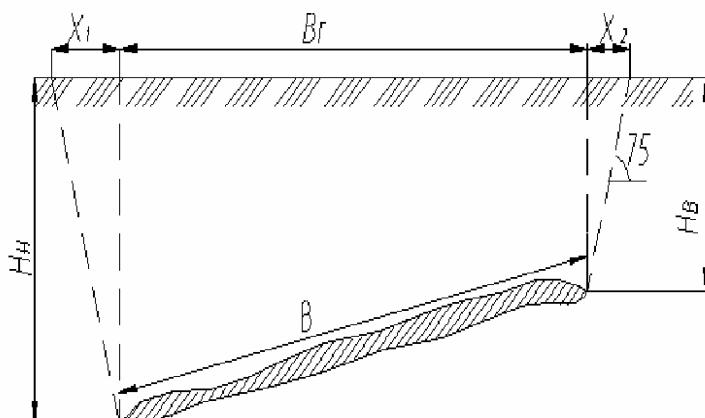


Рисунок 1.1 - Схема залегания месторождения

Площадь земельного отвода:

$$S = (X_1 + B_f + X_2) \cdot (X_2 + L + X_1) = (375 + 929 + 317) \cdot (317 + 1000 + 375) = 2640609 \text{ м}^2 = 264 \text{ Га} \quad (1.4)$$

где B_f – проекция линии падения на горизонтальную плоскость.

$$B_f = B \cdot \cos \alpha = 950 \cdot \cos 12 = 930 \text{ м.}; \quad (1.5)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

1.2.5 Вскрытие месторождения

Вскрытие месторождения вертикальным скиповым стволовом в лежачем боку месторождения посередине линии простирания, вне мульды сдвижения горных пород (рисунок 1.2).

Данный способ вскрытия предполагает проведения следующих вскрывающих выработок: скипового ствола, вскрывающих квершлагов, а также клетевого и вентиляционного стволов, капитального рудоспуска.

Проектируем горизонты так, чтобы высота этажей была не более 80 м.

Высота первого этажа 80 метров, где верхняя граница - 1172м., нижняя граница - 1252м. Высота второго этажа 80 метров, где верхняя граница - 1252м., нижняя граница -1332м. Высота третьего этажа 78 метров, где верхняя граница - 1332м., нижняя граница -1410м.

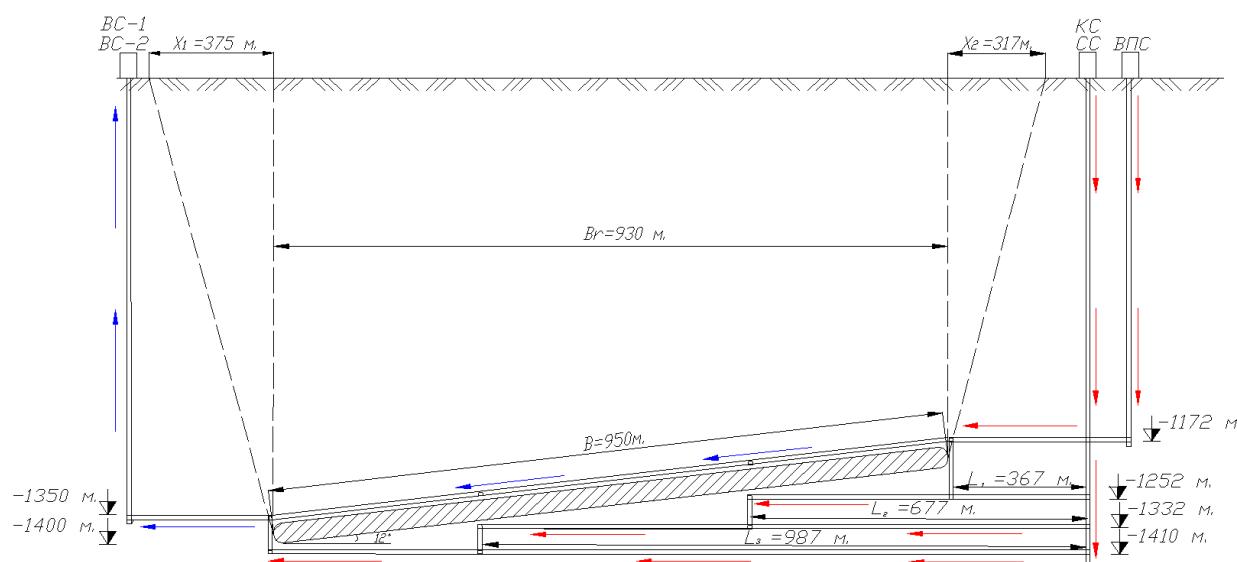


Рисунок 1.2 - Вскрытие месторождения вертикальным скиповым стволовом в лежачем боку месторождения посередине линии простирания, вне мульды сдвижения горных пород

Размеры вскрывающих выработок:

Глубина скипового ствола:

$$H_{cc} = H_H + H_3 = 1400 + 50 = 1450 \text{ м.}; \quad (1.6)$$

где $H_H = 1400$ – нижняя граница третьего этажа, м;

$H_3 = 50$ – глубина зумпфа, м.

Глубина воздухо-подающего ствола:

$$H_{впс} = H_e + H_3 = 1172 + 15 = 1187 \text{ м.}; \quad (1.7)$$

где $H_e = 1172$ – верхняя точка оруденения, м;

$H_3 = 15$ – глубина зумпфа, м.

Глубина клетевого ствола:

$$H_{kc} = H_{cc} = 1450 \text{ м.}; \quad (1.8)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Общая длина вскрывающих квершлагов:

$$L_1 = X_2 + X_o = 317 + 50 = 367 \text{ м.}; \quad (1.9)$$

$$L_2 = L_1 + \frac{B_e}{3} = 367 + \frac{930}{3} = 677 \text{ м.}; \quad (1.10)$$

$$L_3 = L_2 + \frac{B_r}{3} = 677 + \frac{930}{3} = 987 \text{ м.}; \quad (1.11)$$

$$\Sigma L_{KB} = 2 \cdot (L_1 + L_2 + L_3) = 2 \cdot (367 + 677 + 987) = 4062 \text{ м}$$

где X_o – величина охранного целика, м. ($X_o=50$ м);

Глубина капитального рудоспуска:

$$H_p = 198 \text{ м.}$$

1.2.6 Выбор схемы подготовки откаточного и вентиляционного горизонтов

При разработке пологопадающего месторождения выбирается панельная схема подготовки откаточного и вентиляционного горизонтов.

Выработки откаточных горизонтов сечением $S=16 \text{ м}^2$ пройдены в подстилающих породах с минимальным расстоянием от почвы рудного тела 10 метров.

Проектируем панель длиной 310 метров по падению и шириной 100 метров по простиранию месторождения (рисунок 1.3).

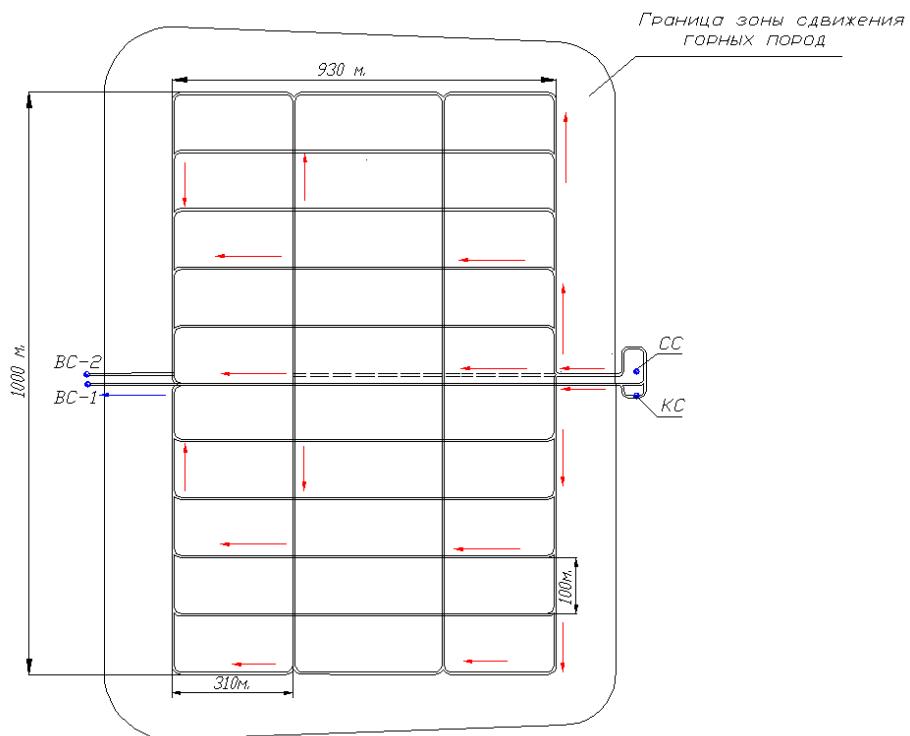


Рисунок 1.3 - Панельная схема подготовки откаточных горизонтов

Следовательно, на откаточных горизонтах подготавливаемого месторождения будут пройдены: на гор.-1252м- 2 откаточных штрека длиной 1000 метров (всего 2000 метров) и 11 откаточных квершлагов длиной по 310 метров (всего 3410 метров); на гор.-1332м- 2 откаточных штрека длиной 1000

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 19

метров (всего 2000 метров) и 11 откаточных квершлагов длиной по 310 метров (всего 3410 метров); на гор.-1410м- 2 откаточных штрека длиной 1000 метров (всего 2000 метров) и 11 откаточных квершлагов длиной по 310 метров (всего 3410 метров). Сечение выработок вентиляционно-закладочного горизонта $S=14\text{m}^2$. Схема вентиляционно-закладочных горизонтов идентична схеме откаточных горизонтов. Суммарная длина всех подготовительных выработок составит $\sum L_n = 32460\text{m}$.

Линейный коэффициент подготовки откаточных и вентиляционно-закладочных горизонтов:

$$K_L = \frac{\sum L_n}{B} \cdot 1000 = \frac{32460}{76 \cdot 10^6} \cdot 1000 = 0,43 \text{м/1000м}; \quad (1.12)$$

где B – балансовые запасы месторождения, в тоннах.

$$B = m \cdot L \cdot B \cdot \gamma, \text{млн.т.}; \quad (1.13)$$

$$B = m \cdot L \cdot B \cdot \gamma = 20 \cdot 1000 \cdot 950 \cdot 4 = 76 \text{млн.т.}$$

где L – длина месторождения по линии простирания, $L=1000$ м;

B – длина месторождения по линии падения, $B=950$ м.;

γ - объемный вес руды, $\gamma=4$ т./ м^3 ;

m – мощность месторождения, $m=20$ м.

Объемный коэффициент подготовки:

$$K_V = \frac{\sum V_o + \sum V_{63}}{B} \cdot 1000 = \frac{259680 + 227220}{76 \cdot 10^6} \cdot 1000 = 6,4 \text{м}^3 / 1000\text{м}; \quad (1.14)$$

где $\sum V_o$ – суммарный объем выработок откаточных горизонтов:

$$\sum V_o = \sum L_o \cdot S_o = 16230 \cdot 16 = 259680 \text{м}^3; \quad (1.15)$$

$\sum V_{63}$ – суммарный объем выработок вентиляционно-закладочного горизонта:

$$\sum V_{63} = \sum L_{63} \cdot S_{63} = 16230 \cdot 14 = 227220 \text{м}^3.; \quad (1.16)$$

1.2.7 Расчет времени на проведение вскрывающих выработок первой и второй очереди строительства рудника

В первую очередь разрабатываются запасы, расположенные в пределах гор. -1252м и -1332м. Во вторую очередь разрабатывается гор.-1410м.

Количество балансовых запасов, подлежащих разработке в первую очередь:

$$B_3 = B/2 = 76 \cdot 2/3 = 50,6 \text{ млн.т}; \quad (1.17)$$

Продолжительность отработки запасов первой очереди:

$$E = B_3/A = 50,6/2,5 = 20,24 \text{ года}; \quad (1.18)$$

За это время проводятся вскрывающие и подготовительные выработки для второй очереди разработки месторождения. Все расчеты по определению времени строительства первой и второй очереди сведены в таблицы 1.1 и 1.2.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Таблица 1.1 - Время проведения главных вскрывающих выработок

Наименование объекта	Объем, протяженность, глубина	Норма выработки	Продолжительность строительства
Скиповой ствол	1450 м	50 м	29 мес.
Клетевой ствол	1450 м	50 м	29 мес.
Воздухоподающий ствол	1187 м	50 м	23,7 мес.
Вентиляционный ствол № 1	1365 м	50 м	27,3 мес.
Вентиляционный ствол № 2	1365 м	50 м	27,3 мес.
Околоствольный двор	19004 м ³	350 м ³	54,3 мес.
Капитальный вентиляционный штрек горизонт -1350 м	425 м	70 м	6,1 мес.
Вент.-закладочный квершлаг горизонт -1172 м	417 м	70 м	5,9 мес.
Вскрывающие квершлаги гор.-1252 м	367 м	70 м	5,3 мес.
гор.-1332 м	677 м		9,7 мес.
Вент.-закладочный горизонт	16230 м	70 м	231,8 мес.
Откаточные горизонты: -1252 м, -1332 м	5410 м 5410 м	70 м	77,3 мес. 77,3 мес.
Капитальный рудоспуск	198 м	70 м	2,8 мес.
Всего	-	-	606,8 мес.

Исходя из необходимости ввести месторождение в эксплуатацию в течении 5 лет ($T=60$ мес.), рассчитаем необходимое количество проходческих бригад. На период строительства стволов можно использовать не более десяти бригад (по две на ствол), далее количество бригад можно увеличивать по мере продвижения строительства и увеличения числа забоев.

Определяем число минимально необходимых для этого бригад:

Число необходимых бригад:

$$N_{3m} = \frac{T'}{T''} = \frac{606,8}{60} \approx 10 \text{ бригад}; \quad (1.19)$$

где $T''=5$ лет (60 мес.) – время строительства первой очереди, лет.

$T' = 606,8$ мес. - время строительства одним забоем

Принимаем к проекту 10 проходческих бригад.

Таблица 1.2 - Строительство второй очереди рудника

Наименование объекта	Протяженность	Норма выработки	Продолжительность строительства
Вскрывающие квершлаги гор. -1410 м	987 м	70 м	14,1 мес.
Откаточный горизонт -1410 м	5410 м	70 м	77,3 мес.
Всего	-	-	91,4 мес.

Принимаем время строительства второй очереди рудника равным 3 года (36 мес.). Принимая во внимание вышесказанное, определим необходимое количество проходческих бригад для строительства второй очереди:

$$N = \frac{91,4}{36} = 3 \text{ бригады}; \quad (1.20)$$

Принимаем 3 проходческие бригады.

1.3. Система разработки

1.3.1 Основные условия, определяющие выбор системы разработки

Рациональный выбор системы разработки рудного месторождения представляет собой сложную задачу вследствие многочисленных факторов, влияющих на правильность решения. Нельзя предложить для какого-либо месторождения одну, стандартную систему разработки. В процессе разработки месторождения применяется обыкновенно ряд систем, развивающихся на практике в зависимости от изменяющихся условий залегания и характера пород. Достоинство системы в целом определяется ее безопасностью, производительностью и экономичностью. Правильная система разработки должна также обеспечивать минимальные потери руды и металла; минимальное разубоживание руды, очистную выемку по возможности в одну стадию работ, быструю подготовку и развитие добычи; интенсивность очистных работ, готовность, т.е. возможность приспособления к неправильным контурам рудного тела и перехода при изменяющихся условиях на другую систему; минимальный расход крепи и других материалов.

Выбор системы разработки, максимально удовлетворяющий изложенным требованиям, зависит от постоянных факторов (устойчивость руды и вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела), учитываемых в любых случаях, и переменных (возможность нарушения в результате разработки вышележащих пород и поверхности, непрерывность залегания руды в месторождении, возгораемость руды, слеживаемость руд, глубина разработки), которые выдвигаются как ограничения в неблагоприятных условиях

1.3.2 Слоевая система разработки с нисходящим порядком выемки слоёв

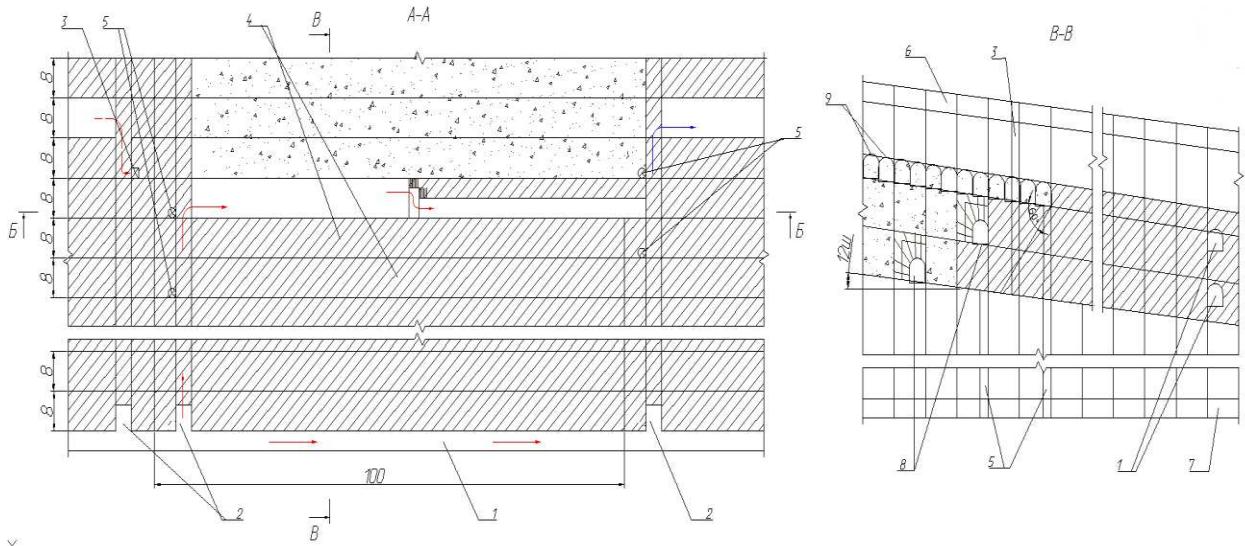
Сущность нисходящего порядка выемки заключается в том, что рудное тело по мощности разделяют на горизонтальные слои, которые отрабатывают с опережением верхними слоями нижних.

Нисходящий порядок выемки слоев может применяться при разработке руд любой нарушенности, залегающих на любых (для условий рудников Талнаха) глубинах.

Характерным отличием варианта системы является предварительное сооружение по кровле рудного тела армированного бетонного перекрытия и

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 22

ведение очистных работ под искусственной кровлей. Сооружение перекрытия по кровле рудного тела преследует цель не только создания надежной искусственной кровли, но и является средством разгрузки рудного массива от высоких напряжений в районе ведения очистных работ.



1 - транспортный штrek, 2 - слоевой орт, 3 - вент. восстающий, 4 - очистной слой, 5 - рудоспуск, 6 - выработки вент.-закладочного горизонта, 7 - выработки откаточного горизонта, 8 - разрезной штrek, 9 - штrek перекрытия.

Рисунок 1.4 - Сплошная слоевая система разработки с нисходящим порядком выемки слоев.

Подготовка и нарезка панели заключается в проходке следующих выработок: транспортных штреков, слоевых ортов, рудоспусков, вентиляционных восстающих, а в рудном теле – штреков перекрытия и разрезных штреков.

Технологические схемы очистной выемки определяются с учетом нарушенности руд, прочности и слоистости искусственной кровли. Отработка слоев под перекрытием производится с предварительной проходкой в них разрезного штрека и отбойкой руды веерами шпуров Ø42мм. В качестве ВВ используется гранулит АС-8. Заряжение шпуров осуществляется с помощью пневмозарядчика ЗП-5, взрывание электрическое. Высота очистных выработок принимается с учетом технических характеристик буровых и кровлеоборочных машин и устойчивости искусственной стенки (нормативной прочности твердеющей закладки). Для бурения шпуров применяются установки типа «УБШ-532Д» и «Бумер 282Н». Погрузка и доставка руды производится ПДМ типа ST-8 и ST-5.

Закладка выработанного пространства в рассматриваемом варианте предусматривается твердеющими закладочными смесями на основе ангидрита, гранулированного шлака и цемента (АШЦ). Выработки защитного слоя закладываются смесями марки М100, основные слои — М30 и М100.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Закладочная смесь подаётся из вентиляционно-закладочного горизонта через скважины Ø150мм, пробуренные на всю мощность рудного тела.

К недостаткам системы можно отнести высокую трудоемкость работ по сооружению армированной кровли, многостадийность выемки основных запасов.

К достоинствам - безопасность ведения горных работ под защитным слоем в сложных горно-геологических условиях.

Конструируя систему разработки, выбираем следующие параметры подготовительно-нарезных выработок:

- транспортные штреки $S=16\text{м}^2$;
- слоевые орты $S=16\text{м}^2$;
- рудоспуск $S=4\text{м}^2$;
- вентиляционные восстающие $S=4\text{м}^2$;
- штреки перекрытия $S=16\text{м}^2$;
- разрезные штреки $S=16\text{м}^2$.

Параметры очистных выработок:

- 1 стадия расширения разрезных штреков до сечения 6х6,5 м;
- 2 стадия расширения до сечения 8х8 м;
- длина ленты 100м.

В процессе разработки принимаем следующие условия:

При проведении подготовительно-нарезных выработок в рудном массиве нормативные потери и разубоживание соответственно $n=1\%$ и $p=1\%$, при очистной выемке $n=1,2\%$, $p=14\%$.

При проведении очистных выработок используется дизельное самоходное оборудование (ДСО), следующих – бурильные установки:

Бумер 282Н;

УБШ-532Д;

– погрузочно-доставочные машины:

ST-8;

ST-5;

– кровлеоборочная машина:

Юти-лифт 807;

Годовая норма амортизации ДСО:

– буровая установка $H_{AB}=25\%$;

– погрузочно-доставочная машина $H_{APDM}=25\%$;

– кровлеоборочная машина $H_{AK}=25\%$.

При закладке выработанного пространства производительность ПЗК составляет $H_3=630 \text{ м}^3/\text{смену}$.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

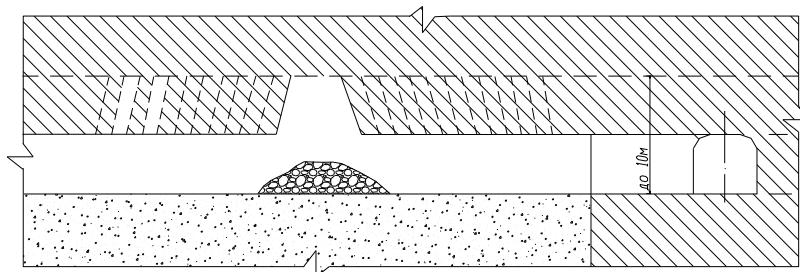


Рисунок 1.5- Секционная отбойка встречным взрыванием поперечных рядов шпурков на предварительно образованную полость.

Механизация вспомогательных технологических операций (осмотр, оборка, крепление кровли, заряжание шпурков, доставка оборудования и материалов, перевозка людей, и др.) обеспечивается применением самоходных машин с

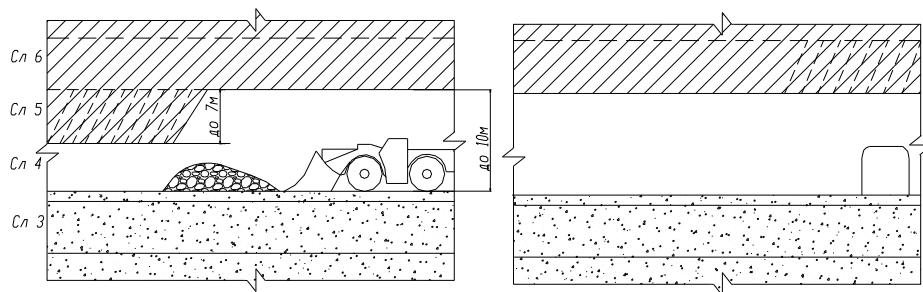


Рисунок 1.6- Схема выемки основных слоев с применением самоходных буровых установок.

Высоту отбиваемого слоя определяют исходя из технических возможностей применяемого бурового оборудования.

1.3.3 Расчёт технико-экономических показателей системы разработки

Расчёт балансовых запасов “расчётного блока” по элементам системы разработки.

Количественные потери по видам работ определяем по формуле:

$$\Pi = \frac{n_i \cdot B_i}{100}, m \quad (1.21)$$

где: n_i – коэффициент потерь при данном виде работ, %;

B_i – количество балансовых запасов, т.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Средневзвешенный коэффициент потерь руды по системе разработки равен:

$$n = \frac{\sum \Pi_i}{\sum B_i} \cdot 100, \% \quad (1.22)$$

Количество рудной массы при отработке:

$$\mathcal{D}_i = B_i \cdot \frac{1-n}{1-p}, m \quad (1.23)$$

Количество вмещающих горных пород (или закладочного массива), разубоживающих балансовую руду при отработке:

$$B_i = \mathcal{D}_i \cdot p_i, m \quad (1.24)$$

Средневзвешенное разубоживание по системе разработки:

$$P = \frac{\sum B_i \cdot 100}{\sum \mathcal{D}_i}, \% \quad (1.25)$$

Линейный коэффициент подготовительно-нарезных выработок по системе разработки находим как:

$$K_L = \frac{\sum L_{n.h.}}{B} \cdot 1000, \frac{m}{1000m} = K_L = \frac{(2704 + 190)}{284224} \cdot 1000 = 10 \frac{m}{1000m}, \quad (1.26)$$

Объёмный коэффициент подготовительно-нарезных выработок по системе разработки равен:

$$K_V = \frac{\sum V_{n.h.}}{B} \cdot 1000, \frac{m^3}{1000m} = K_V = \frac{24944}{284224} \cdot 1000 = 87 \frac{m^3}{1000m}. \quad (1.27)$$

Балансовый запас Б = 284224 ,т

$V_{n.h.}$ – объем подготовительно-нарезных выработок, $V_{n.h.} = L_{n.h.} \cdot S_{n.h.}$

Все необходимые данные для расчётов и результаты сводим в таблицу 1.3.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Таблица 1.3 - Результаты расчетов

Виды работ и наименование выработок	Число выработок	Сечение, м ²	Длина, м		Объем, м ³	Количество балансовых запасов, Г т.	Количество вмещающих пород, Г т.	Коэффициент поправки %	Количество извлеченных запасов, Г т.	Разбурживание, р%	Количество примешанных пород, Г т.	Доля запасов, %
			по руде	по породе								
Подготовительно-нарезные работы												
Транспортные штреки	2	16	100	-	3200	12800	-	-	12800	-	12800	2,33
Слоевые орты	3	16	144	-	2304	9216	-	-	9216	-	9216	1,67
Штреки перекрытия	12	16	1200	-	19200	76800	-	-	76800	-	76800	13,97
Рудоспуск	2	4	40	60	160	640	732		640		640	0,11
Вент. восстающие	1	4	20	30	80	320	366		320		320	0,06
Итого:			2704	19 0	24944	99776	1098		99776		99776	18,14
Очистные работы												
Отработка слоев	-	-	-	-	71056	284224	-	1 , 4	280244, 8	15 , 5	449728 , 7	81,86
Итого по блоку:					9600	384000	-		380020,8		549504 , 7	100,0

2 Горные машины и оборудование

Разнообразные и сложные горнотехнические условия разработки руд цветных металлов предопределяют применение различных по конструктивному выполнению и технологии систем разработки, а они, в свою очередь, определяют широту диапазона необходимых конструкций и типоразмеров машин.

К факторам, влияющим на конструктивное выполнение и рабочие параметры машин, относятся:

- а) высокая крепость и абразивность руд;
- б) разнообразие площадей поперечных сечений очистных забоев;
- в) жесткие требования по ограничению загрязнения воздушной среды (пыль, газ, масляный туман);
- г) крутые повороты, ограниченные площади поперечного сечения выработок, плохая видимость, неровная и обводненная почва, наличие подъёмов и спусков, затрудняющих мобильность при перемещении и работе оборудования.

В этих условиях конструкция машин должна обеспечить:

- а) широкий диапазон рабочих параметров при относительно небольших размерах и массе, что желательно с точки зрения сокращения типоразмеров и унификации узлов;
- б) надежность в работе и удобство в обслуживании;
- в) автономность привода, что позволяет устраниить сложные коммуникации и работы по их систематическому наращиванию;
- г) достаточно высокую мощность и производительность;
- д) безопасность эксплуатации;
- е) экономичность.

2.1 Обоснование выбора способа отделения горной массы от массива

В настоящее время существует два наиболее эффективных способа отделения горной массы от массива горных пород:

- использование режущего инструмента, разрушающего весь забой или его часть;
- буровзрывной способ отделения горной массы.

К первому способу относится применение горных комбайнов различных типов. Проходческие комбайны применяют при проведении горных выработок по углю, руде и породе. Использование комбайна позволяет совместить во времени основные и наиболее трудоемкие операции, что в 2 – 2,5 раза повышает темпы проведения выработок и производительность труда.

Однако применение проходческих комбайнов в породах с коэффициентом крепости $f \geq 8$ не принимается.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Разрушение горных пород взрывом является основным способом отделения от массива скальной породы, ее дробления или перемещения. Эффективность буровзрывного способа подготовки объясняется специфическим характером выделения тепловой энергии при взрыве взрывчатого вещества и преобразованием ее в кинетическую энергию продуктов взрыва и энергию взрывной волны, которая распространяется со скоростью, превышающей или равной скорости звука, благодаря чему в движение за короткое время вовлекаются большие объемы среды. Поэтому взрывные работы остаются практически единственным средством разрушения больших объемов горных пород, отличаясь быстрой исполнения и относительно небольшими затратами, занимая в себестоимости добычи полезных ископаемых всего 12-20 %. При этом необходимо подчеркнуть, что повышение качества взрывной подготовки пород является одним из основных путей увеличения производительности погрузочного и транспортного оборудования.

При выборе способа отделения горной массы от массива, следует учитывать, что общая оценка буровзрывного способа базируется на трёх основных критериях: безопасности, экономичности и экологичности.

Подземные взрывные работы отличаются повышенной опасностью поражения людей, повреждения механизмов и сооружений от воздействия ударной воздушной волны, сейсмических колебаний, разлёта кусков породы, ядовитых газов и пр. Поэтому они должны выполняться в строгом соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах и быть экологически безопасными.

Экономичность буровзрывных работ достигается на основе глубоких знаний физико-технических свойств горных пород, теории их разрушения, теории взрыва и создания промышленных ВВ, теории детонации, способов и средств инициирования зарядов ВВ; процессов разрушающего, сейсмического и воздушного действия взрыва зарядов ВВ; методов управления энергией взрыва и ряда других сложных вопросов.

Так же следует учитывать, что трудоемкость подземных буровзрывных работ занимает 60 % общей трудоёмкости добычи. С увеличением крепости пород относительная трудоемкость буровзрывных и в первую очередь буровых работ возрастают.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

2.2 Обоснование выбора бурового оборудования

Выбор бурового оборудования осуществляется с учётом его целесообразного применения, оценки достоинств и недостатков, его стоимости, а также стоимости запасных частей. Разнообразные и сложные горнотехнические условия разработки руд цветных металлов предопределяют применение различных по конструктивному выполнению и технологии систем разработки, а они, в свою очередь, определяют широту диапазона необходимых конструкций и типоразмеров машин.

Тип оборудования, зависящий от коэффициента крепости и способа бурения, выбираем из таблицы 2.1.

Таблица 2.1 – Выбор бурового оборудования по способу бурения

Способ бурения	Коэффициент крепости пород	Тип Оборудования
Ударный	2-20	Перфораторы переносные телескопные, колонковые с независимым вращением бура, буровые каретки с бурильными машинами ударно-вращательного, вращательно-ударного действия
Ударно-вращательный	2-20	Погружные пневмоударники
Вращательно-ударный	2-16	Буровые головки

При заданной производительности рудника, принимаем самоходное оборудование. Самоходные бурильные установки позволяют наиболее полно решать вопросы комплексной механизации буровых работ, исключить ручной труд и улучшить санитарно-гигиенические условия труда, и, кроме того, они частично механизируют и облегчают выполнение таких операций, как осмотр и крепление забоя, заряжание шпуров, оборка кровли и др.

Сравнивая технические характеристики однотипных установок: по числу бурильных машин, по мощности двигателя, по ходовой части, по габаритам, производим предварительный выбор бурового оборудования.

Основными критериями выбора являются: соответствие горногеологическим условиям, надёжность, безопасность при эксплуатации, трудоёмкость ремонта. Остальные критерии являются вспомогательными для наиболее эффективного использования.

Техническая характеристика бурильных установок применяемых в горной промышленности, приведена в таблице 2.2.

Таблица 2.2 - Технические характеристики буровых установок

	Бурильные установки	
	Для проходческих работ	Для очистных работ
	Boomer 282	УБШ – 532Д
Максимальные размеры забоя обуруиваемого с одной установки, м: высота ширина	6,0 8,7	7,0 8,5
Площадь обуруиваемого забоя, м ²	12-35	15-40
Число бурильных машин	2	3
Бурильная машина	Cop 1238HD	ГБГ
Податчик	Гидравлический	Гидравлический
Ход подачи, м	3-4,9	2,8-4
Ходовая часть	Пневмоколесная	Пневмоколесная
Двигатель	Дизельный	Дизельный
Мощность двигателя, кВт	58	100
Скорость передвижения, км/ч	13	10
Преодолеваемый угол, град.	15	15

Продолжение таблицы 2.2

Внешний радиус поворота, м	5,7	8
Транспортные габариты, мм:		
длина	11830	12100
ширина	1990	2500
высота	2300	2300
Масса установки, т	15,7	25

2.2.1 Выбор бурового инструмента

При данной крепости отбойка производится буровзрывным способом.

Так как породы вязкие монолитные обладают средней абразивностью, то целесообразно применять штыревые коронки. С рекомендациями, от энергии удара бурового молотка = 90 Дж. выбираем коронку с круглой резьбой для горнопроходческих работ КНШ 52-31К ГОСТ 17196-77, с энергией удара бурового молотка свыше 90 Дж. выбираем коронку с круглой резьбой для очистных работ КНШ 65-38К.

Для перфораторов используют составные буры, состоящие из съемного хвостовика, штанги, соединительной муфты и буровой коронки. Для данных условий принимаем штангу компании Sandvik, изготовленную из круглой стали диаметром $d_{ш} = 31$ и 38мм и круглой веревочной резьбой. Длина штанг равна ходу подачи бурильной машины, т.е. 4м.

2.2.1.1 Горнопроходческие работы

Техническая производительность Boomer 282, шпм/ч
На данной установке используется гидравлический перфоратор Cop 1238.

Таблица 2.3 - Технические характеристики гидравлического перфоратора Cop 1238

Энергия удара	88,26 Дж
Частота ударов	60 Гц
Частота вращения шпинделя	200 об/мин
Крутящий момент	1000 Нм
Выходная мощность	18 кВт
Расход промывочной воды	1,1 л/с

$$Q_{tex} = \frac{60}{t_{буп} + t_{вспом}} = \frac{60}{0,8 + 1,1} = 32 \quad (2.1)$$

где $t_{бур}$ - время бурения шпера длиной 1 м, мин;

$t_{вспом}$ - вспомогательное время, нужное для бурения шпера длиной 1 м, мин;

$$t_{вспом} = t_{ман} + t_{ox} + t_K = 0,45 + 0,35 + 0,3 = 1,1 \quad (2.2)$$

где $t_{ман} = 0,45$ мин – время маневров машины, связанное с ее установкой и переустановкой;

$t_{ox} = 0,35$ мин - время обратного хода буровой машины отнесенное к 1 м шпера;

$t_K = 0,3$ мин - время на замену коронок.

$$t_{бур} = \frac{1}{V_{мех} \cdot N \cdot K_o} = \frac{1}{0,8 \cdot 2 \cdot 0,8} = 0,8 \quad (2.3)$$

где $N = 2$ - число бурильных машин на установке;

$K_o = 0,8$ - коэффициент одновременной работы двух манипуляторов;

$V_{мех}$ - механическая скорость бурения, мин

$$V_{мех} = 100 \cdot (20 - f) = 100 \cdot (20 - 12) = 800 \text{ мм/мин} \quad (2.4)$$

где f = коэффициент крепости горной массы по шкале Протодьяконова = 12

Эксплуатационная сменная производительность Boomer 282, шпм/смену

$$Q_{ЭКС} = \frac{T - (t_{пз} + t_{пз1} + t_0 + t_{взр})}{t_{бур} + t_{вспом}} = \frac{420 - (10,5 + 39,9 + 42 + 50,4)}{0,8 + 1,1} = 146 \quad (2.5)$$

где $T = 420$ мин – продолжительность рабочей смены;

$t_{пз} = 10,5$ мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 420 мин);

$t_{пз1} = 39,9$ мин (9,5 % от 420 мин);

$t_0 = 42$ мин - время отдыха бурильщика (10 % от 420 мин);

$t_{взр} = 50,4$ мин - время на технологический перерыв, связанный с ведением взрывных работ (12 % от 420 мин).

Следует отметить, что производительность СБУ Boomer-282 на проходке в значительной степени определяется количеством подготовленных к бурению забоев и расстоянием между ними.

Годовая эксплуатационная производительность установки Boomer 282, шпм/год

$$Q_{ЭКС}^Г = Q_{ЭКС} \cdot (H - n_p) \cdot s = 146 \cdot (305 - 35) \cdot 3 = 118260 \quad (2.6)$$

где $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 33

$n_p = 35$ - число ремонтных дней установки в году;
 $s = 3$ - число смен в сутки.

Учитывая то что, длины откаточных горизонтов примерно равны, за исключением длин главных откаточных выработок, принимаем за годовой объем проходческих работ – объем горной массы извлекаемый при строительстве одного откаточного горизонта, равный $86560 \text{ м}^3/\text{год}$ или $346240 \text{ т}/\text{год}$.

Рабочий парк установок Boomer 282, ед

$$N_{раб} = \frac{V_{год} \cdot K_p}{Q_{экс}} = \frac{188174 \cdot 1,15}{118260} = 2 \quad (2.7)$$

где $V_{год}$ – годовой объем бурения (шпм/год);

$K_p = 1,15$ - коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

$$V_{год} = \frac{A_{год,пр}}{\lambda \cdot \gamma_p} = \frac{346240}{0,46 \cdot 4} = 188174 \quad (2.8)$$

где $A_{год,пр} = 346240 \text{ т}/\text{год}$ – годовой объем проходческих работ;

$\lambda = 0,46$ – значение выхода руды с 1м шпура;

$\gamma_p = 4 \text{ т}/\text{м}^3$ – объемная плотность породы.

Для бурения разгрузочных шпуров и перекрепления выработок - нужно две буровые машины типа Boomer 282.

Инвентарный парк установок Boomer 282, ед.

$$N_{инв} = \frac{N_{сп}}{K_g} = \frac{3}{0,85} = 4 \quad (2.9)$$

=

где $K_g = 0,85$ – коэффициент готовности машины.

Списочное количество буровых установок типа Boomer 282 составит:
 $N_{сп} = 3$ ед.

2.2.1.2 Очистные работы

Техническая производительность УБШ – 532Д, шпм/ч
На данной установке используется гидравлический перфоратор ГБГ марки 501А-07.04.0140

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649

Лист

Таблица 2.3 - Технические характеристики гидравлического перфоратора ГБГ марки 501А-07.04.0140

Энергия удара	108 Дж
Частота ударов	250 Гц
Расход воздуха	13,6 м ³ /мин
Давление сжатого воздуха	0,5 Нм
Расход промывочной воды	15 л/с

$$Q_{mex} = \frac{60}{t_{бур} + t_{вспом}} = \frac{60}{0,8+1,2} = 30 \quad (2.10)$$

где $t_{бур}$ - время бурения шпера длиной 1 м, мин

$t_{вспом}$ - вспомогательное время, нужное для бурения шпера длиной 1 м, мин;

$$t_{вспом} = t_{ман} + t_{ox} + t_K = 0,5 + 0,4 + 0,3 = 1,2 \quad (2.11)$$

где $t_{ман} = 0,5$ мин – время маневров машины, связанное с ее установкой и переустановкой;

$t_{ox} = 0,4$ мин - время обратного хода буровой машины отнесенное к 1 м шпера;

$t_K = 0,3$ мин - время на замену коронок.

$$t_{бур} = \frac{1}{V_{mex} \cdot N \cdot K_0} = \frac{1}{0,8 \cdot 2 \cdot 0,8} = 0,8 \quad (2.12)$$

где $N = 2$ - число бурильных машин на установке;

$K_0 = 0,8$ - коэффициент одновременной работы двух манипуляторов;

V_{mex} - механическая скорость бурения,

мин

$$V_{mex} = 100 \cdot (20 - f) = 100 \cdot (20 - 12) = 800 \text{ мм/мин} \quad (2.13)$$

где f = коэффициент крепости горной массы по шкале Протодьяконова = 12.

Эксплуатационная сменная производительность УБШ-532Д,
шпм/смену

$$Q_{ЭКС} = \frac{T - (t_{пз} + t_{пз}^1 + t_o + t_{взр})}{t_{бур} + t_{вспом}} = \frac{420 - (10,5 + 41,3 + 42 + 50,4)}{0,8 + 1,2} = 138 \quad (2.14)$$

где $T = 420$ мин – продолжительность рабочей смены;

$t_{пз} = 10,5$ мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 420 мин);

$t_{пз}^1 = 41,3$ мин (9,5 % от 420 мин);

$t_o = 42$ мин - время отдыха бурильщика (10 % от 420 мин);

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

$t_{взр}=50,4$ мин - время на технологический перерыв, связанный с ведением взрывных работ (12 % от 420 мин)

Годовая эксплуатационная производительность установки Boomer 353Н, шпм/год

$$Q_{ЭКС}^r = Q_{ЭКС} \cdot (H - n_p) \cdot s = 138 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 193560 \quad (2.15)$$

где $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;

$n_p = 45$ - число ремонтных дней установки в году;

$s = 3$ - число смен в сутки.

Рабочий парк установок УБШ – 532Д, ед

$$N_{раб} = \frac{V_{год} \cdot K_p}{Q_{ЭКС}^r} = \frac{1358696 \cdot 1,15}{193560} = 8 \quad (2.16)$$

где $V_{год}$ – годовой объем бурения (шпм/год);

$K_p = 1,15$ - коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

$$V_{год} = \frac{A_{год,пр}}{\lambda \gamma_{п}} = \frac{2500000}{0,46 \cdot 4} = 1358696 \quad (2.17)$$

где $A_{год.} = 2500000$ т/год – годовая производительность рудника;

$\lambda = 0,46$ – значение выхода руды с 1м шпура;

$\gamma_{п} = 4$ т/м³ – объемная плотность руды.

Инвентарный парк установок УБШ – 532Д, ед.

$$N_{инв} = \frac{N_{раб}}{K_r} = \frac{8}{0,85} = 9 \quad (2.18)$$

где $K_r = 0,8$ – коэффициент готовности машины.

Общий парк буровых установок составит 13 ед.

2.3 Применяемые буровые коронки

В горнодобывающей промышленности применяются главным образом составные буры со съемными коронками, армированные твердыми сплавами. Коронки выпускаются следующих типов: долотчатые пластинчатые (КДП), долотчатые штыревые (КДШ), трехперые пластинчатые (КТП), трехперые штыревые (КТШ), крестовые штыревые (ККШ), X-образные пластинчатые

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 36

(КХП), X-образные штыревые (КХШ) и коронки одноразовые штыревые (КОШ). Коронки изготавляются наружным диаметром от 28 до 85 мм.

Коронки, армированные штырями сферической формы, самозатачивающиеся. В процессе бурения у них истирается матрица и обнажается твердый сплав. Они являются инструментом одноразового использования. Остальные типы коронок подлежат заточке после затупления.

В разработанном дипломном проекте применяем долотчатые коронки с прямоугольными пластинками, так как они наиболее подходят для бурения крепких и вязких пород определяется по ГОСТ 17196-71.

2.4 Обоснование и выбор оборудования для доставки погрузки горной массы

Оборудование выбираем по следующим критериям:

1. Обеспечение заданной производительности;
2. Мобильность;
3. Мощность;
4. Надежность;
5. Безопасность.

Выбор оптимального варианта доставки руды определяется техническим расчетом и представлен ниже.

Для условий проектируемого рудника предварительно принимаются погрузочно-доставочные машины. Данные машины предназначены для погрузки и транспортирования отбитой горной массы, погрузки её в рудоспуски (транспортные средства), а также выполнения работ по зачистке и устройству дорог, доставке оборудования и материалов.

Особенностями современных мощных машин данного типа являются универсальность (возможность выполнения нескольких основных и вспомогательных функций), пневмошийный ход и дизельный привод.

Широкое применение в погрузочно-доставочных машинах получил дизельный привод. Машины с ДВС обладают большой мощностью, экономичностью, просты по конструкции, обеспечивают легкость управления и плавность регулировки скоростей в широком диапазоне. Дизельный привод хорошо приспособлен для работы в условиях изменяющихся нагрузок. Основное преимущество данного привода перед электрическим - независимость от источника электроэнергии. Большими недостатками транспортировки полезного ископаемого машинами с ДВС являются, во-первых, образование токсичных газов при сгорании топлива, требующее специальных мер по нейтрализации и обезвреживанию, и, во-вторых, необходимость организации подземных заправочных пунктов, а в отдельных случаях устройства подземных складов горюче-смазочных материалов и ремонтных мастерских.

Модели машин, снабженные электродвигателями, питаются от кабельной сети кабелем, намотанным на барабане от троллея или в их

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 37

комбинации. В связи с этим, снижается манёвренность машин, безопасность обслуживающего персонала, и, как следствие, производительность.

Пневматический привод питается через шланг, что снижает скорость машин, он имеет невысокий КПД и используется лишь для машин легкого класса с небольшим радиусом действия.

Сравнивая технические характеристики однотипных машин, производим выбор погрузочно-доставочного оборудования (таблица 5).

Таблица 2.4 - Технические характеристики ПДМ

Показатели	Погрузочно-доставочная машина			
	ПД – 5	ПД – 8	ST – 5R	ST – 8BR
Грузоподъемность, т	5	8	5	8
Объем ковша, м ³	2,5	3,5	2,7	4,1
Скорость передвижения, км/ч	16 – 20	20	25	23
Мощность двигателя	110	140	136	270
Размеры, м:				
длина	9000	9600	9000	10312
ширина	2500	2500	2438	2489
высота	2500	2500	2300	2591
Масса, т.	22,4	28	23	30,7

Машины марки ПД при той же грузоподъемности уступают импортным машинам в мощности, скорости передвижения и объеме грузонесущего органа. Практика эксплуатации зарубежных погрузочно-доставочных машин на рудниках цветной металлургии доказала их преимущество перед отечественными машинами подобного типа. При прочих равных условиях достоинства первых: безотказность работы, ремонтопригодность, надежность. Уменьшение этих качеств обратно пропорционально ведет к увеличению рабочего парка машин.

2.5 Расчет количества и производительности ковшовых ПДМ

2.5.1 Проходческие работы

Эксплуатационная сменная производительность ST – 5R, т/смену

$$Q_{\text{экс}} = \frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot \gamma \cdot K_3}{t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разгр}}} = \frac{3600 \cdot 2,7 \cdot 7 \cdot 4 \cdot 0,95}{14 + 156 + 15} = 1397 \quad (2.19)$$

где $E = 2,7 \text{ м}^3$ – вместимость ковша машины;

$T = 7 \text{ ч}$ - продолжительность работы машины в течение смены;

$\gamma = 4$ – объемная плотность породы;

$t_{\text{разгр}} \approx 10 \dots 20 \text{ с}$;

$t_{\text{погр}}$ – время погрузки, с.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 38

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{ман}} \cdot K_{\text{рем}} = 8 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 1,1 \approx 14 \quad (2.20)$$

где $t_{\text{ц}}$ – время цикла черпания ковша, с;

$K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша;

$K_{\text{ман}}$ – коэффициент, учитывающий манёвр машины перед рудоспуском в забое;

$K_{\text{рем}}$ – время на ремонт, смазку и регулировку машины в забое.

$t_{\text{движ}}$ – время движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно.

$$t_{\text{движ}} = 3600 \cdot L \cdot (1/V_{\text{гр}} + 1/V_{\text{пор}}) \cdot K_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,2 \cdot (1/10 + 1/15) \cdot 1,3 \approx 156 \quad (2.21)$$

где $L \approx 0,20$ км – длина откатки руды;

$V_{\text{гр}} \approx 10$ км/ч – скорость машины в грузовом направлении;

$V_{\text{пор}} \approx 15$ км/ч – скорость машины в порожняковом направлении;

$K_{\text{дв}} = 1,25 \dots 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины.

Годовая эксплуатационная производительность $ST - 5R$, т/год

$$Q_{\text{ЭКС}}^{\text{г}} = Q_{\text{ЭКС}} \cdot (H \cdot n_p) \cdot s = 1400 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 1092000 \quad (2.22)$$

где $H = 305$ – количество рабочих дней машины в году;

$n_p = 45$ – число ремонтных дней установки в году;

$s = 3$ – число смен в сутки.

Списочный парк машин $ST - 5R$, ед.

$$N_{\text{спис}} = \frac{A_{\text{г.пр}} \cdot K_p}{Q_{\text{ЭКС}}^{\text{г}}} = \frac{2500000 \cdot 1,15}{1092000} = 3 \quad (2.23)$$

где $K_p = 1,15$ – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте;

$A_{\text{г.пр}} = 2500000$ т/год – годовой объем проходческих работ.

С учетом работ по зачистки и отсыпки транспортных выработок и уклонов, подсыпке перемычек и прочих вспомогательных работ получаем потребное количество ПДМ $ST - 5R$, ед.

$$N_{\text{спис}} = 3 \cdot 1,2 = 4 \quad (2.24)$$

Инвентарный парк машин $ST - 5R$, ед

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{спис}}}{K_r} = \frac{4}{0,85} = 5 \quad (2.25)$$

где $K_r = 0,85$ – коэффициент готовности машины.

2.5.2 Очистные работы

Эксплуатационная сменная производительность ST – 8BR, т/смену

$$Q_{\text{экс}} = \frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot \gamma \cdot K_3}{t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разгр}}} = \frac{3600 \cdot 4,1 \cdot 7 \cdot 4 \cdot 0,95}{22 + 78 + 20} = 3272 \quad (2.26)$$

где $E = 4,1 \text{ м}^3$ – вместимость ковша машины;

$T = 7 \text{ ч}$ - продолжительность работы машины в течение смены;

$\gamma = 4$ – объемная плотность породы;

$t_{\text{разгр}} \approx 10 \dots 20 \text{ с}$;

$t_{\text{погр}}$ – время погрузки, с.

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{ман}} \cdot K_{\text{рем}} = 10 \cdot 1,2 \cdot 1,5 \cdot 1,2 \approx 22 \quad (2.27)$$

где $t_{\text{ц}}$ – время цикла черпания ковша, с;

$K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша;

$K_{\text{ман}}$ – коэффициент, учитывающий манёвр машины перед рудоспуском в забое;

$K_{\text{рем}}$ – время на ремонт, смазку и регулировку машины в забое.

$t_{\text{движ}}$ – время движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно.

$$t_{\text{движ}} = 3600 \cdot L \cdot (1/V_{\text{гр}} + 1/V_{\text{пор}}) \cdot K_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,10 \cdot (1/10 + 1/15) \cdot 1,3 \approx 78 \quad (2.28)$$

где $L \approx 0,10 \text{ км}$ – длина откатки руды;

$V_{\text{гр}} \approx 10 \text{ км/ч}$ – скорость машины в грузовом направлении;

$V_{\text{пор}} \approx 15 \text{ км/ч}$ – скорость машины в порожняковом направлении;

$K_{\text{дв}} = 1,25 \dots 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины.

Годовая эксплуатационная производительность ST – 8BR, т/год

$$Q_{\text{экс}}^{\text{г}} = Q_{\text{экс}} \cdot (H \cdot n_p) \cdot s = 3272 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 2552160 \quad (2.29)$$

где $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;

$n_p = 45$ - число ремонтных дней установки в году;

$s = 3$ - число смен в сутки.

Списочный парк машин ST – 8BR, ед.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

$$N_{\text{спис}} = \frac{A_{\text{г.пр}} \cdot K_p}{Q_{\text{ЭКС}}^{\text{г}}} = \frac{2500000 \cdot 1,15}{2552160} = 2 \quad (2.30)$$

С учетом работ по зачистке и отсыпке очистных выработок, подсыпке перемычек и прочих вспомогательных работ получаем потребное количество ПДМ ST – 8BR

$$N_{\text{спис}} = 2 \cdot 1,2 = 3 \quad (2.31)$$

где $K_p = 1,15$ – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

Инвентарный парк машин ST – 8BR, ед.

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{спис}}}{K_r} = \frac{3}{0,85} = 4 \quad (2.32)$$

где $K_r = 0,85$ – коэффициент готовности машины.

Общий парк погрузочно-доставочных машин составит 9 ед.

2.6 Самоходное оборудование для вспомогательных работ

Многообразие применяемых средств вспомогательного транспорта обусловлено большим разнообразием перевозимых грузов, различных по форме, размерам и массе, а так же разнообразием горнотехнических и горно-геологических условий эксплуатации.

Для механизации предусмотренных технологией горных работ вспомогательных операций принимаем комплекс подземных самоходных машин, базирующихся на самоходных шасси грузоподъемностью 6 т и 10 т, которые выпускаются известной фирмой Normet (Финляндия) специализирующейся на вспомогательном горно-шахтном оборудовании.

Все данные по вспомогательному оборудованию привезены с предприятия аналога производственной практики.

- Для доставки гранулированных ВВ и заряжания шпуров предназначена дизельная машина Charmec.

Charmec – принимаем 3 шт.

- Машины для торкретирования горных выработок: Spraymec 605. Машина выпускается в двух исполнениях: для торкретирования сухой смесью (Spraymec 6050DP) и готовым раствором (Spraymec 6050 WPC).

Spraymec 605 – принимаем 4шт.

- Для доставки материалов и разгрузки в них в машины при возведении набрызгбетонной крепи выпускается бетоновоз Spraymec Mixer на базе шасси грузоподъемностью 10 т и машину для перевозки сухой смеси Siloruck 804, базирующейся на шасси грузоподъемностью 6 т.

Spraymec mixer- принимаем 3шт.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 41

- Машина Charmec-2K применяется в качестве кровлеоборочной, при установке штанговой крепи, а также использоваться при выполнении различных подъемных и монтажных операций.

C11armec2K – принимаем 4 шт.

- Машина Utimex для перевозки людей Rider, грузовую автотележку с краном Crane, для выполнения подъемно-транспортных операций и топливо маслозаправщик, Lube.

Rider – принимаем 3шт.

Crane – принимаем 2шт.

Llbe – принимаем 2шт.

- Машины для штангового крепления Robolt G395

Robolt G395 – принимаем 2шт.

- Машины для дробления негабаритов (типа Скаймек 800 Брейкер фирмы Тамрок)

Скаймек 800 – принимаем 1 шт.

Брейкер – принимаем 1 шт.

Таблица 2.5 - Количество самоходного дизельного оборудования

Наименование	Количество
Буровые установки	
проходческие работы	4
очистные работы	9
Погрузочно-доставочные машины	
проходческие работы	5
очистные работы	4
Машины для перевозки людей	3
Машины для доставки ВВ	3
Машины для доставки ГСМ	2
Машины для оборки кровли	4
Машины для доставки грузов и материалов	2
Машины для дробления негабаритов	2
Машины для крепления выработок	2
Итого	40

2.7 Правила технической эксплуатации самоходного дизельного оборудования

Для технического обслуживания и текущего ремонта малоподвижного самоходного оборудования (подземные экскаваторы, погрузочные машины и т.д.) и их работы непосредственно на местах, используется набор передвижных ремонтных средств: состоящих из смонтированных на пневмоколесном ходу мастерской со слесарным и станочным оборудованием, крана грузоподъемностью 5 т, маслозаправщика, платформы со сварочным оборудованием и монтажными приспособлениями.

Комплекс сооружений в сочетании с набором передвижных ремонтных средств обеспечивает выполнение в подземных условиях всех видов работ по техническому обслуживанию самоходного оборудования, различных

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 42

слесарных, сварочных, монтажно-сборочных и электроремонтных работ в соответствии с техническими требованиями по эксплуатации машин.

Впервые в практике предусмотрено использование загрязненной воды с предварительной очисткой ее от горюче-смазочных материалов и взвеси в подземных условиях, для чего в гараже применена схема флотационной очистки и создана компактная автоматизированная установка с высокоэффективной очисткой воды. Это позволило избежать устройства специальных подземных насосных установок для выдачи сточных вод, загрязненных маслами и жидким топливом.

Заправка машин горючим производится из топливораздаточной колонки в специальном пункте, который совмещается со складом ГСМ. Горючее на склад подается с поверхности по топливопропускной скважине, у которой также предусмотрен склад.

Периодический осмотр водитель машины выполняет совместно со слесарем по ремонту. Они проводят ревизию основных узлов, устраняют неисправности, заменяют масло в редукторах, реагенты для очистки выхлопных газов дизельных двигателей и т. д. Длительность периодического осмотра машины около 2 ч. Возникающие в процессе работы неисправности машины, их устранение и перечень выполненных работ заносят в специальный журнал, который должен находиться на каждой машине. Для погрузочно-транспортных машин предусмотрено два вида ремонта: текущий и капитальный. Текущий ремонт, выполняемый бригадой слесарей, включает в себя частичную разборку машины с заменой изношенных деталей, а также работы, входящие в периодические осмотры. Текущий ремонт выполняют в подземных мастерских, расположенных в околосвольном дворе. Периодичность текущих ремонтов - 1 мес., длительность текущего ремонта машины с пневмоприводом - 42 ч, с дизельным приводом - 48-70 ч. Капитальный ремонт проводят через 1200-2500 ч работы машины в центральных мастерских или на рудоремонтных заводах. При этом машину полностью разбирают, проверяют все узлы и заменяют отдельные из них и детали. Широко применяют узловой и агрегатный методы капитального ремонта, при которых на ремонтируемую машину устанавливают новые или заранее восстановленные узлы и агрегаты.

Один из главных факторов эффективного использования самоходного оборудования в подземных условиях правильная организация технического обслуживания и ремонта машин.

Создание того или иного вида ремонтной службы зависит от схемы вскрытия и размеров шахтного поля, технологии горных работ, способов спуска и транспортирования оборудования по горным выработкам, наличия ремонтной базы на поверхности и других факторов.

Высокопроизводительная безаварийная работа бурильных машин может быть достигнута лишь при наиболее полном соответствии горным условиям конструктивного типа, вспомогательного оборудования, технической исправности оборудования, соблюдении правил эксплуатации и техники безопасности.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 43

Погрузочно-доставочные машины эксплуатируют согласно планово-предупредительной системе, включающей техническое обслуживание и ремонт машин. Техническое обслуживание состоит из ежемесячных осмотров, проводимых водителем погрузочно-транспортной машины и предусматривающих осмотр крепления узлов основных механизмов, опробование тормозов и рулевого управления, проверку давления воздуха в пневмошинах, контроль за уровнем масла в двигателе, гидросистеме и редукторах, очистку воздушного фильтра. На ежемесячный осмотр машины отводят 30 мин.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 44

3 Транспорт рудника

3.1 Выбор и расчет системы подъема рудника

3.1.1 Выбор тоннажа скипа. Ориентировочная максимальная скорость подъема

Часовая производительность:

$$Q_u = k_p \frac{Q_r}{n_r \cdot t_u} = 1,15 \frac{2500000}{305 \cdot 15} = 628 \text{ т/ч}, \quad (3.1)$$

где Q_r – годовая производительность рудника;

k_p – коэффициент резерва, учитывающий неравномерность поступления грузов к канатному подъемнику;

n_r – количество рабочих дней в году.

Высота подъема:

$$H = H_p + h_o + h_n = 1410 + 20 + 35 = 1465 \text{ м}, \quad (3.2)$$

где: $H_p=1410\text{м}$ – глубина рудника;

$h_o=20\text{м}$ – глубина опускания скипа ниже основного откаточного горизонта, для его загрузки;

$h_n=35-40\text{м}$ – высота подъема скипа над поверхностью рудника для его разгрузки.

Наивыгоднейший вес полезного груза:

$$Q = \frac{2,9\sqrt{H} + \theta}{2,4} Q_{\text{час}} = \frac{2,9\sqrt{1465} + 12}{2,4} \cdot 628 = 32185 \text{ кН}, \quad (3.3)$$

где: $\theta=12$ продолжительность паузы, сек.

Выбираем стандартный скип с секторным затвором, грузоподъемностью 40 т, высотой разгрузки 16220 мм. Общий вес скипа с подвесным устройством для хвостового каната и с балансирным устройством для многоканатного подъема:

$$G_{\text{ск}} = G_c + G_{\text{п.у.}} = 170 + 116 = 286 \text{ кН}, \quad (3.4)$$

Число подъемов в час:

$$r = \frac{Q_{\text{час}}}{Q} = \frac{682}{40} = 17 \quad (3.5)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Продолжительность цикла:

$$T^1 = \frac{3600}{r} = \frac{3600}{17} = 212 \text{ с}, \quad (3.6)$$

Чистое время подъема:

$$T = T^1 + \theta = 212 + 12 = 224 \text{ с}, \quad (3.7)$$

Средняя скорость подъема:

$$v_{cp} = \frac{H}{T} = \frac{1465}{224} = 6,5 \text{ м/с}, \quad (3.8)$$

Принимая $a=1,25$ ориентировочное значение максимальной скорости подъема составит:

$$v_{max(op)} = \alpha \cdot v_{cp} = 1,25 \cdot 6,5 = 8,1 \text{ м/с}, \quad (3.9)$$

Допустимое значение максимальной скорости подъема, м/с:

$$v_{max(dop)} = 0,5\sqrt{H} = 0,5\sqrt{1465} = 19,1 \text{ м/с}, \quad (3.10)$$

$$v_{max(op)} \leq v_{max(dop)}$$

$$8,1 \leq 19,1$$

3.1.2 Расчет канатов

Ввиду значительного преимущества многоканатной подъемной машины с углом обхвата шкива трения $a=180^\circ$ ориентируемся на их применение.

Расстояние между центрами сосудов в стволе для скипов массой 40т., составляет $d_o=2700$ мм, следовательно, при дальнейшем расчете ориентируемся на применение стандартных машин ЦШ 4x4.

В таком случае при удовлетворении норм ПБ $D_{ш.т.}:d=80$, максимальный диаметр каната:

$$d \leq \frac{D_{шт}}{80} = \frac{4000}{80} = 50 \text{ мм}, \quad (3.11)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Расчет линейной массы канатов:

$$P_p = \frac{m^1 \rho_0 g}{\sigma_b n_k} Q_0 = \frac{7 \cdot 9500 \cdot 9,8}{16 \cdot 10^8 \cdot 4} \cdot 68600 = 6,99 \text{ кг/м} \quad (3.12)$$

где m^1 – запас прочности по концевой статической нагрузке;

$n_k = 4$ – количество канатов;

$\rho_0 = 9000 - 10000 \text{ кг/м}^3$ – условная плотность каната;

$\sigma_b = (14 - 19) \cdot 10^8 \text{ Па}$ – временное сопротивление разрыву проволок каната;

Q_0 – масса концевого груза, кг.

По полученному значению расчетной массы производим выбор каната.

По ГОСТ 2688 – 80 принимаем канат двойной свивки типа ЛК – Р.

Диаметр каната – 51мм;

Линейная масса – 9,545 кг.

Принимаем два хвостовых каната. Линейная масса одного хвостового каната из условия $N_p = n_q g$; $4 \cdot 9,545 = 2g$; $g = 19,09$.

В качестве хвостового каната принимаем плоский канат по ГОСТ 3092 – 85.

3.1.3 Орган навивки

Принят многожелобчатый шкив трения:

Тип	ЦШ 4х4
-----	--------

Диаметр шкива D, м	4
--------------------	---

Число канатов	4
---------------	---

Ширина шкива	2300мм
--------------	--------

Расстояние между канатами	450мм
---------------------------	-------

Необходимый по ПБ диаметр барабана:

$$D \geq 80d = 80 \cdot 51 = 4080 \text{ мм}, \quad (3.13)$$

Комбинированная футеровка желобов шкива трения, составлена из прорезиненной ткани и прессмассы К – 236 – 58.

3.1.4 Приводной двигатель и редуктор

Для удовлетворения ориентировочной максимальной скорости подъема необходимая скорость вращения барабана:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 47

$$n_6 = \frac{60 \cdot v_{\max}}{\pi D} = \frac{60 \cdot 8,1}{3,14 \cdot 4} = 40 \text{ об/мин}, \quad (3.14)$$

Принимаем редуктор с передаточным отношением $i=11,5$. Скорость вращения приводного двигателя:

$$n_{\text{дв}} = n_6 \cdot i = 40 \cdot 11,5 = 460 \text{ об/мин}, \quad (3.15)$$

Выбираем стандартную скорость вращения асинхронного двигателя $n_{\text{дв}}=490$ об/мин. Тогда действительное значение скорости подъема:

$$v_{\max} = \frac{\pi D n_{\text{ном}}}{60 \cdot i} = \frac{3,14 \cdot 4 \cdot 490}{60 \cdot 11,5} = 9,1 \text{ м/с}, \quad (3.16)$$

Ориентировочная мощность приводного двигателя:

$$P_{\text{оп}} = \frac{\xi_k Q v_{\max}}{102 \cdot \eta} = \frac{1,25 \cdot 1,15 \cdot 4000 \cdot 9,1}{102 \cdot 0,92} = 474 \text{ кВт}, \quad (3.17)$$

Выбираем двигатель типа АКН2 – 16 – 39 – 12 техническими характеристиками: $P_{\text{ном}}=500$ кВт, $U_{\text{ном}}=6000$ В, $n_{\text{ном}}=490$ об/мин., КПД=0,93.

Расчетное значение момента на тихоходном валу редуктора:

$$M_{\max} = \frac{g(Q_{\text{тр}} - \Delta L) \sin \alpha \cdot D}{2} = \frac{9,8(40000 - 9,545 \cdot 1465) \cdot 1 \cdot 4}{2} = 50992,4 \text{ кг}\cdot\text{м}, \quad (3.18)$$

Выбираем редуктор типа 2ЦО – 18.

3.2 Обоснование выбора вида транспорта

Для того, приступить к обоснованию выбора вида транспорта, необходимо произвести расчеты. Известно, что производительность рудника по горной массе составляет $Q_r=2500000$ т в год. Известно также, что рудник работает по 3-х сменному графику.

Отсюда можно рассчитать суточную, сменную и часовую производительности:

$$Q_{\text{сут}} = \frac{Q_r}{305} = \frac{2500000}{305} \approx 8196,7 \text{ т/сут} \quad (3.19)$$

$$Q_{\text{см}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{3} = \frac{8196,7}{3} \approx 2732,2 \text{ т/см} \quad (3.20)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 48

$$Q_q = \frac{Q_{cm}}{7} = \frac{2732,2}{7} \approx 390 \text{т/ч}, \quad (3.21)$$

Из этих простых вычислений наглядно видно, что в случае нашего рудника неизбежно применение транспортных средств.

Учитывая заданную производительность и длину откатки, опыт цивилизации подсказывает возможность применения таких видов транспорта как локомотивный, конвейерный и откатку самоходными транспортными машинами.

Конвейерный транспорт. Характеризуется высокой производительностью (5тыс. т/час.), высокой надёжностью, низкой трудоёмкостью. Но на ряду с этим требует высоких капитальных затрат при эксплуатации. Необходимо иметь по руднику вторую транспортную ветвь.

Локомотивная откатка. Широко применяемый надёжный вид транспорта, обеспечит транспортирование руды на любые расстояния, при этом имеет достаточно высокую производительность. Однако её применение связано со следующими условиями: сравнительно большое сечение главных откаточных выработок, необходимость применения рельсовых путей, наличие контактного провода или станций подзарядки локомотива, трансформаторная подстанция, высокая квалификация машиниста.

Самоходные транспортные машины. Характеризуются высокой производительностью и маневренностью. Высокими капитальными затратами и большими эксплуатационными расходами.

Для окончательного выбора того или иного варианта необходимо произвести некоторые технико-экономические расчёты.

3.2.1 Приближенный расчет автомобильной откатки

Для снижения себестоимости и подчеркивания всех достоинств транспортирования автомашинами необходимо применение машин на пневмоколёсном ходу и автономным приводом.

Из всех марок автомашин, предлагаемых отечественными и зарубежными производителями, выбраны следующие (таблица 3.1).

Таблица 3.1 - Марки самоходных транспортных машин

Машина	Грузоподъемность. т.	Габариты		
		длина	ширина	высота
Самоходные вагоны				
ВСДЭ 20(Россия)	20	9210	2510	2070
ВР – 8 Д(ФРГ)	15	7600	2400	1700
ТОРКАР(США)	20	7467	2320	1520
Автосамосвалы				
МоАЗ 6401 – 9585 (Россия)	20	8310	2850	2675
К125(Швеция)	21	7420	3025	2250
К500(Швеция)	42	8785	3040	2490

В таблице 3.1 наиболее важными параметрами для выбора машины являются её габариты, т.к. они будут определять размеры выработки, которые нужно стремиться уменьшить. Минимальные габариты имеет самоходный вагон ТОРКАР (США), однако его приобретение, доставка из-за рубежа и обслуживание может оказаться нецелесообразным. Альтернативным вариантом принят самоходный вагон ВСДЭ-20 Воронежского завода.

Расчёт поперечного сечения выработки будет идти без дорожного покрытия, сводчатой формы. В итоге будет вычислена площадь поперечного сечения выработки в свету, т.е. без учёта крепи, а также без учёта канавки водосборника.

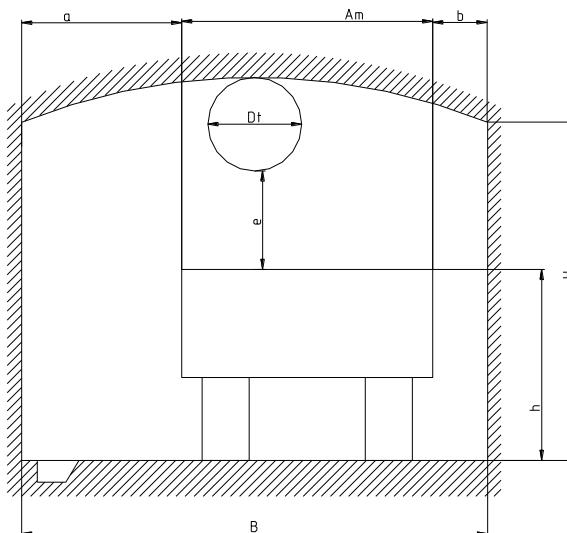


Рисунок 3.1 - Сечение главного откаточного штрека при автотранспорте

Таблица 3.2

ТОРКАР (20т.)	ВСДЭ-20 (20т)
$h= 1520; e=500; d_T=600; a= 1200;$	$h=2070; e=500; d_T=600; a=1200;$
$b=500; A_m=2320; H=1800;$	$b=500; A_m=2510; H=2070;$
$B=1200+2320+500=4020$	$B=1200+2510+500=4210$
$R = 0,692 \cdot B = 0,692 \cdot 4020 = 2782$	$R = 0,692 \cdot B = 0,692 \cdot 4210 = 2913$
$S=B (H+0,25 \cdot R)= 4020.$	$S=B (H+0,25 \cdot R)= 4210.$
$(1800+0,25 \cdot 2782)=10,1 \text{ м}^2$	$(2070+0,25 \cdot 2913)=11,9 \text{ м}^2$
Объём откаточного штрека	
$V=10,1 \cdot 677=6827,7 \text{ м}^3$	$V=11,9 \cdot 677=8056,3 \text{ м}^3$

Стоймость проведения горизонтальной горной выработки составляет 10000 руб./м³ при бетонном креплении. Таким образом расходы на проходку приблизительно составят: ТОРКАР=6827,7 · 10000=68277000 руб.;

$$\text{ВСДЭ-20}= 8056,3 \cdot 10000=80563000 \text{ руб.}$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 50

Разница составит $80563000 - 68277000 = 12286000$ руб.

Самоходный вагон ВСДЭ-20 стоит приблизительно 845600 руб.

Предположим, ТОРКАР стоит в 2 раза дороже, чем ВСДЭ-20, однако это в несколько раз дешевле, чем использование отечественного вагона.

Итак, принимаем самоходный вагон ТОРКАР (США) стоимостью ориентировочно 1691200 руб.

Расчёт расхода топлива:

Вес груза с машиной $G_{бp}=20+15,4=35,4$ т.

Вес машины без груза $G_t=15,4$ т.

Коэффициент сопротивления движению $\omega' = 0,1$

Тяговое усилие: рабочего хода $T_{px}=G_{бp} \cdot \omega'=35,4 \cdot 0,1=3,54$ тс
холостого хода $T_{xx}=G_t \cdot \omega'=15,4 \cdot 0,1=1,54$ тс

Теплотворная способность дизельного топлива $q_c=10000$ ккал/ кг .

Расход топлива при рабочем и холостом ходе с учётом КПД двигателя и трансмиссии $\eta=0,25$ составит:

При рабочем ходе:

$$Q_{px} = \frac{3540 \cdot 677}{427 \cdot 10^4 \cdot 0,25} = 2,2 \text{ кг} \quad (3.22)$$

При холостом ходе:

$$Q_{xx} = \frac{1540 \cdot 677}{427 \cdot 10^4 \cdot 0,25} = 0,97 \text{ кг} \quad (3.23)$$

Итого за рейс: $2,2+0,97=3,17$ кг. Из простого соотношения можно получить, что на 1 т. руды израсходуется 0,16кг. дизельного топлива, значит в год это составит $2500000 \cdot 0,26=400000$ кг. Стоимость 1 кг. топлива 21 руб., значит годовой расход на топливо $400000 \cdot 21=8400000$ руб.

Амортизационные отчисления:

- капитальные выработки (норма амортизации 2,2%)

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

$$A_k = 68277000 \cdot 0,022 = 1502094 \text{ руб.};$$

- транспортная машина (норма амортизации 20 %)

$$A_m = 1691200 \cdot 0,2 = 338240 \text{ руб.}$$

Таблица 3.3 - Затраты при автомобильной откатке

Наименование	Затраты, руб.
Проходка выработки	68277000
Стоимость машины	1691200
Стоимость топлива	8400000
Амортизация выработки	1502094
Амортизация машины	338240
Итого:	80208534

3.2.2. Приближенный расчет локомотивной откатки

Зная, что производительность рудника составляет 2500000 тонн в год, то для откатки рекомендуют применение контактного электровоза типа К14. Сцепной вес которого составляет 14 тонн.

Транспортный путь основного откаточного горизонта будет представлять собой прямолинейный участок рельсового пути между пунктом погрузки и разгрузки, имеющий небольшой уклон для стока шахтных вод в сторону пункта разгрузки.

Не будем забывать о том, что сцепной вес и габариты прочно взаимосвязаны, следовательно, выиграв в одном, мы проиграем в другом. Необходимо решение, которое приведет к усредненным результатам, которые в полной мере будут осуществлять планы по транспортированию горной массы, с минимальной себестоимостью и максимальной прибылью.

Учитывая заданную производительность и опыт человечества, выбираем вагонетки ВГ-4,5 с объемом кузова 4,5м³.

Расчет поперечного сечения выработки

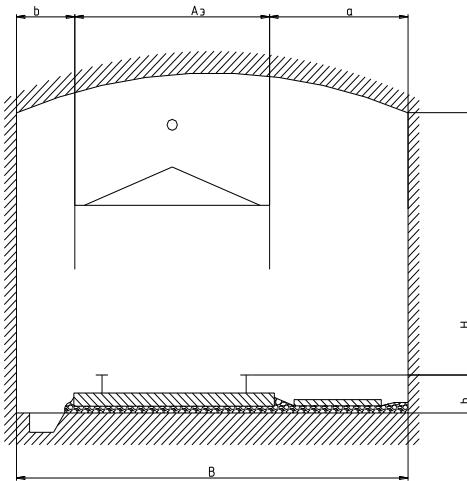


Рисунок 3.2 - Сечение откаточной выработке при локомотивной откатке

$$H=2000 \text{мм}; A_3=1650 \text{мм}; h=90+110=200 \text{мм};$$

$$a=700 \text{мм}; b=200 \text{мм};$$

$$B=700+1650+200=2550 \text{мм}.$$

$$R=0,692 \cdot B=0,692 \cdot 2550=1765 \text{мм};$$

$$S=B \cdot (H+0,25 \cdot R)=2550 \cdot (2000+0,25 \cdot 1765)=6,2 \text{м}^2.$$

Стоимость про ведения горизонтальной горной выработки составляет 10000 руб./м³ при бетонном креплении, тогда стоимость проходки главного откаточного штрека при локомотивной откатке составит:

$$S_{cb} \cdot L_\phi \cdot 10000=6,2 \cdot 677 \cdot 10000=41974000 \text{ руб.}$$

Затраты на сооружение транспортных путей:

Затраты на 1м путей из рельсов типа Р33 составляют примерно 300 руб. стоимость прокладки рельсового пути главного откаточного штрека составит $677 \cdot 300=203100$ руб.

Затраты на подвижной состав:

Вес груза в вагонетке ВГ-4,5, т:

$$G_h = V_b \cdot K_h \cdot \gamma = 4,5 \cdot 0,85 \cdot 4,3 = 16,5 \quad (3.24)$$

где $V_b=4,5 \text{м}^3$ – объем кузова вагонетки;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 53

$K_H=0,85$ – коэффициент наполнения;
 $\gamma = 4,3 \text{ т}/\text{м}^3$ – объемная плотность руды.

Вес вагонетки с грузом, т:

$$G_6 = G_h + G_b = 16,5 + 4,2 = 20,7 \quad (3.25)$$

Максимально допустимый вес поезда, исходя из условий сцепления при спуске груженого состава на преобладающем уклоне, т:

$$P + Q_{rp} = \frac{1000 \Psi P_c}{\omega_{rp} \cdot i_{rp} + 110 j_0} \quad (3.26)$$

где P - конструктивный вес электровоза, т; принимается равный сцепному весу P_c ;

Q_{rp} – полный вес груженого состава, т;

Ψ – коэффициент сцепления колес электровоза с рельсами; принимается для мокрых рельсов 0,15; для сухих рельсов 0,2; при подсыпке песка 0,24;

$\omega_{rp}=4\text{Н}/\text{кН}$ – ходовое удельное сопротивление движению груженой вагонетки;

i_{cp} - сопротивление от уклона равного сопротивлению, кг/т; для вагонеток с роликоподшипниками примерно составляют 3% или 3 Н/кН;

j_0 -пусковое ускорение; принимается 0,05 м/сек²

$$14 + Q_{rp} = \frac{1000 \cdot 0,2 \cdot 14}{4 + 3 + 110 \cdot 0,05} = 224 \quad (3.27)$$

Тогда $Q_{rp}=210$ т.

Количество вагонеток в составе определяется как:

$$n = \frac{Q_{rp}}{G_6} = \frac{210}{20,7} = 10 \quad (3.28)$$

Стоимость одной вагонетки составляет 19600 руб.

Общие затраты на вагонетки равны $11 \cdot 19600 = 215600$ руб.

Стоимость электровоза К 14 равна 680000 руб.

Стоимость опрокидывателя составляет 509600 руб.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Расходы на электроэнергию составят небольшую величину, поэтому ими пренебрегаем.

Расходы на амортизацию:

- Горно-капитальные выработки (норма амортизации 2,2 %):

$$A_B = 4197400 \cdot 0,022 = 92342,8 \text{ руб.}$$

- Транспортные пути (норма амортизации 8,5%):

$$A_{\Pi} = 203100 \cdot 0,085 = 17263,5 \text{ руб.}$$

- Вагонетки (норма амортизации 32%):

$$A_{\text{ваг}} = 215600 \cdot 0,32 = 68992 \text{ руб.}$$

- Электровоз (норма амортизации 18,6%):

$$A_e = 680000 \cdot 0,186 = 126480 \text{ руб.}$$

- Опрокидыватель (норма амортизации 18,6%):

$$A_o = 509600 \cdot 0,186 = 94786 \text{ руб.}$$

Таблица 3.4 - Затраты при локомотивной откатке

Наименование	Затраты, руб.
Проходка выработки	41974000
Рельсовый путь	203100
Стоимость вагонеток	215600
Стоимость электровоза	680000
Стоимость опрокидывателя	509600
Общие амортизационные затраты	399864,3
Итого:	43982164,3

3.2.3 Приближённый расчет конвейерной откатки

Для данных условий принимаем конвейер 2ЛБ80 т.к. он при длине откатки до 1000м наиболее подходит по производительности, имеет меньшие размеры.

Для транспортирования грузов принимаем локомотив 3КР-600.
2ЛБ80

- скорость ленты 2 м/с;
- приемная способность 8,15;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 55

- максимальная производительность 420 т/ч;
- максимально возможная конструктивная длина 1000м;
- мощность привода 40кВт;
- ширина 1108мм;
- высота 930мм.

3КР-600

- масса 3т;
- колея 600мм;
- тяговое усилие при часовом режиме 5400Н;
- длина по буферам 2900мм;
- ширина 960;
- рабочая высота по токосъёмнику минимальная 1600мм.

Расчет поперечного сечения выработки

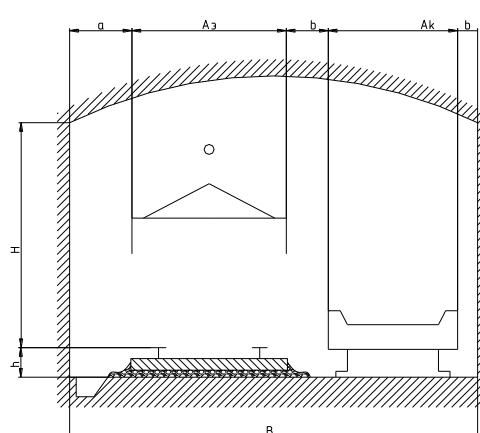


Рисунок 3.3 - Сечение главной откаточной выработки при конвейерной откатке

$$H=2000\text{мм}; A_s=960\text{мм}; A_k=1108\text{мм}; h=90+110=200\text{мм};$$

$$a=700\text{мм}; b=200\text{мм};$$

$$B=700+960+200+1108+200=3168\text{мм}.$$

$$R=0,692 \cdot B=0,692 \cdot 3168=2192\text{мм};$$

$$S=B \cdot (H+0,25 \cdot R)=3,168 \cdot (2,000+0,25 \cdot 2,192)=8 \text{ м}^2,$$

Стоимость про ведения горизонтальной горной выработки составляет 10000 руб./м³ при бетонном креплении, тогда стоимость проходки главного откаточного штрека при конвейерной откатке оставит:

$$S_{cb} \cdot L_{\phi} \cdot 10000=8 \cdot 677 \cdot 10000=54160000 \text{ руб.}$$

Затраты на сооружение конвейера:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Затраты на 1м конвейера с шириной ленты 800мм 1120 руб.
 $677 \cdot 1120 = 758240$ руб.

Стоимость локомотива ЗКР-600 420000 руб.

Затраты на сооружение рельсовых путей:

Затраты на 1м пути из рельсов типа Р-18 224 руб.
 $677 \cdot 224 = 151648$ руб.

Расчет амортизационных отчислений:

- горно-капитальные выработки (норма амортизации 2,2%)
 $A = 54160000 \cdot 0,022 = 1191520$ руб;

- конвейер (норма амортизации 40%)

$A = 758240 \cdot 0,4 = 303296$ руб;

- локомотив (норма амортизации 18,6%)

$A = 420000 \cdot 0,186 = 78120$ руб.;

- рельсовый путь (норма амортизации 8,5%)

$A = 151648 \cdot 0,085 = 12890$ руб.

Итого по данному варианту транспортирования:

Таблица 3.5 - Затраты при конвейерной откатке

Наименование	Затраты, руб.
Проходка выработки	54160000
Рельсовый путь	151648
Стоимость конвейера	758240
Стоимость электровоза	420000
Общие амортизационные затраты	1585826
Итого:	57075714

3.2.4 Окончательный выбор вида транспорта

В результате проделанной работы можно сказать что, автомобильная откатка является самым дорогим видом транспорта. Необходимо отметить, что для транспортирования вспомогательных грузов понадобиться большее количество машин, разминовочные ниши большого объема, большее количество топлива и амортизационные расходы на транспортную технику.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649	57

Для использования автотранспорта необходимо также мощное вентиляционное оборудование, устройства понижающие токсичность выхлопных газов, запас шин. Качественный и полноценный ремонт горной автомашины может оказаться невозможным в условиях рудника и тогда станет необходимым ремонт на специализированном заводе. Из вышеперечисленного следует, что полученные

Локомотивная откатка в приблизительных расчетах оказалась самым дешевым видом транспорта, хотя еще не учтены затраты на маневровые выработки. Локомотивную откатку можно использовать как для перевозки горной руды, так и для транспортирования вспомогательных материалов.

Конвейерная откатка требует дополнительного вида транспорта для перевозки вспомогательных материалов и людей, что существенно увеличивает сечения выработок. В приблизительном расчете также не учитывались затраты на электроэнергию.

В результате всего проведенного анализа принят вид транспорта локомотивная откатка с контактным электровозом.

3.3 Обоснование выбора типа вагонетки

Рудничные вагонетки в зависимости от назначения подразделяют на грузовые, пассажирские и вспомогательные. Грузовые вагонетки применяют для транспортирования различных насыпных грузов, полезного ископаемого или породы; пассажирские для перевозки людей; вспомогательные для доставки леса, элементов крепи, стройматериалов, ремонтного и другого оборудования.

Грузовые вагонетки по конструкции кузова и способу разгрузки можно разделить на четыре основные группы:

- с глухим, жестко закрепленным на раме вагонетки кузовом (типа ВГ). Разгрузка таких вагонеток осуществляется в круговых опрокидывателях;
- с кузовом, снабженным откидными днищами (типа ВД). Разгрузка производится через днище;
- с кузовом, шарнирно закрепленным на раме и поднимающимся откидным бортом (типа ВБ). Разгрузка осуществляется при на клоне кузова и подъеме борта;
- с глухим опрокидным кузовом (типа ВО). Разгрузка производится при опрокидывании кузова.

Кроме того, для транспортирования полезных ископаемых и породы применяют саморазгружающиеся вагоны (типа ВК) с донным конвейером, бункерные и секционные поезда.

Вагонетки типа ВД применяются в основном на угольных шахтах, реже на рудных, требуют автоматического контроля заполнения бункера и заштыбовку разгрузочных кривых. Эти вагонетки, а также вагонетки типа ВДК, не могут использоваться для транспортирования крепкой крупнокусковой руды ввиду возможного выхода из строя затворов днищ.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 58

Вагонетки типа ВБ, по сравнению с принятыми имеют следующие недостатки: небольшой коэффициент тары, сложность конструкции, возможность просыпа мелочи и большую стоимость.

Так как срок службы рудника более двух лет, принимаем вагонетки типа ВГ. Они обладают высокой прочностью, достаточной для восприятия ударных нагрузок при погрузке крупнокусковой горной массы. Применение вагонеток ВГ требует строительство опрокидывателей.

3.4 Обоснование выбора типа локомотива

В настоящее время существует большое количество всевозможных локомотивов: различные контактные и аккумуляторные электровозы, пневмовозы, гировозы и дизелевозы. В связи с тем, что рудник не опасный по газу и пыли принимаем контактный электровоз. Существует большой ряд контактных электровозов, основным различием которых является их сцепной вес. Так как годовая производительность рудника составляет 2,5 млн. т., то ПТЭ рекомендуется применение следующих типов электровозов: К14; КТ28.

Таблица 3.6 - Технические характеристики электровозов

Параметры	Электровоз	
	К14	КТ28
Колея, мм	900	900
Длина, мм	1350	1350
Высота (до верха кабины), мм	1650	1650
Число ведущих осей	2	4
Жесткая база, мм	1800	1800
Минимальный радиус кривой, мм	12	12
Клиренс, мм	100	100
Диаметр колеса, мм	760	760
Передаточное число	14,75	14,75
Номинальная (цепная) масса, т	14	28
Часовая мощность, кВт	2x45	4x45
Удельная мощность, кВт/т	6,34	6,34
Часовая сила тяги, кН	2400	4800
Коэффициент тяги	0,173	0,173
Часовая скорость, км/ч	12,8	12,8
Продолжительная сила тяги, кН	700	1400
Продолжительная скорость, км/ч	22,0	22,0
Число тяговых двигателей	2	4
Тип двигателей	ЭТ – 46	ЭТ – 46
Напряжение, В	250	250
Ток, А:		
часовой	204	204
продолжительный	85	85
Номинальная частота вращения в часовом режиме, об/мин	1320	1320
Рабочий диапазон токоприемника, мм	1800 – 2300	1800 – 2300

Электровоз КТ28 состоит из двух отдельных секций которые, могут быть использованы как совместно (из одной кабины), рак и раздельно. При таких же габаритах по высоте и ширине, как и у электровоза К14, КТ28 имеет вдвое больший сцепной вес. Сцепной вес электровоза играет определяющую роль при формировании состава и определении весовой нормы поезда. Применение КТ28 позволяет уменьшить количество электровозов, что в свою очередь уменьшает количество разминовочных пунктов, упрощает систему движения и регулирования.

Исходя из всего выше сказанного принимаем контактный электровоз КТ28.

3.5 Расчетная часть

3.5.1 Определение весовой нормы поезда и количества вагонеток в составе

Максимально допустимый вес груженого поезда, исходя из условий сцепления при пуске груженого состава на преобладающем уклоне, т:

$$P + Q_{rp} = \frac{1000 \cdot \psi \cdot P_{c}}{\omega_{rp} + i_{cp} + 110j_0} \quad (3.29)$$

где P – конструктивный вес электровоза, т; принимается равный сцепному весу P_c ;

Q_{rp} – полный вес груженого состава, т;

ψ – коэффициент сцепления колес электровоза с рельсами: принимается для мокрых рельсов 0,15, для сухих рельсов 0,2, при подсыпке песка 0,24;

ω_{rp} – ходовое удельное сопротивление движению груженой вагонетки, 4Н/кН;

i_{cp} – сопротивление от уклона равного сопротивлению, кг/т; вагонеток с роликоподшипниками примерно составляют 3% или 3 Н/кН;

J_0 – пусковое ускорение; принимается 0,05 м/сек²

$$P + Q_{rp} = \frac{1000 \cdot 0,24 \cdot 28}{6 + 3 + (110 \cdot 0,05)} = 463,4 \quad (3.30)$$

$Q_{rp}=435,4$ т.

Максимально допустимый вес груженого поезда, исходя из условий нагревания, т.е. по силе тяги:

$$P + Q_{rp} = \frac{F_{дл}}{\alpha \sqrt{\tau} (\omega_{rp} - i_{cp})} = \frac{1400}{1,2 \sqrt{0,2} (6 - 3)} = 466, \text{ дан}, \quad (3.31)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

где $F_{дл}$ – длительная сила тяги электровоза, 1400 даН;

α – коэффициент, учитывающий работу электровоза во время маневров, принимается 1,2;

τ – характеристика тягового режима 0,2

Подсчитанный вес груженого поезда (по сцеплению и силе тяги) проверяют по тормозным средствам поезда на спуске с преобладающим уклоном по формуле:

$$P + Q_{rp} = \frac{1000\psi P_c}{110j_t - \omega_{rp} + i_{cp}} = \frac{1000 \cdot 0,24 \cdot 28}{(110 \cdot 0,1) - 6 + 3} = 840, \text{ т.} \quad (3.32)$$

где j_t – тормозное замедление, м/сек²;

$$j_t = \frac{v_m^2}{2 \cdot l_n} = \frac{2,9^2}{2 \cdot 40} \quad (3.33)$$

$$j_t = 0,1 \text{ м/сек}^2.$$

где: v_t - начальная скорость торможения 2,9 м/сек;

l_t – тормозной путь электровоза, 40 м;

По величине груженого состава определяем количество вагонеток в составе:

$$n_{BAG} = \frac{(Q_{rp} + P) - P}{G_T + G_H} = \frac{463,4 - 28}{32,9 + 9} = \frac{435,4}{41,9} = 10 \text{ ед.} \quad (3.34)$$

где G_H – вес груза, т.

$$G_H = V_B \cdot K_H \cdot \gamma = 9 \cdot 0,85 \cdot 4,3 = 32,9 \quad (3.35)$$

где $V_B = 9 \text{ м}^3$ – объем кузова вагонетки;

$K_H = 0,85$ – коэффициент наполнения;

$\gamma = 4,3 \text{ т/м}^3$ – объемная плотность руды;

G_T -собственный вес вагонетки 9 т.

Вес порожнего состава, т:

$$Q_{поп} = n \cdot G_T = 9 \cdot 10 = 90 \quad (3.36)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

груженого состава:

$$Q_{rp} = n(G_H + G_T) = 10 \cdot (32,9 + 9) = 419 \text{ т}, \quad (3.37)$$

3.5.2 Тяговый расчет

Пусковая сила тяги электровоза:

$$F_{\text{пуск}} = F_{\text{час}}, \quad (3.38)$$

где $F_{\text{час}}$ – часовая сила тяги электровоза 4800 даН;

Сила тяги в период установившегося движения:

для груженого состава, кН:

$$F_{rp} = (P + Q_{rp}) \cdot (\omega_{rp} - i) = (280 + 4190) \cdot (6-3) = 13410 \quad (3.39)$$

для порожнего состава, кН:

$$F_{nop} = (P + Q_{nop}) \cdot (\omega_{nop} + i_{cp}) = (280 + 900) \cdot (6+3) = 10620 \quad (3.40)$$

Сила тяги, приходящаяся на один двигатель, кН:

$$f_{rp} = \frac{F_{rp}}{4} = \frac{13410}{4} = 3352,5 \quad (3.41)$$

$$f_{nop} = \frac{F_{nop}}{4} = \frac{10620}{4} = 2655 \quad (3.42)$$

Продолжительность периода движения электровоза с груженным и порожним составом:

с груженым составом, мин

$$T_{rp} = \frac{L_{\max}}{60v_{x, rp}} + t_0 = \frac{1200}{60 \cdot 3,15} + 0,5 = 6,9 \quad (3.43)$$

с порожним составом

$$T_{nop} = \frac{L_{\max}}{60v_{x, nop}} = \frac{1200}{60 \cdot 4,75} = 4,2 \quad (3.44)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Полная продолжительность периода движения, мин:

$$T_{дв} = T_{тр} + T_{поп} = 6,9 + 4,2 = 11,1 \quad (3.45)$$

Продолжительность одного рейса, мин:

$$T_p = T_{дв} + \theta = 11,1 + 30 = 41,1 \quad (3.46)$$

Тормозная сила электровоза (кН) определяется из выражения:

$$B = 1000 \cdot \varphi \cdot \delta \cdot P_t = 1000 \cdot 0,2 \cdot 0,8 \cdot 28 = 4480 \quad (3.47)$$

где φ – коэффициент трения между колодкой и бандажом; принимается 0,2;
 δ – коэффициент нажатия колодок; принимается 0,8

Удельная тормозная сила для груженого состава, Н

$$b_{rp} = \frac{B}{P + Q_{rp}} = \frac{4480000}{28000 + 419000} = 10 \quad (3.48)$$

Тормозное замедление, м/сек²:

$$j_t = 0,01(b_{rp} + \omega_{rp} - i_{cp}) = 0,01 \cdot (10 + 6 + 3) = 0,19 \quad (3.49)$$

Продолжительность периода торможения:

$$t_t = \frac{v_t}{j_t} = \frac{3,15}{0,19} = 16,6, \text{ сек } (v_t = v_{rp}) \quad (3.50)$$

Путь торможения, м:

$$l_t = \frac{v_{rp} t_t}{2} = \frac{3,15 \cdot 16,6}{2} = 26,2 \quad (l_t < l_{доп})$$

(3.51)

3.5.3 Определение количества и производительности электровозов

Число возможных рейсов:

$$Q = \frac{60 T_{см}}{T_p} = \frac{60 \cdot 7}{41,1} = 10 \quad (3.52)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность работы электровоза в смену, 7ч.

Потребное число всех рейсов для вывозки грузов по всей шахте:

$$\Psi_{\text{тр}} = \frac{kA_{\text{см}} \cdot a}{nG_B} = \frac{1,5 \cdot 2732,2 \cdot 1,1}{10 \cdot 32,9} = 14 \quad (3.53)$$

где $k = 1,5$ – коэффициент неравномерности откатки;

$A_{\text{см}}=2732,2$ т. – сменная производительность рудника;

$a = 1,1 - 1,2$ – коэффициент, учитывающий выдачу породы;

n – число вагонеток в составе, шт.;

G_B – грузоподъемность вагонетки, т.

Потребное число электровозов для работы, ед:

$$N_{\text{эл.р.}} = \frac{\Psi_c}{\Psi} = \frac{14}{10} \approx 1,4 = 2 \quad (3.54)$$

Инвентарное количество электровозов с учетом запасных, ед:

$$N_u = N_{\text{эл.р.}} + N_p = 2 + 1 = 3 \quad (3.55)$$

где $N_{\text{рез}}$ – число запасных электровозов (т.к. количество работающих электровозов менее 5, то предусматривается 1 электровоз).

3.5.4 Определение сечения главных откаточных выработок

Размеры поперечного сечения горизонтальных выработок определяют исходя из размеров транспортного оборудования, принятого для выдачи горной массы, числа рельсовых путей, способа передвижения людей, наличия оборудования, различного назначения и количества воздуха, проходящего, по данной выработке. При расчете размеров и площади сечения выработки в свету учитывают зазоры, отвечающие требованиям правил безопасности.

Высота электровоза от головки рельсов:

$h_0=1650$ мм;

Высота рельсов:

$h_p=135$ мм;

Высота шпалы:

$h_{ш}=140$ мм;

Высота от балластного слоя до головки рельсов, мм:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649	64

$$h_a = h_p + \frac{1}{3}h_{ш} = 182 \quad (3.56)$$

Высота балластного слоя:

$$h_6 = 100 \text{ мм};$$

Высота от почвы выработки до головки рельсов, мм:

$$h_a = h_a + h_6 = 182 + 100 = 282 \quad (3.57)$$

Ширина электровоза:

$$A = 1350 \text{ мм}.$$

Высота подвески контактного провода от головки рельсов:

$$h_{кп} = 2000 \text{ мм}.$$

Ширина вагонетки:

$$a = 1350 \text{ мм}$$

Высота выработки от головки рельсов до верхняка, мм:

$$h_1 = h_{кп} + 200 = 2000 + 200 = 2400 \quad (3.58)$$

Высота выступающего из вагонетки конуса горной массы, мм:

$$h_{кн} = 0,5a \cdot tgy - 100 = 0,5 \cdot 1350 \cdot 0,7 - 100 = 373 \quad (3.59)$$

Высота от головки рельсов до вершины конуса, мм:

$$h_k = h_0 + h_{кн} = 1550 + 373 = 1923 \quad (3.60)$$

Высота выработки от балласта до верхняка, мм:

$$h_2 = 2200 + 182 = 2382 \quad (3.61)$$

Высота выработки от почвы до верхняка, мм:

$$h_3 = h_2 + h_6 = 2382 + 100 = 2482 \quad (3.62)$$

Толщина крепи $d = 180 \text{ мм}$

Ширина однопутевой выработки в свету на уровне подвижного состава:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 65

$$B^1 = a + A + b = 200 + 1350 + 700 = 2250 \text{ мм}, \quad (3.63)$$

a=700мм – размер прохода;
b=200мм – размер зазора между крепью и электровозом.

Проектная ширина выработки по кровле в проходке, мм:

$$B_3 = B^1 + 2d = 2250 + 2 \cdot 180 = 2410 \quad (3.64)$$

Радиус сводчатой кровли, мм:

$$R = 0.692 \cdot B = 1557 \quad (3.65)$$

Толщина крепи:
d=180 мм.

Проектный радиус кровли выработки в проходке, мм:

$$R = R + d = 1557 + 180 = 1737 \quad (3.66)$$

Проектная площадь сечения выработки в проходке, м²:

$$S = B(H + h + 0,25R) = 2410(2000 + 282 + 0,25 \cdot 1737) = 7 \quad (3.67)$$

3.5.5 Определение количества вагонеток рудника

При нормальной работе всех элементов транспорта на пути грузопотока для откатки горной массы требуется два состава вагонеток из 10 штук. При нарушении режима и простое груженых вагонеток потребуется еще один состав. На случай замены какой-либо вагонетки из-за её поломки принимается резервное количество вагонеток, равное 10 шт. таким образом общее число вагонеток для транспортирования горной массы составит 40 ед.

Все незадействованные в работе вагонетки находятся в околосвольном дворе, за исключением резервных, находящихся у пункта погрузки.

3.5.6 Обоснование выбора средств загрузки и разгрузки вагонеток

На погрузочных пунктах для выполнения загрузки составов целесообразно применять автоматизированные комплексы, которые в заданной технологической последовательности выполняют: перемещение составов вагонеток в процессе загрузки, перекрытие межвагонного

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649

Лист

пространства, пылеподавление, уплотнение полезного ископаемого во время загрузки вагонеток.

Для погрузки состава вагонеток принимаю автоматизированный комплекс погрузки ГУАПП.

Для разгрузки вагонеток принимаю круговой опрокидыватель ОК.

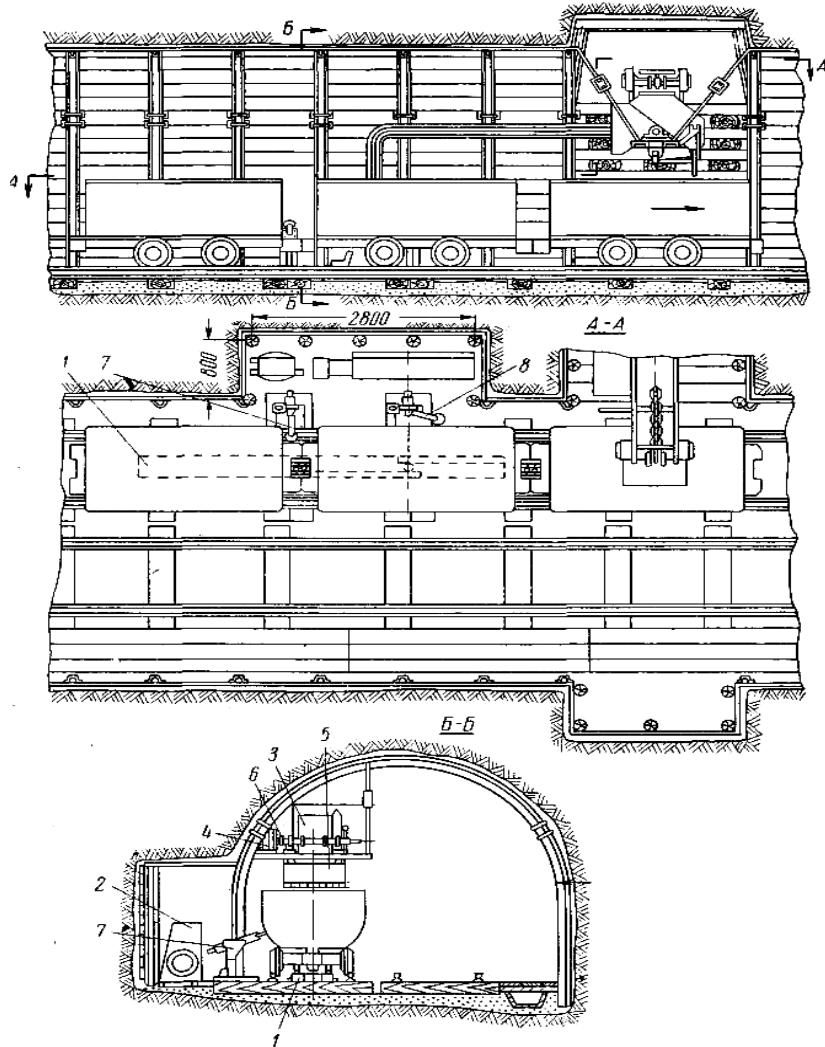


Рис. 3.4 – Автоматизированный погрузочный пункт:
1-толкатель типа ПТВ, 2-привод питателя, 3-загрузочный лоток с
перекидным шибером, 4-гидропривод шибера, 5-фартук, 6-кран, 7-8-
шарнирные рычаги.

4 Стационарные установки

4.1 Выбор и расчет системы водоотлива рудника

Основными источниками воды в горные выработки являются:

- водопритоки по вертикальным стволам;
- естественная фильтрация воды из рудного и породного массивов;
- технологическая вода от бурения и пылеподавления;
- фильтрация избыточной воды при закладке выработанного пространства;
- водоприток от промывки закладочных трубопроводов.

Ожидаемый естественный водоприток согласно проекту рудника оценивается в размере 45-50 м³/час, общий водоприток в рудник составляет 140 м³/час.

Таблица 4.1 - Исходные данные

Нормальный приток ($Q_{нор}$), м ³ /ч	140
Глубина рудника (H_k), м	1410
Максимальный приток ($Q_{макс}$), м ³ /ч	180
Вода нейтральная (pH)	7
Длина трубопровода на поверхности ($l_{пов}$), м	60
Количество суток с нормальным притоком воды ($n_{нор}$)	305
Количество суток с максимальным притоком воды ($n_{макс}$)	65
Количество рабочих горизонтов	3

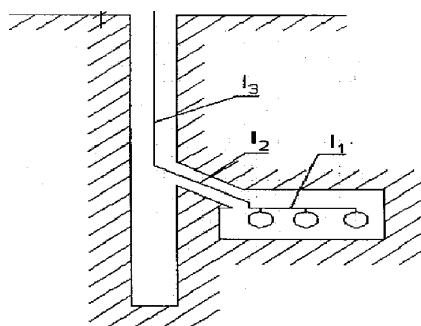


Рисунок 4.1 - Принципиальная схема водоотлива

Расчетная подача насоса определяется, исходя из условия, что один насос должен откачивать нормальный суточный приток не более чем за 20ч:

$$Q = \frac{24 \cdot Q_n}{20} = \frac{24 \cdot 140}{20} = 168 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.1)$$

где $Q_n=140 \text{ м}^3/\text{ч}$ – нормальный часовой приток воды.

Необходимый напор насоса:

$$H = \frac{H_r}{\eta_{tp}} = \frac{1412}{0,95} = 1490 \text{ м}, \quad (4.2)$$

где H_r – геодезическая высота подачи;

η_{tp} – КПД трубопровода.

$$H_r = 1410 + 2 = 1412 \text{ м}, \quad (4.3)$$

По каталогу предварительно выбираем насос ЦНС 180 – 950...1900

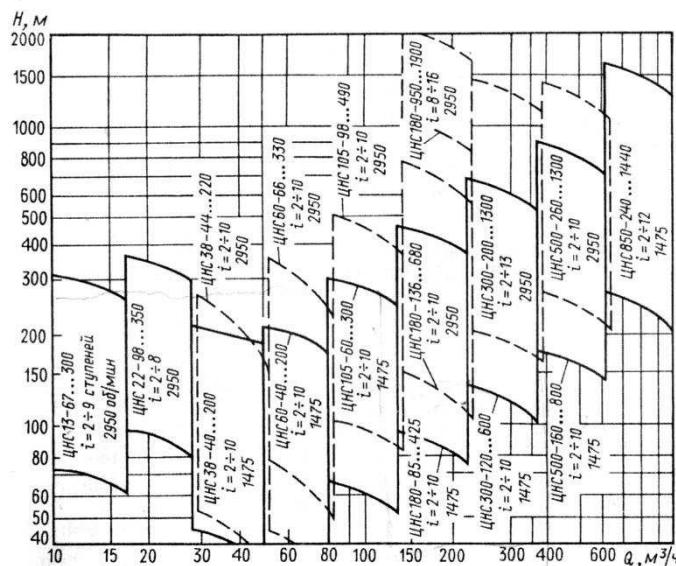


Рисунок 4.2 - Поля режимов работы насосов типа ЦНС

Диаметр нагнетательного трубопровода:

$$\delta_n = 1,18 \cdot [\delta_0 + (0,25 + \delta_{ki}) \cdot t] = 18,4 \text{ мм}, \quad (4.4)$$

По ГОСТу 8732-78 выбираем стальную бесшовную трубу (марка стали 4 ст) с внешним диаметром 281 мм, и толщиной стенки $\delta=18,4$ мм.

$$\delta_0 = \frac{p_h \cdot D_h \cdot 1875}{\sigma_p} = \frac{15,5 \cdot 0,281 \cdot 1875}{412} = 12,1 \text{ мм}, \quad (4.5)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Диаметр всасывающего трубопровода:

$$d_{\text{в}} = \sqrt{\frac{4Q}{3600\pi c_{\text{в}}^1}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 168}{3600 \cdot 3,14 \cdot 1,63}} = 0,192 \text{ м}, \quad (4.6)$$

где $V_{\text{в}}$ – скорость движения во всасывающем трубопроводе, м/с.

По ГОСТу 8732-70 выбираем стальную бесшовную трубу (марка стали 20) с внешним диаметром 219мм, и толщиной стенки $\delta=12$ мм.

Фактическая скорость во всасывающем трубопроводе:

$$c_{\text{в}}^1 = \frac{4Q}{3600\pi d_{\text{в}}^2} = \frac{4 \cdot 168}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,195^2} = 1,56 \text{ м/с}, \quad (4.7)$$

Потери напора в нагнетательном трубопроводе,:

$$\begin{aligned} \Delta \Sigma H &= (\lambda \frac{l_h}{d_h} + x_3 n_3 + x_{ok} n_{ok} + x_{mp} n_{mp} + x_{вых}) \frac{(c_{\text{в}}^1)^2}{2g} = \\ &= (0,027 \frac{1410}{0,175} + 0,3 \cdot 2 + 2 \cdot 1,5 + 0,6 + 1) \frac{1,94^2}{2 \cdot 9,8} = 36 \text{ м}, \end{aligned} \quad (4.8)$$

где l_h – общая длина нагнетательного трубопровода, м;

x_i, n_i – коэффициенты местных сопротивлений и их количество;

λ – коэффициент гидравлического сопротивления.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_h}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,175}} = 0,027 \quad (4.9)$$

Потери напора во всасывающем трубопроводе:

$$\Delta \Sigma H = (\lambda \frac{l_{\text{в}}}{d_{\text{в}}} + x_{\text{пр.хл}} + x_{\text{кол}} + x_{\text{вых}}) \frac{(c_{\text{в}}^1)^2}{2g} = (0,03 \frac{5}{0,195} + 6 + 0,6 + 0,5) \frac{1,56^2}{2 \cdot 9,8} = 0,98 \text{ м}, \quad (4.10)$$

где $l_{\text{в}}$ – общая длина всасывающего трубопровода, м;

λ – коэффициент гидравлического сопротивления.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_{\text{в}}}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,195}} = 0,03 \quad (4.11)$$

Общие потери напора:

$$\Delta \Sigma H = \Delta \Sigma H_h + \Delta \Sigma H_{\text{в}} = 36 + 0,98 = 36,98 \text{ м}, \quad (4.12)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Для окончательного решения о толщине стенки трубопровода по ГОСТ оценивают величину возможного давления в трубах в момент гидравлического удара. Максимальное его повышение:

$$\Delta H = \frac{\frac{c_H^1 \cdot a_0}{g}}{\sqrt{1 + \frac{\varepsilon \cdot d}{E \cdot \delta}}} = \frac{\frac{1,97 \cdot 140}{9,81}}{\sqrt{1 + \frac{2000 \cdot 0,203}{200000 \cdot 0,014}}} = 26 \text{ м,} \quad (4.13)$$

Наибольшее давление с учетом гидравлического удара:

$$H = 1,1H_r + \Delta H = 1,1 \cdot 1412 + 26 = 1579,2 = 15,7 \text{ МПа,} \quad (4.14)$$

Манометрический напор:

$$H_m = H_r + \Delta \Sigma H = 1412 + 36,98 = 1448,98 \text{ м,} \quad (4.15)$$

Постоянная трубопровода:

$$R = \frac{\Delta \Sigma H}{Q^2} = \frac{36,98}{168^2} = 0,001 \quad (4.16)$$

По формуле $H = H_g + RQ^2$ строим напорную характеристику трубопровода.

Таблица 4.2 – Показатель

$Q, \text{ м}^3/\text{ч}$	0	50	100	150	180	200	250
$H, \text{ м}$	1412	1414,5	1422	1434,5	1444,4	1452	1474,5

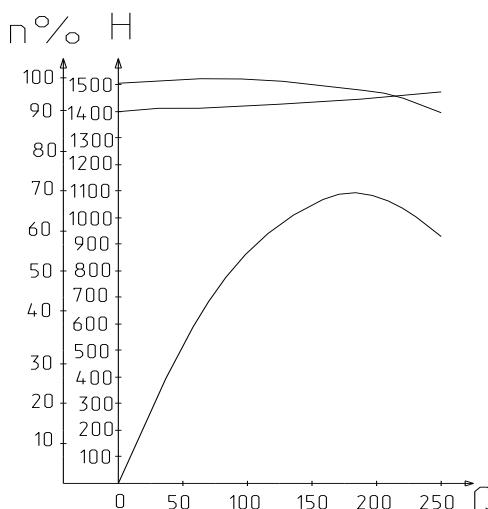


Рисунок 4.3 – График напорных характеристик

Проверка выбранного насоса на обеспечение экономичности, устойчивости и отсутствие кавитации:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Устойчивость

$$\frac{H_r}{H_m} = \frac{1412}{1448,98} = 0,87 < 0,9 \quad (4.17)$$

Кавитация

$$H_{\text{вак}} \leq H_{\text{вд.д}} \quad (4.18)$$

где $H_{\text{вак}}$ – расчетное значение вакуумметрической высоты всасывания;

$H_{\text{вд.д}}=3,5\text{м}$ – допустимая вакуумметрическая высота всасывания в действительном режиме работы;

$$H_{\text{вак}} = H_{\text{вс}} \left(\lambda \frac{l_{\text{вс}}}{d_{\text{вс}}} + x_{\text{пр.хл}} + x_{\text{кол}} + x_{\text{вых}} \right) \frac{(c_{\text{в}}^1)^2}{2g} = 2 + (0,03 \frac{5}{0,195} + 6 + 0,6 + 0,5) \frac{1,56^2}{2 \cdot 9,8} = 2,98 \text{ м}, \quad (4.19)$$

$$2,98 \leq 3,5 \text{ м},$$

Выбранный насос удовлетворяет всем необходимым требованиям. Мощность приводного электродвигателя насоса для рабочего режима:

$$N_d = (1,1 \div 1,5) 10^{-6} \rho g \frac{H_d Q_d}{3,6 \eta_d} = (1,1 \div 1,5) \cdot 10^{-6} \cdot 1020 \cdot 9,8 \frac{180 \cdot 1500}{3,6 \cdot 0,73} = 1130 \text{ кВт}, \quad (4.20)$$

где $\rho=1020 \text{ кг}/\text{м}^3$ – плотность перекачиваемой жидкости;

H_d ; Q_d ; η_d – гидравлические параметры действительного эксплуатационного режима насоса.

Исходя из полученной расчетной мощности электродвигателя $N_d= 1130 \text{ кВт}$ принимаем асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором серии АТД 2; АТД – 1250 мощностью 1250 кВт и частотой вращения вала 3000 об/мин, рабочее напряжение 6000В. Окончательно принимаем водоотливную установку, оборудованную тремя насосами одним основным, одним в ремонте и одним резервным насосом ЦНС 180-1500.

Фактическое число часов работы установки при нормальном притоке воды:

$$t_h^\phi = \frac{Q_h \cdot 24}{Q_p \cdot n} = \frac{140 \cdot 24}{180} = 18,7 \text{ ч}, \quad (4.21)$$

где n – число одновременно работающих установок.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Фактическое число часов работы установки при максимальном притоке воды:

$$t_{\max}^{\phi} = \frac{Q_{\max} \cdot 24}{Q_p \cdot n} = \frac{180 \cdot 24}{180} = 24 \text{ ч}, \quad (4.22)$$

Объем водосборника:

$$V = 1,15 \cdot 4 \cdot Q_{\max} = 1,15 \cdot 4 \cdot 180 = 828 \text{ м}^3, \quad (4.23)$$

Для водоотливной установки принимаем систему автоматизации типа УАВ.

Годовой расход электроэнергии:

$$\mathcal{E}_r = \frac{N_{\text{эл.д}}}{h_{\text{эл.д}} \cdot h_{\text{эл.сет}}} (t_h^{\phi} n_p + t_{\max}^{\phi} n_{\max}) = \frac{1250}{0,96 \cdot 0,96} (18,7 \cdot 305 + 24 \cdot 60) = 9688992 \text{ кВт}\cdot\text{ч}, \quad (4.24)$$

где $\eta_{\text{эл.д}}$ и $\eta_{\text{эл.сет}}$ – соответственно КПД электродвигателя и электросети.

Годовой приток:

$$W_{\text{год}} = (n_h Q_h + n_{\max} Q_{\max}) \cdot 24 = (305 \cdot 140 + 60 \cdot 180) \cdot 24 = 12844000 \text{ м}^3, \quad (4.25)$$

Удельный расход энергии:

$$\mathcal{E}_{\text{уд}} = \frac{\mathcal{E}_r}{W_r} = \frac{9688992}{12844000} = 0,73 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3, \quad (4.26)$$

4.2 Выбор и расчет системы вентиляции рудника

4.2.1 Расчет расхода воздуха для обеспечения вентиляции рудника

Расчет расхода воздуха для проветривания рудников производим по следующим факторам:

- по наибольшему числу людей;
- по газовыделению;
- по газам от взрывных работ;
- по разбавлению вредных примесей выхлопных газов дизельного оборудования.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Далее производится проверка площадей сечения стволов для оценки соответствия их допустимым скоростям движения воздуха, регламентированным ЕПБ.

Основные исходные данные:

Годовая добыча горной массы $A=2,5$ млн.т./год или $8196,7$ т/сутки или $2347,4$ т/смен или $586,8$ кубометра в смену. Наибольшее количество людей в руднике $n = 450$ чел. Количество одновременно взрываемого ВВ по руднику $B=1235$ кг. Газовыделение - 0.0% . Суммарная номинальная мощность двигателей внутреннего сгорания, работающих на руднике:

$$\sum N = 5 \cdot (N_1 + N_2) = 5 \cdot (185 + 280) = 2325 \text{ л.с.}, \quad (4.27)$$

где 5 – количество однотипных машин с ДВС (дизель);

$N_1 = 185$ л.с. – номинальная мощность дизельного двигателя ПДМ ST-5R;

$N_2 = 280$ л.с. – номинальная мощность дизельного двигателя ПДМ ST-8B.

Принимаем всасывающий способ вентиляции, так как в этом случае минимальны капитальные затраты. В случае остановки вентилятора, воздух с поверхности будет поступать за счет естественной тяги.

Расчет воздуха:

- по наибольшему числу людей одновременно находящихся в руднике

$$Q_{p.l.} = 0,1 \cdot n \cdot K_3 = 0,1 \cdot 450 \cdot 1,4 = 63 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.28)$$

где $0,1 \text{ м}^3/\text{с}$ - норма расхода воздуха на одного человека;

$n=450$ чел - наибольшее число людей, одновременно находящихся в руднике;

$K_3=1,4$ - коэффициент запаса воздуха.

- по условиям выделения газов после взрывных работ

$$Q_{p.BB.} = 500 \cdot B \cdot K_3 / t = 500 \cdot 1235 \cdot 1,4 / 1800 = 480,3 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.29)$$

где B - количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

$t=1800$ с - время проветривания.

- по разбавлению вредных примесей выхлопных газов дизельного оборудования

$$Q_{p.DVC.} = B_m \cdot \sum N \cdot K \cdot K_3 / 605 \cdot 2325 \cdot 0,85 \cdot 1,4 / 60 = 230,5 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.30)$$

где $B_m = 5 \text{ м}^3/\text{мин} = 0,083 \text{ м}^3/\text{с}$ - норма воздуха на 1 л.с. номинальной мощности двигателя,

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 74

$\Sigma N = 2325$ л.с. - суммарная номинальная мощность всех двигателей внутреннего сгорания, работающих под землей;
 $K = 0,85$ – коэффициент одновременности работы машин.

К учету принимается наибольший расход воздуха, полученный при расчетах по вышеизложенным формулам. Общий расход воздуха для проветривания рудника определяется по формуле:

$$Q_{o.p.} = (Q_p + \Sigma Q_o) \cdot 1.1 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.31)$$

где 1.1 - коэффициент, учитывающий неравномерность распределения воздуха по выработкам;

Q - наибольший расход воздуха;

ΣQ_o - суммарный расход воздуха для обособленного проветривания камерных выработок.

Расчетные данные сведены в таблицу 4.3.

Таблица 4.3 – Расход воздуха для проветривания камерных выработок

Наименование	Объем камер, V (м^3)	Расход воздуха, Q ($\text{м}^3/\text{с}$)
КОСО	2000	11
Гараж	5000	27,5
Склад ГСМ	1200	6,6
Склад ВМ	1500	1,75
Медпункт	200	1,1
Итого	9900	48

Необходимое количество воздуха для обособленного проветривания камерных выработок:

- для склада взрывчатых материалов (ВМ):

$$Q_{\text{ВМ}} = 0,07 \cdot V_{\text{ВМ}} / 60 = 0,07 \cdot 1500 / 60 = 1,75 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.32)$$

где $V_{\text{ВМ}}$ - объем склада ВМ;

- для склада горюче-смазочных материалов (ГСМ):

$$Q_{\text{ГСМ}} = 0,33 \cdot V_{\text{ГСМ}} / 60 = 0,33 \cdot 1200 / 60 = 6,6 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.33)$$

где $V_{\text{ГСМ}}$ - объем склада ГСМ;

- для гаражей:

$$Q_{\text{Г}} = 0,33 \cdot V_{\text{Г}} / 60 = 0,33 \cdot 5000 / 60 = 27,5 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.34)$$

где V_g - объем гаражей;

- для камеры отстоя самоходного оборудования:

$$Q_k = 0,33 \cdot V_k / 60 = 0,33 \cdot 2000 / 60 = 11 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.35)$$

где V_k - объем камеры отстоя самоходного оборудования:

- для медпункта:

$$Q_n = 0,33 \cdot V_n / 60 = 0,33 \cdot 200 / 60 = 1,1 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.36)$$

где V_n - объем медпункта.

Рассчитываем общее количество воздуха:

$$Q_{op} = 1,1 \cdot (480,3 + 48) = 581 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.37)$$

4.2.2 Проверка сечения стволов по допустимым скоростям движения воздуха

Проверка площадей сечений стволов и горизонтальных выработок производится после расчета распределения воздуха для оценки соответствия их допустимым скоростям движения воздуха в соответствии с Едиными правилами безопасности (ЕПБ).

Расчетная скорость движения воздуха в выработках должна удовлетворять условию:

$$V_{min} \leq V_p \leq V_{max} \quad (4.38)$$

где V_{min} и V_{max} - минимальная и максимальная допустимая скорость воздуха в выработке.

Для стволов расчетная скорость движения воздуха определяется из соотношения:

$$V_p = \frac{Q_c}{D \cdot S}, \text{ м/с}, \quad (4.39)$$

где Q_c - расчетный расход воздуха, проходящий по стволу, $\text{м}^3/\text{с}$;

$D=0,9 \div 0,95$ - коэффициент загромождения площади ствола, для горизонтальных выработок

$D=0,8 \div 0,9$; S - площадь сечения ствола, м^2 .

Расчетные данные заносятся в таблицу 4.4

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 76

Таблица 4.4 - Расход воздуха на проветривание выработок

S, м ²	Максимальная скорость V _m , м/с	D	Максимальный расход Q _c , м ³ /с	Наименование выработок
Воздухоподающие				
50,24	8	0,9	361,7	СКС, ВПС
Воздуховыдающие				
33,16	15	0,95	472,5x2	ВС1, ВС2
16	8	0,95	121,6	Откаточный горизонт
4	4	0,95	15,2	Вентиляционно-восстающий
14	8	0,95	106,4	Вентиляционно-закладочный горизонт

$$V_{p(кc,вnс)} = \frac{Q_c}{S \times D} = \frac{290,5}{50,24 \times 0,9} = 6,4 \text{ м/с.} \quad (4.40)$$

$$V_{p(вc1,вc2)} = \frac{Q_c}{S \times D} = \frac{290,5}{33,16 \times 0,95} = 9,2 \text{ м/с.} \quad (4.41)$$

V_p(кc,вnс) < V_{max}, т.е. выполняется условие;
V_p(вc1,вc2) < V_{max}, т.е. выполняется условие.

4.2.3 Расчет депрессии рудника

Для определения общешахтной депрессии выбирается та вентиляционная струя (с наибольшим расходом воздуха и наиболее протяженная), депрессия в которой будет наибольшей, и в дальнейшем принимается в качестве общерудничной.

Величину рудничной депрессии рассчитываем по формуле:

$$H = \sum h + \sum h_m + h_e, \text{ мм вод.ст,} \quad (4.42)$$

где $\sum h$ – суммарная расчетная депрессия для всех выработок, образующих струю по самому труднопроветриваемому направлению, от устья воздухоподающих стволов, до устья вентиляционного ствола, мм вод.ст, Па.

$\sum h_m$ – суммарная расчетная депрессия местных сопротивлений на всем пути движения воздуха, мм вод.ст, Па ($\sum h_m = 15\text{-}20\%$ от $\sum h$).

h_e – депрессия естественной тяги, мм вод.ст, Па ($h_e = 5\text{-}10\%$ от $\sum h$).

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 77

Подсчет депрессии последовательно соединенных выработок рассчитываем по формуле:

$$\sum h_i = \sum (a_i \cdot P_i \cdot L_i \cdot Q_i^2 / S_i^3), \text{ мм вод.ст, Па} \quad (4.43)$$

где a_i - кгс²/м⁴ – коэффициент аэродинамического сопротивления выработки;

P_i - периметр выработки, м;

L_i - длина выработки, м;

S_i – площадь поперечного сечения выработки, м²;

Q_i - расход воздуха по выработке, м³/с.

Расчетные данные заносим в таблицу 4.5

Таблица 4.5 - Расчет депрессии

Название выработки	тип крепи	$\alpha_{i \cdot 10^{-4}}$	$L_i, \text{м}$	$P_i, \text{м}$	$S_i, \text{м}^2$	$S_i^3, \text{м}^3$	$R_i, \text{К}\mu$	$Q_i, \text{м}^3/\text{с}$	$Q_i^2, \text{м}^3/\text{с}$	$h_i, \text{мм.вод.ст}$
Ствол КС	Мон. бетон	39,2	1400	25	50,2 4	126808,65	0,0011	290, 5	84390,3	92,8
Вскрывающий квершлаг.	Анкерная и Т/Б	15,7 5	987	14	16	4096	0,0053	121, 6	14786,6	78,4
Откаточный штрек	УКК	6,0	500	14	16	4096	0,0011	121, 6	14786,6	16,3
Откаточный квершлаг.	Анкерная и Т/Б	15,7 5	310	14	16	4096	0,0016	121, 6	14786,6	23,6
Откаточный штрек	УКК	6,0	500	14	16	4096	0,0011	121, 6	14786,6	16,3
Вент. восстающий	Т/Б	20	60	8	4	64	0,015	15,2	231,04	3,5
Вент. квершлаг	УКК	15,7 5	425	14	16	4096	0,0023	121, 6	14786,6	34
Ствол ВС-2	Мон. бетон	15,0	1300	21, 4	33,1 6	36462,3	0,0012	290, 5	84390,3	101,3
Итого							0,0287			366,2

Расчитываем величину общешахтной депрессии:

$$H = 366,2 + 73,24 + 36,62 = 476,1 \text{ мм вод.ст.} = 476,1 \text{ Па.} \quad (4.45)$$

4.2.4 Выбор вентилятора главного проветривания (ВГП)

Выбор ВГП производится на основе его напорных характеристик H_B и Q_B .
Производительность вентилятора расчитываем по формуле:

$$Q_B = K_B \cdot Q_{op} 1,1 \cdot 290,5 = 319,5 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (4.46)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 78

где K_b – коэффициент учитывающий утечки воздуха через надшахтные сооружения и каналы вентиляторов (1,1 – для ВС).

Для определения режима работы ВГП в сети, необходимо нанести на график зону промышленного использования ВГП и характеристику вентиляционной сети. Точка их пересечения соответствует режиму работы вентилятора.

Для построения характеристики сети значения H_b определяем при значениях Q_b от 0 до 2:

$$H_b = \sum R \cdot Q^2_b + R_{by} \cdot Q_b, \text{ мм вод.ст, Па} \quad (4.47)$$

где $\sum R$ – сопротивление сети горных выработок, по которым производится расчет депрессии, кН;

R_{by} – внутреннее сопротивление в вентиляторной установке, кН.

Для определения внутреннего сопротивления вентиляторной установки выполняем следующие расчеты.

Находим эквивалентное отверстие рудника:

$$A = \frac{0,38Q_{op}}{\sqrt{H}} = \frac{0,38 \cdot 290,5}{\sqrt{476,1}} = 5,1 \text{ м}^2, \quad (4.48)$$

Ориентировочно определяем диаметр колеса вентилятора:

$$d_b = \sqrt{\frac{A}{0,44}} = 3,4 \text{ м}, \quad (4.49)$$

Сопротивление вентиляторной установки определяем по формуле:

$$R_{by} = \frac{a \cdot \pi}{d_b^4} = \frac{0,06 \cdot 3,14}{3,4^4} = 0,0014 \quad (4.50)$$

где $a = 0,06$ – коэффициент для центробежных вентиляторов.

Результаты сводим в таблицу 4.6

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Таблица 4.6 – Результаты

Q_B	0	$0,25 Q_B$	$0,5 Q_B$	$0,75 Q_B$	$1,25 Q_B$	$1,5 Q_B$	$2 Q_B$
Q_B	0	79,8	159,7	239,6	399,4	479,3	639
$Q^2 B$	0	6380	25520	57420,2	159500,4	229680,6	408321
H_B , мм вд. ст		192,1	768,2	1728,3	4800,9	6913,4	12290,5

По расчетным вентиляционным параметрам Q_B и H_B выбираем 2 вентилятора ВЦД-47,5У.

Таблица 4.7 - Техническая характеристика вентилятора ВЦД-47,5У

Показатели	Значения
Диаметр рабочего колеса, мм	4000
Частота вращения мин ⁻¹	450-490
Диапазон в зоне промышленного использования:	
- подачи м ³ /с	20-430
- статическое давление, Па	1000-8800
Мощность установки, кВт	1250
Максимальный статический КПД установки	0,86

Вентиляция рудника осуществляется всасывающим способом по фланговой системе с использование всех действующих стволов.

Распределение воздуха по вертикальным стволам принимается следующим:

Поступающий в рудник воздух:

КС- 290,5 м³/с,
ВПС –290,5 м³/с,

Исходящий из рудника воздух:

ВС-1 – 290,5 м³/с,
ВС-2 – 290,5 м³/с,

Воздухоподающие стволы оборудованы калориферными установками, а вентиляционные стволы – вентиляторными установками. На вентиляционных стволов установлены вентиляторы главного проветривания. Главные вентиляторные установки состоят из двух агрегатов (рабочего и резервного) одного типа. Реверсирование вентиляционной струи происходит с помощью ляд вентилятора.

5 Специальная часть: Повышение эффективности ТО и Р горной техники в условиях рудника «Таймырский»

5.1 Управление электромеханической службой рудника

На руднике используются буровая, погрузочно-доставочная и вспомогательная зарубежного производства.

Применение техники зарубежного производства объясняется тем что она обладает более высокой надежностью, меньшими удельными затратами на добычу тонны полезного ископаемого по сравнению с машинами отечественного производства.

До окончания гарантийного периода все расходы по поддержанию работоспособности техники берет на себя фирма производитель, а после окончания этого периода все работы, связанные с организацией ТО и ремонта, выполняет ремонтно-механическая служба рудника.

Как показывает опыт, ремонтно-механические службы предприятий не готовы эффективно выполнять эту работу, что связано с:

1. Со старым станочным оборудованием и средствами механизации ремонтных и ремонта
2. Недостаточными объемами запасных частей
3. Использования несоответствующих ГСМ
4. Несоблюдением графиков технического обслуживания и ремонта
5. Низкой квалификацией ремонтного и эксплуатирующего персонала
6. Несоответствие оснащенности ремонтно-механической базы рудника машинами и оборудованием для внедрения современных ремонтных технологий

Из приведенного списка особое внимание заслуживает пункт 4 и 6, остальные пункты зависят от политики предприятия в вопросах организации технического осмотра и ремонта.

Техническое обслуживание оборудования представляет собой комплекс мероприятий, направленных на предупреждение преждевременного износа оборудования путем точного выполнения правил ПТЭ, а также своевременного устранения мелких неисправностей.

Техническое обслуживание включает:

1. ежесменное техническое обслуживание;
2. периодические технические осмотры, выполняемые после наработки оборудованием определенного количества часов.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Таблица 5.1 – Ремонтные нормативы основного оборудования

Оборудование	Количество	Масса, т	Вид	Ремонт			Трудоемкость	
				Периодичность	Продолжительность	Число в цикле	Человек-час	одного ремонта
Boomer 282	4	28	ТО	470	6	12	6	48
			1Тек	1410	18	3	36	72
			2Тек	2820	30	2	120	160
			Кап	8460	72	1	360	240
ST	9	24	ТО	470	6	12	12	96
			1Тек	1410	16	3	72	144
			2Тек	2820	40	2	240	319
			Кап	8460	160	1	900	600
K 28	3	28	ТО	470	6	30	6	160
			Тек	2820	18	5	60	300
			Кап	16920	72	1	360	320

Типовая структура электромеханической службы представлена ниже. В главе механической службы стоит главный механик рудника, который отвечает за безотказную работу, своевременное техническое обслуживание и ремонт всего оборудования рудника. Подчиняется главный механик непосредственно главному инженеру рудника.

За бесперебойное снабжение рудника электроэнергией отвечает главный электрик рудника.

Схема управления энергомеханической службой рудника представлена на рисунке 5.1

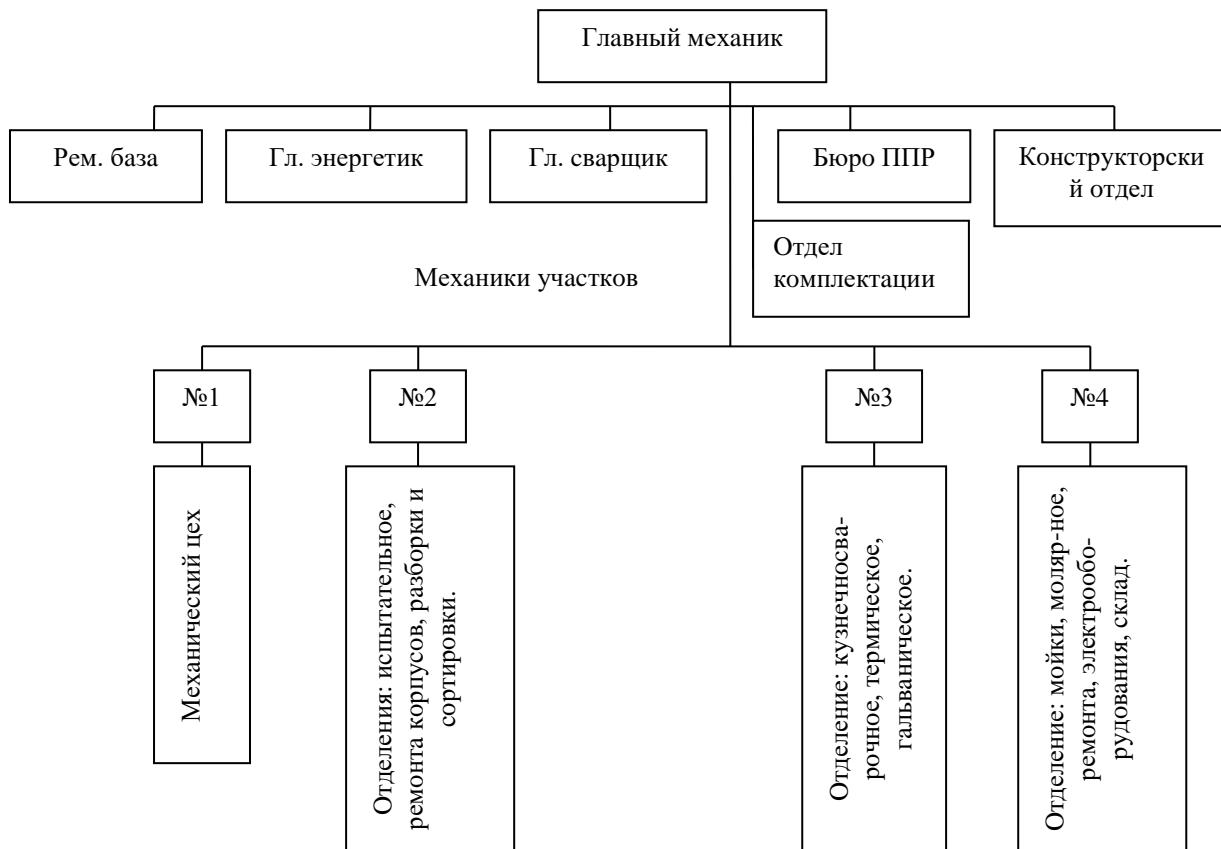


Рисунок 5.1 - Схема управления энергомеханической службой рудника

В подчинении главного механика рудника находятся механики очистных и проходческих участков, механик участка шахтного проветривания, механик участка водоотлива, механик участка подъёмных машин, механик породозакладочного комплекса, механик ВШТ, начальник центральных ремонтных мастерских (ЦРММ), главный механик участка механизации и главный энергетик. Они организуют направляют и контролируют работу подчинённого им персонала.

С целью повышения гибкости и оперативности работы электромеханической службы каждый участок эксплуатируемого оборудования имеет свою ремонтную службу, которая возглавляется своим старшим механиком.

Функции персонала электромеханической службы определены должностными инструкциями.

5.2 Обоснование выбора системы ТО и Р в условиях рудника

В целях предупреждения прогрессивного нарастания износа, исключения поломок и преждевременного выхода из строя деталей и узлов основного технологического оборудования, а также поддержание его в постоянной эксплуатационной готовности и обеспечения его производительной и безопасной работы на руднике производится система планово-предупредительного ремонта (ППР). Которая состоит из циклически повторяющихся организационных во времени профилактических работ по осмотру, уходу и устраниению неисправностей, а также ремонтов, восстанавливающих работоспособность действующего технологического оборудования

Система ППР предусматривает:

1. Обязательное выполнение правил технической эксплуатации основного технологического оборудования и его норм технического обслуживания;
2. Своевременное и качественное приведение плановых ремонтов оборудования.

Система ППР обеспечивает:

1. Восстановление заданных технических характеристик оборудования;
2. Увеличение продолжительности межремонтных периодов работы оборудования;
3. Снижение продолжительности и стоимости ремонта, а также повышение качества выполняемых ремонтных работ;
4. Стабильность протекания технологических процессов.

На руднике «Таймырский» Межремонтное ТО, которые включают в себя ежедневные и периодические ремонтные осмотры, и плановые ремонты, которые состоят из текущих и капитальных ремонтов.

Технические обслуживание оборудования – это комплекс мероприятий, направленных на предупреждение преждевременного износа оборудования путем точного выполнения правил ПТЭ , а также своевременного устранения мелких неисправностей.

Техническое обслуживание включает:

1. Ежесменные техническое обслуживание;
2. Периодические технические осмотры, выполняемые после наработки оборудованием определенного количества часов.

Для планирования продолжительности ремонтов и трудозатрат, связанные с техническим обслуживанием и ремонтом перечисленных выше систем и узлов целесообразно использовать ремонтные нормативы системы планово-предупредительных ремонтов, которые приведены в таблице 5.2

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 84

Таблица 5.2 – Ремонтные нормативы оборудования

№ п/п	Оборудование	Количество	Масса, т	Ремонт				Трудоемкость, Чел. -час	
				Вид	Периодичнос- ть, ч	Продолжите- льность, ч	Число в цикле	Одного ремонта	Средне- годовая
1	СБУ – Atlas Copco Boomer 282	4	17,5	ТО T1 T2 K		6 18 30 72	12 3 2 1	8 45 150 450	60 90 200 300
2	ПДМ ST – 5R	5	7	ТО T1 T2 K		8 21 52 208	16 4 3 1	16 94 312 1170	125 187 415 780

Опыт эксплуатации предприятия норильского ГМК и других горных предприятиях показывает, что наиболее эффективной является система по техническому состоянию, но для горно-металлургического оборудования ее внедрение весьма проблематично, так как она требует 100 процентного контроля состояния узлов и механизмов датчиками, в любой момент времени. По этому ее внедрение не реально.

Таблица 5.3 – Месячный график планово-предупредительных ремонтов

Оборудование	Нр. номер	Числа месяца															Количество и продолж. ТО и Р	Общая продолж. ремонтов, ч.	
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15			
		16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30			
Boomer 282	1	TO/6															2		
					TO/6												12	12	
Boomer 282	2		TO/6														2		
						TO/6											12	12	
Boomer 282	3				TL/6	TL/6	TL/6										1	18	
								TO/6									2		
Boomer 282	4						TO/6										12	12	
									TO/6								2		
Boomer 282	5							TO/6									2		
										TO/6							12	12	
УБШ-532	6	K12	K12	K12	K12	K12											K12	1	
																	72	72	
УБШ-532	7								TO/6								2		
											TO/6						12	12	
УБШ-532	8				TO/6												2		
											TO/6						12	12	
УБШ-532	9					TO/6											TO/6	2	
																	12	12	
УБШ-532	10									TL/6	TL/6	TL/6					1		
																	18	18	
УБШ-532	11				TO/6												TO/6	2	
																	12	12	
УБШ-532	12									TL/6	TL/6	TL/6					1		
																	18	18	
ST-5R	13					TO/6											2		
					TO/6												12	12	
ST-5R	14						TO/6										2		
						TO/6											12	12	
ST-5R	15							TL/8									TL/8	1	
																	16	16	
ST-8BR	16								TO/6								TO/6	1	
																	12	12	
ST-8BR	17				TO/6												1		
																	12	12	
ST-8BR	18					TO/6											TL/8	1	
							TL/8										16	16	
ST-8BR	19								TO/6								TO/6	1	
																	12	12	
ST-8BR	20					TO/6											1		
																	12	12	
K 28	21				TO/6					TO/6							1		
																	12	12	
K 28	22					TO/6					TO/6						1		
																	12	12	
K 28	23						TO/6					TO/6					1		
													TO/6				12	12	

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649

Лист

86

Таблица 5.4 – Годовой график планово-предупредительных ремонтов

№	Название оборудования	Вид ремонта	Годовой график планово-предупредительных ремонтов на год												Общая продолжительность, час		
			январь	февраль	март	апрель	май	июнь	июль	август	сентябрь	октябрь	ноябрь	декабрь	Кол. ТО и Р		
		ТО	ТО/6	ТО/6	ТО/6	ТО/6	ТО/6	ТО/6	ТО/6	ТО/6	ТО/6	ТО/6	ТО/6	ТО	Т	К	
1	Boomer 282	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1			T1/18						T1/18			48	66	72	
		T2						T2/30					K/72	48	66	72	
2	Boomer 282	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1		T1/18					T1/18					48	66	72	
		T2					T2/30						K/72	48	66	72	
3	Boomer 282	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1	T1/18					T1/18						48	66	72	
		T2			T2/30								K/72	48	66	72	
4	Boomer 282	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1					T1/18						T1/18	48	66	72	
		T2			T2/30								K/72	48	66	72	
5	Boomer 282	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1		T2/30				T1/18					T1/18	48	66	72	
		T2											K/72	48	66	72	
6	УБШ-532	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1			T1/18						T1/18			48	66	72	
		T2	T2/30										K/72	48	66	72	
7	УБШ-532	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1		T1/18						T1/18				48	66	72	
		T2											K/72	48	66	72	
8	УБШ-532	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1		T1/18					T1/18					48	66	72	
		T2											T2/30	48	66	72	
9	УБШ-532	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1		T1/18						T1/18				48	66	72	
		T2						T2/30					K/72	48	66	72	
10	УБШ-532	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1	T1/18						T1/18					48	66	72	
		T2											T2/30	48	66	72	
11	УБШ-532	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1		T1/18						T1/18				48	66	72	
		T2					T2/30						K/72	48	66	72	
12	УБШ-532	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	8	3	1	186
		T1	T1/18						T1/18					48	66	72	
		T2											T2/30	48	66	72	
13	ST-5R	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	7	3	1	274
		T1		T1/16						T1/16				K/160	42	72	160
		T2					T2/40							42	72	160	
14	ST-5R	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	7	3	1	274
		T1		T1/16						T1/16					42	72	160
		T2					T2/40						K/160	42	72	160	
15	ST-5R	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	7	3	1	274
		T1	T1/16			T2/40				T1/16				42	72	160	
		T2											K/160	42	72	160	
16	ST-8BR	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	7	3	1	274
		T1					T2/40						T1/16	42	72	160	
		T2											K/160	42	72	160	
17	ST-8BR	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	7	3	1	274
		T1					T2/40						T1/16	42	72	160	
		T2											K/160	42	72	160	
18	ST-8BR	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	7	3	1	274
		T1	T1/16				T2/40				T1/16			42	72	160	
		T2											K/160	42	72	160	
19	ST-8BR	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	7	3	1	274
		T1					T2/40						T1/16	42	72	160	
		T2											K/160	42	72	160	
20	ST-8BR	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	7	3	1	274
		T1					T2/40						T1/16	42	72	160	
		T2											K/160	42	72	160	
21	K 28	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	9	1	1	144
		T				T/18								K/72	54	18	72
		K												54	18	72	
22	K 28	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	9	1	1	144
		T				T/18								K/72	54	18	72
		K												54	18	72	
23	K 28	TO	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/6	TO/2	9	1	1	144
		T				T/18								K/72	54	18	72
		K												54	18	72	

5.3 Ремонтно-механическая база рудника «Таймырский»

Ремонтно-механическая база рудника не оснащена машинами и оборудованием для внедрения современных технологий. На ремонтной базе используется старое станочное оборудование и устаревшие технологии восстановления.

С учетом этого для совершенствования технического обслуживания и ремонта предлагаю разработать новую ремонтную базу, в которой будет современное станочное оборудование и современные методы восстановления.

Наиболее часто выходящие из строя узлы и системы представлены ниже:

1. Колеса, пробои порезы и разрывы шин, изнашивание протекторов, трещины дисков;
2. Выход из строя подшипников редуктора;
3. Скол зубьев основной передачи;
4. Механические повреждения кузова – трещины, разрывы металла, вмятины на раме и кузове;
5. Износ и разрыв гидравлических рукавов;
6. Поломки пневмосистем;
7. Выход из строя гидроусилителей.

Из приведенного списка особое внимание для восстановления заслуживает пункт 1,4 и 5, по остальным пунктам проходит замена узла или детали. Среди основных технологических процессов восстановления и ремонта оборудования, особую значимость имеют технологии:

1. Восстановления шин;
2. Восстановления тел вращения наплавкой;
3. Восстановления плоских тел наплавкой;
4. Ремонт и восстановления гидравлических систем;
5. Ремонт и восстановления приводов машин.

5.3 Эксплуатация шин в условиях рудника «Таймырский»

На руднике используется оборудование на пневмоколесном ходу. В связи плохим рудничным трассами, происходит изнашивание шин.

Характерными повреждениями шин являются, пробития, порезы и боковые порезы шин, а также сильный износ протектора шин. На руднике присутствует шиномонтажный цех, на котором производят монтаж и демонтаж шин с дисков, а также восстановление порезов на шинах, путем вулканизации сырой резины в месте пореза, предварительно обработав поврежденную часть поверхности. На руднике не предусмотрено замены протекторной ленты и ремонта более серьезных повреждений шин. За счет замены протекторной ленты на изношенной шине, продлеваем срок службы.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649

Лист

Предлагается создать РМБ в которой будет предусмотрен цех по восстановлению шин колес для вспомогательных подземных машин и буровых установок в условиях рудника. Восстановление шин более большого диаметра, то есть шин автосамосвалов и ПДМ, восстанавливать на руднике не целесообразно, в связи с огромными размерами технологического оборудования для восстановления.

Рассмотрим детально технологию восстановления колес. Есть два типа восстановления колес:

1. Холодное наращивание, которое заключается в наклеивании на протектор резинового кольца;
2. Горячее наращивание, которое создается с помощью вулканизации и нанесении другого дополнительного слоя резины.

Отремонтированные колеса работают практически одинаково, но горячее восстановление дает меньшую вероятность брака. Так как горячий способ самый надежный, то будем рассматривать технологию восстановления колес вулканизацией и нанесением дополнительного слоя резины.

Реанимация объединяет несколько моментов:

1. Первоначальная диагностика – осматриваем шину на предмет пригодности к восстановлению;
2. Демонтаж шины с диска – с помощью шиномонтажного станка производится демонтаж шины;
3. Шероховка – установка шины на шероховальный станок, и при помощи фрезы удаляем остатки протектора;
4. Базовый ремонт очищенного колеса – при помощи пневмоинструмента разрабатываются все дефекты, и усиливаются изнутри все проблемные места, далее при помощи экструдера заливают сырой резиной все кратеры образовавшиеся в результате разработки шины;
5. Нанесение новой резины – накладывание нового протектора;
6. Помещение шины в «конверт» состоящую из двух частей оболочку резины, и вакуумным насосом откачивают из нее воздух и создают давление;
7. Вулканизация – шину с новым протектором отправляют в автоклав где поддерживается давление 4 атм и температуре 110 градусов, эти условия позволяет сырой резине вулканизироваться и стать связующим элементом старой шины и новым протектором. Образуется монолит;
8. Монтаж шины на диск – с помощью шиномонтажного станка производится монтаж шины;
9. Окончательная проверка – проверяют восстановленную шину на брак;
10. Балансировка колеса – с помощью балансировочного стенда производится балансировка колеса.

На таблице 5.5 приведен технологический процесс восстановления шины.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 89

Таблица 5.5 – Технологическая карта восстановления шин

Технологическая карта восстановления шин подземных вспомогательных машин и буровых установок горячим наращиванием		Деталь – колесо в сборе материал - резина	Оборудование и материалы
Операции	Инструмент	Технические условия	
Осмотр шины		Осмотр шины на пригодность к восстановлению	
Демонтаж шины	Шиномонтажный станок Ш5 15 ЕУ	Установка на шиномонтажный станок разбортовка и снятие шины	
Шероховка	Шероховальный станок ZF-25	Установка шинный на шероховальный станок удаление протектора фрезой	
Базовый ремонт	Пневмошлифмашина Экструдер	Разработка всех дефектов, усиление изнутри все проблемные места, далее при помощи экструдера заливают все кратеры сырой резиной	
Нанесение нового слоя резины	Станок нанесение ленты	Накладывают новую протекторную ленту	
Помещение шины в конверт	Конверт Вакуумный насос	Помещение шины состоящую из двух частей оболочки резины в конверт Откачивают из нее воздух и создают давление	
Вулканизация	Автоклав MINGO	Помещение шины в автоклав Условия вулканизации, давление в автоклаве 4атм и температура 110 градусов	
Монтаж шины	Шиномонтажный станок Ш5 15 ЕУ	Монтаж шины на диск Накачивание шины	
Окончательная проверка		Осмотр шины и проверка на брак	
Балансировка	Балансировочный станок BEIS SBARTH MS 630	Колесо помещают на балансировочный стенд и производят балансировку	

Таким образом так же можно восстановить шину от порезов пробоин и других дефектов, с обновлением протектора шины. Благодаря этой технологии восстановления, на руднике будет меньше закупа новых колес. Все колеса будут восстановлены и пущены в эксплуатацию.

Преимущества ввода данного технологического процесса восстановления на руднике следующие:

1. Ресурс восстановленной шины сравним с новой, а стоимость намного меньше;
2. Каркас шины может быть неоднократно восстановлен;
3. На одном и том же каркасе можно устанавливать различные типы протекторной ленты для различных эксплуатационных условий.

Так же пробег восстановленной шины практически равен пробегу новой шины $\pm 10\%$. Это позволяет:

1. Сократить затраты на приобретение новых КГШ почти в 2 раза;
2. Уменьшить дефицит новых шин;
3. Полностью использовать имеющийся парк колесной техники;
4. Снизить себестоимость работы парка машин;
5. Частично решить вопрос утилизации крупногабаритных шин.

5.4 Организация ремонтно-механической базы

Для снижения затрат на восстановление деталей и более оперативного их восстановления, а также в связи с внедрением технологии восстановления колес предлагаю создать подземную ремонтно-механическую базу (РМБ) с цехом, предусмотренным для восстановления колес. Также оснастить ремонтную базу новым станочным оборудованием. В данных условиях разработки предлагаю размещение РМБ на горизонте -900м.

Для организации такой РМБ необходимо определить требуемую площадь горной выработки, количество и виды станочного оборудования и количество обслуживающего персонала.

5.4.1 Расчет станочного оборудования

Количество станков:

$$N_{ct} = \frac{o \cdot \alpha \cdot T_h}{m \cdot D \cdot k_i} = \frac{0,3 \cdot 1,7 \cdot 26044}{2 \cdot 2040 \cdot 0,6} = 8 \quad (5.1)$$

где о – коэффициент станочных работ, о=0,3…0,35;

т – число смен работы станков в сутки, т=2;

D – годовой фонд рабочего времени одного станка, D=2040 ч;

k_и – коэффициент использования станка в течение смены, k_и=0,6…0,65;

В таблице 5.6 представлено станочное оборудование для восстановления шин

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Таблица 5.6 – Станочное оборудование для восстановления шин

	Количество, ед
Шиномонтажный станок	1
Балансировочный стенд	1
Шероховальный станок	1
Станок нанесения ленты	1
Конвертер	1
Автоклав	1
Сварочный автомат	1
Итого	8

5.4.2 Расчет численности ремонтного персонала

5.4.2.1 Годовые суммарные трудозатраты

Годовые суммарные трудозатраты рассчитываю по формуле

$$T_h = (t_{To}^1 + t_{T1}^1 + t_{T2}^1 + t_K^1) \cdot N^1 + (t_{To}^2 + t_{T1}^2 + t_{T2}^2 + t_K^2) \cdot N^2 + (t_{To}^3 + t_{T1}^3 + t_{T2}^3 + t_K^3) \cdot N^3 = (60 + 90 + 200 + 300) \cdot 8 + (125 + 187 + 415 + 780) \cdot 8 + (236 + 265 + 471 + 1225) \cdot 4 = 26044 \text{ чел. -ч} \quad (5.2)$$

где $t_{To}^1, t_{To}^2, t_{To}^3$ – нормативная среднегодовая трудоемкость технических осмотров отдельных видов оборудования, чел. – ч;

$t_{T1}^1, t_{T1}^2, t_{T1}^3$ – нормативная среднегодовая трудоемкость первых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел. – ч;

$t_{T2}^1, t_{T2}^2, t_{T2}^3$ – нормативная среднегодовая трудоемкость вторых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел. – ч;

t_K^1, t_K^2, t_K^3 – нормативная среднегодовая капитальные ремонты отдельных видов оборудования, чел. – ч;

N^1, N^2, N^3 – число единиц отдельных видов оборудования, принятых к эксплуатации.

5.4.2.2 Плановая численность производственных рабочих

Плановую численность производственных рабочих, необходимых для выполнения годового объема ремонтных работ, определяем по формуле, чел.

$$M = \frac{\alpha \cdot T_h}{D_p \cdot k_{\text{п.в}}} \quad (5.3)$$

где α – коэффициент, учитывающий выполнение внеплановых работ, $\alpha=1,4\dots1,7$;

$k_{\text{п.в}}$ – коэффициент выполнения норм выработки рабочими, $k_{\text{п.в}} = 1,1 \dots 1,15$;

D_p – номинальный годовой фонд времени одного рабочего, ч.

$$D_p = 365 - B - P - O \cdot T_{\text{см}} \cdot k_n \quad (5.4)$$

где B – количество выходных дней в планируемом году;

P – количество праздничных дней;

O – средняя продолжительность отпуска производственного рабочего;

$T_{\text{см}}$ – продолжительность одной смены, ч;

k_n – Коэффициент, учитывающий потери времени рабочего по уважительным причинам (болезни и т.д.), $k_n=0,95\dots0,98$;

$$D_p = 365 - 104 - 8 - 30 \cdot 7 \cdot 0,97 = 1522,9$$

$$M = \frac{1,7 \cdot 26044}{1522,9 \cdot 1,15} = 26 \text{ чел}$$

5.4.2.3 Ориентировочный штат ремонтных рабочих

Ориентировочный штат ремонтных рабочих по профессиям от плановой численности приведен в таблице 5.7

Таблица 5.7 – Штат ремонтных рабочих по профессиям

Профессия рабочего	Численность, чел.
Слесари и электрослесари	12
Токари-станочники	7
Электрогазосварщики	3
Прочие	4

Численность вспомогательных и подсобных рабочих (транспортного отдела, инструментального, ОТК, заточники, кладовщики и т.д.)

$$M_B = M \cdot 0,10 \dots 0,12 \quad (5.5)$$

Где M – плановая численность производственных рабочих, чел.

$$M_B = 26 \cdot 0,12 = 3 \text{ чел}$$

Численность инженерно-технических работников:

$$M_i = (M + M_B) \cdot 0,07 \dots 0,09 \quad (5.6)$$

$$M_i = (26 + 3) \cdot 0,07 = 2 \text{ чел.}$$

Численность счетно-нормировочного состава:

$$M_c = (M + M_B + M_i) \cdot 0,04 \dots 0,05 \quad (5.7)$$

$$M_c = (26 + 3 + 2) \cdot 0,04 = 1 \text{ чел.}$$

Численность младшего обслуживающего персонала:

$$M_M = (M + M_B + M_i + M_c) \cdot 0,02 \dots 0,03 \quad (5.8)$$

$$M_M = (26 + 3 + 2 + 1) \cdot 0,03 = 1 \text{ чел.}$$

Численность всего работающего персонала по категориям работ, сведена в таблицу 5.8

Таблица 5.8 – Численность персонала

Профессия рабочего	Численность, чел.
Слесари и электрослесари	12
Токари-станочники	7
Электрогазосварщики	3
Прочие	4
Вспомогательные и подсобные рабочие	3
Инженерно-технические работники	2
Счётно-нормировочный персонал	1
Младший обслуживающий персонал	1
Итого	33

Исходя из вышеперечисленных расчетов, станочного оборудования проектируем подземную ремонтную механическую базу, включающую в себя место для сборки, разборки оборудования и их ремонта. Также РМБ включает в себя цех по восстановлению шин.

6 Экономическая часть

6.1 Организация и управление производством рудника «Таймырский»

6.1.1 Организация управления производством, структура управления предприятием

Руководителем предприятия является директор. В функции которого входят организация работ и эффективное взаимодействие производственных единиц, цехов и других структурных подразделений.

Обеспечивает выполнение организацией заданий, согласно установленным количественным и качественным показателям.

Отдел главного механика, являясь самостоятельным структурным подразделением предприятия, создается и ликвидируется приказом директора. Отдел непосредственно подчиняется техническому директору предприятия.

Главный механик и главный энергетик возглавляют энерго-механическую службу, организуют правильную эксплуатацию машин и механизмов, электрических подстанций и силовых линий, а также насосных и компрессорных установок рудника. Они руководят ремонтом оборудования и осуществляют контроль за состоянием техники. Отдел главного механика имеет в своем составе структурные подразделения (бюро, группы, лаборатории, пр.).

Структура управления предприятием приведена на рисунке 6.1.

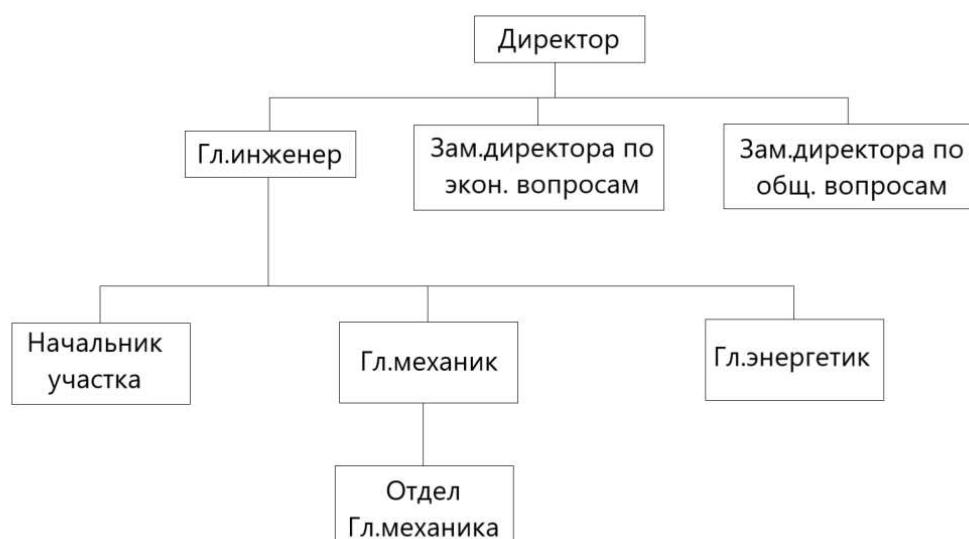


Рисунок 6.1 – Схема управления предприятием

Например: бюро (сектор, группа) планово-предупредительного ремонта, конструкторское бюро по модернизации, ремонтно-механический цех (РМЦ), конструкторское бюро по проектированию подъемно-транспортного оборудования, конструкторско-технологическое бюро (сектор, группа), управление делами отдела.

Ремонт всех видов и некоторые работы по техническому обслуживанию производятся силами ремонтно-механического цеха (РМЦ). Этот цех располагает специализированными ремонтными бригадами, необходимым универсальным оборудованием, запасными частями, материалами и др.

6.1.2 Режим и организация работ

На проектируемом руднике производственные рабочие работают в три смены по семь часов.

Для работников, не занятых на основных работах, рабочий день составляет восемь часов при пятидневной рабочей неделе.

Расчет приведен в таблице 6.1.

Таблица 6.1 – Баланс рабочего времени одного рабочего

Показатель	Величина показателя
Календарный фонд времени	365
Выходные дни по графику	104
Праздничные дни	12
Номинальный фонд рабочего времени в днях	249
Неявки на работу - очередные и дополнительные отпуска - учебные отпуска - невыходы по болезням - прочие неявки	90 1 3 3
Всего неявок в днях	97
Эффективный (полезный) фонд рабочего времени в днях	189
Номинальная средняя продолжительность рабочего дня в часах	7
Коэффициент списочного состава	1,31

6.2 Расчет основных технико-экономических показателей процесса добычи полезного ископаемого

6.2.1 Расчет суммы капитальных вложений и амортизационных отчислений

Перечень проектируемых зданий и сооружений рудника приведен в таблице 6.2

Годовая сумма амортизационных отчислений рассчитана в зависимости от группы основных фондов по сроку полезного использования. Все здания и

сооружения рудника относятся к группе со сроком полезного использования более 30 лет.

$$\sum A_{отчисл.} = \frac{\sum C_{обиц.} \cdot H_a}{100} = \frac{3949560 + 9339940 + 13670 + 6840 + 804960 +}{100} + \\ + \frac{280 + 100000 + 300000 + 4800000 + 47500 + 2491,6}{100} = 196119 \text{тыс.руб.} \quad (6.1)$$

где H_a – норма амортизации.

Норма амортизации:

$$K = \frac{1}{n} \cdot 100, \text{ процент} \quad (6.2)$$

Где n – срок полезного использования, мес.

Потонная ставка:

$$P = \frac{O}{БЗ} \cdot Q, \text{ руб/т} \quad (6.3)$$

где O – остаточная стоимость объекта, руб;

$БЗ$ – балансовые запасы обслуживающие этим объектом, тыс. т;

Q – годовая производительность по участку, тыс. т.

Расчет приведен в таблице 6.2.

Таблица 6.2 – Смета капитальных затрат на здания и сооружения

Наименование	Стоимость тыс. руб.	Сумма амортизационных отчислений тыс. руб
Балансовая		
Главный ствол	48610	39495,6
Вент. Стволы	61582	93399,4
Горнокапитальные выработки 1 гор	2524	136,7
Горнокапитальные выработки 2 гор	1683	68,4
Горнокапитальные выработки 3 гор	18576	8049,6
Итого	132975	141149,7

6.2.2 Расчет капитальных затрат на оборудование рудника

Общая сумма капитальных затрат на оборудование по добыче руды рассчитаны в таблице 8.3 :

$$\sum Z_{кап.} = C_{\delta} \cdot n, \text{ тыс. руб.} \quad (6.4)$$

где C_{δ} – балансовая стоимость, тыс. руб;

n – количество оборудования, ед.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 97

Годовой фонд амортизационных отчислений:

$$\Phi_{omch.} = \sum Z_{kan.} \cdot \frac{H_a}{100}, \text{ тыс. руб.} \quad (6.5)$$

Расчет приведен в таблице 6.3.

Таблица 6.3 – Смета капитальных затрат на основное оборудование по добыче руды

Наименование оборудования	Марка, модель	Количество единиц	Балансовая стоимость, тыс. руб.	Общая сумма капитальных затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Годовой фонд амортизационных отчислений, тыс. руб.	Срок эффективного использования, мес
Буровое							
Буровые установки							
Проходческие работы	Вомер 282	4	13000	52000	3,3	88,4	60
Очистные работы	УБШ-532Д	9	14000	126000	3,3	166,6	60
Итого:				178000		189,1	
Транспортирование							
Погрузочно-доставочные	ST - 5	5	11000	55000	3,3	56,1	60
	ST - 8BR	4	14000	56000	3,3	119	60
Вагонетка	ВГ-4,5	43	2000	86000	3,3	283	30
	K 28	3	13000	39000	3,3	66,3	60
Итого				236000		524,4	
Вспомогательное оборудование							
Прочее оборудование		7	11000	77000	18	437	60
Итого для вспомогательного оборудования		7	11000	77000	18	437	60
Итого по руднику		7		154000		874	

Таблица 6.4 – Сумма амортизационных отчислений

Наименование	Амортизация, тыс. руб.
Здания и сооружения	141149,7
Оборудование	390000
Итого:	531149,7

6.2.2 Организация труда и заработной платы работников рудника

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 98

6.2.2.1 Основных рабочих

На основе показателей времени работы персонала рассчитываем численность рабочих по основным технологическим процессом добычи руды. Расчет приведен в таблице 6.5.

Размер тарифного фонда оплаты труда:

$$\Phi_T = Q_{cn} \cdot \Phi_{p.sp.} \cdot C_{map}, \text{ тыс. руб} \quad (6.6)$$

где Q_{cn} – число работающих в сутки, чел;

$\Phi_{p.sp.}$ – число человеко-смен в год, $\Phi_{p.sp.} = 305$ см/год;

C_{map} – сменная тарифная ставка, руб/см.

Премия к тарифному фонду:

$$\Pi_{m.\phi.} = 0,3 \cdot \Phi_m, \text{ тыс.руб} \quad (6.7)$$

Основная заработная плата:

$$Z_{nl.} = \Phi_T + \Pi_{m.\phi.}, \text{ тыс.руб} \quad (6.8)$$

Основная заработка плата с районным коэффициентом и северными надбавками:

$$Z_{nl.oobuz.} = 1,5 \cdot Z_{nl.}, \text{ тыс.руб} \quad (6.9)$$

Размер дополнительной заработной платы:

$$Z_{nl.don.} = 0,205 \cdot Z_{nl.oobuz.}, \text{ тыс.руб} \quad (6.10)$$

Общий фонд заработной платы:

$$\Phi ЗП = Z_{nl.oobuz.} + Z_{nl.don.}, \text{ тыс.руб} \quad (6.11)$$

Расчет списочной численности рабочих приведен в таблице 6.5.

Расчет фонда оплаты труда ИТР приведен в таблице 6.6

Таблица 6.5 - Расчет численности рабочих

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 99

Наименование профессии	Марка машины	Количество оборудования	Количество смен	Норма численности	Явочная численность	Коэффициент списочного состава	Списочная численность	Принято:
Горно-подготовительные работы								
Машинист СБУ	Boomer 282	4	3	1	12	1,31	19.65	20
Машинист ПДМ	ST -5	5	3	1	15	1,31	11.79	12
Взрывник	-	-	3	1	6	1,31	7.86	8
Крепильщик	-	-	3	1	6	1,31	7.86	8
Машинист вспомогательных машин	-	1	3	1	3	1,31	4.63	5
Очистные работы								
Машинист СБУ	УБШ 532Д	9	3	1	27	1,31	27.51	28
Машинист ПДМ	ST - 8BR	4	3	1	12	1,31	19.65	20
Взрывник	-	-	3	2	6	1,31	7.86	8
Кровлеоборщик	-	-	3	1	6	1,31	7.86	8
Закладчик								
Машинист вспомогательных машин	-	1	3	1	3	1,31	4.63	5
ГРОЗ	-	-	3	2	6	1,31	7.86	8
Транспортировка руды								
Машинист электровоза	K28	3	3	1	9	1,31	11.79	12
Опрокидчик	ОК-4	2	3	1	6	1,31	7.86	8
Люковой	-	-	3	1	6	1,31	7.86	8
Машинист аккумуляторного электровоза	A-14	2	3	1	6	1,31	7.86	8
Путевой рабочий	-	-	3	10	30	1,31	39.3	40
Подъем								
Машинист клетьевого подъема	МК-4	1	3	1	3	1,31	4.63	5
Машинист скипового подъема	МК-4	1	3	1	3	1,31	4.63	5
Стволовой подземный	-	-	3	3	9	1,31	11.79	12
Стволовой поверхностный	-	-	3	2	6	1,31	7.86	8
Ремонтный персонал								
Слесарь и электрослесарь	-	-	3	20	60	1,31	78.6	79
Станочники	-	-	3	12	36	1,31	47.16	48
Сварщики	-	-	3	5	15	1,31	19.65	20
Итого: Основные работники								244
Вспомогательные работники								147

Таблица 6.6 - Расчет фонда оплаты труда

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649	Лист
						100

Наименование профессии	Дневная тарифная ставка, руб	Списочная численность	Основная заработная плата, тыс. руб			Основная заработная плата с учетом РК и СН, тыс. руб	Дополнительная заработная плата, тыс. руб	Всего фонд заработной платы, тыс. руб
			Тарифный фонд	Премии к тарифному фонду	Итого			
Горно-подготовительные работы								
Машинист СБУ	270	20	1647	494,1	2141,1	3211,6	658,3	3870
Машинист ПДМ	300	12	1098	329,4	1427,4	2141,1	438,9	2580
Взрывник	270	8	658,8	197,6	856,4	1284,6	263,3	1548,0
Крепильщик	270	8	658,8	197,6	856,4	1284,6	263,3	1548,0
Машинист вспомогательных машин	278	5	423,9	127,1	551	826,5	169,4	995,9
Итого:		51	4486,5	1345,8	5832,3	8748,4	1793,2	10542
Очистные работы								
Машинист СБУ	270	28	2305,8	691,7	2997,5	4496,3	921,7	5418
Машинист ПДМ	300	20	1830	549	2379	3568,5	731,5	4300
Взрывник	270	8	658,8	197,6	856,4	1284,6	263,3	1548,0
Кровлеоборщик	270	8	658,8	197,6	856,4	1284,6	263,3	1548,0
Закладчик	250	8	610,0	183,0	793,0	1189,5	243,8	1433,3
Машинист вспомогательных машин	270	5	411,7	123,5	535,2	802,8	164,5	967,3
ГРОЗ	270	8	658,8	197,6	856,4	1284,6	263,3	1548,0
Итого:		85	7134	2140	9273,9	15195,5	2851,4	16762,6
Транспортировка руды								
Машинист электровоза	270	12	988	296,4	1284,4	1926,6	395,0	2321,6
Опрокидчик	270	8	658,8	197,6	856,4	1284,6	263,3	1548,0
Люковой	258	8	629,5	188,8	818,3	1227,5	251,6	1479,0
Машинист аккумуляторного электровоза	270	8	658,8	197,6	856,4	1284,6	263,3	1548,0
Путевой рабочий	270	40	3294	988,2	4282,2	6423,3	1316,7	7740
Итого:		76	62291	1868,6	8097,7	12146,6	2490	14636,6
Подъем								
Машинист клетьевого подъема	260	5	396,5	119	515,4	773	158,5	931,5
Машинист скипового подъема	270	5	411,7	123,5	535,2	802,8	164,5	967,3
Стволовой подземный	300	12	1098	329,4	1427,4	2141,1	438,9	2580
Стволовой поверхностный	250	8	610,0	183,0	793,0	1189,5	243,8	1433,3
Итого:		30	2516,2	754,5	2557	4906,4	1005,7	5912,1

Продолжение Таблицы 6.6

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649		Лист
							101

Ремонтный персонал								
Слесарь и электрослесарь	270	79	6505,6	1951,6	8457	12686	2600	15286,6
Станочники	270	48	3952	1185,6	5137,6	7706,4	1580	9286,4
Сварщики	270	20	1647	494,1	2141,1	3211,6	658,3	3870
Итого:		147	12104,6	3631	15736	20717	4838,3	28443
Общий итог:		383	88532,3	9740	41497	61714	12978,6	76296,2

6.3.2 Расчет зарплаты руководителей и специалистов

Размер премиального фонда оплаты труда:

$$\Phi OT_{прем.} = 0,3 \cdot M_{окл.}, \text{тыс.руб} \quad (6.15)$$

где $M_{окл.}$ – месячный оклад, руб.

Размер общего фонда оплаты труда:

$$\Phi OT_{общ.} = \Phi OT_{прем.} + M_{окл.}, \text{тыс.руб} \quad (6.16)$$

Расчет приведен в таблице 6.7.

Таблица 6.7 - Расчет фонда оплаты труда руководителей и специалистов

Наименование должности	Количество	Месячный оклад, руб.	Тарифный фонд, руб.	Премия, руб.	Полный оклад, руб.	Сумма годового заработка, с учётом РК и СН тыс.руб.
Начальник рудника	1	70000	70000	21000	91000	1638
Главный инженер рудника	1	50000	50000	15000	65000	1170
Главный энергетик рудника	1	50000	50000	15000	65000	1170
Главный механик рудника	1	50000	50000	15000	65000	1170
Мастер по ремонту ПДМ	1	40000	40000	12000	52000	936
Мастер по ремонту СБУ	2	40000	40000	12000	52000	936
Главный геолог	3	38000	38000	11400	49400	889,2
Мастер БВР	5	80000	80000	24000	104000	1872
Главный маркшейдер	1	50000	50000	15000	65000	1170
Главный технолог	1	50000	50000	15000	65000	1170

Продолжение Таблицы 6.7

Инженер по ТБ	10	20000	20000	6000	26000	468
Главный инженер по ТБ	1	50000	50000	15000	65000	1170
Мастер участка водоотлива	2	40000	40000	12000	52000	936
Маркшейдер	4	30000	30000	9000	39000	702
Геолог	3	20000	20000	6000	26000	468
Техник-геолог	1	20000	20000	6000	26000	468
Техник-гидролог	1	20000	20000	6000	26000	468
Начальник геологоразведочной службы (ГРС)	1	20000	20000	6000	26000	468
Геолог ГРС	2	20000	20000	6000	26000	468
Начальник РМЦ	1	70000	70000	21000	91000	1638
Горный мастер	4	40000	40000	12000	52000	936
Итого:	47	868000	868000	260400	1128400	20311,2

6.3 Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого

6.3.1 Расчет затрат на вспомогательные материалы

Количество вспомогательных материалов требуемых на год:

$$N = A_{\text{зат}} \cdot H_P, \text{ ед} \quad (6.17)$$

где H_P – норма расхода материалов, ед/тыс.т.

Расчет приведен в таблице 6.8.

Таблица 6.8 – Затраты на вспомогательные материалы

Наименование материала	Единица измерения	Норма расхода	Цена за единицу, тыс. руб	Количество требуемое на год, ед	Сумма затрат в год, тыс. руб
ГПР					
Буровые коронки	шт/1000т	0,1	0,5	250	125
Буровые штанги	шт/1000т	0,1	2	250	500
Смазка	кг/1000т	0,23	1	575	575
Анкеры	Шт/1000т	6	3	15000	45000
Цемент М500	кг/1000т	300	0,004	750000	3000
Шины	шт/1000т	0,001	20	2,5	50
Зуб ковша пдм	шт/1000т	0,0025	2	6,25	12,5
Итого:					49262,5
Очистные работы					
Взрывчатое вещество	кг/1000т	30	0,005	75000	375,5
Детонирующий шнур	м/1000т	20	0,002	50000	100
Электродетонаторы	шт/1000т	20	0,003	50000	150
Буровые коронки	шт/1000т	0,1	0,5	250	125
Буровые штанги	шт/1000т	0,1	2	250	500
Смазка	кг/1000т	0,23	1	575	575
Шины	шт/1000т	0,001	20	2,5	50
Зуб ковша пдм	шт/1000т	0,0025	2	6,25	12,5
Лес	кг/1000т	360	0,01	900000	9000
Закладочная смесь	кг/1000т	20000	0,003	50000000	150000
Итого:					160888
Подземный транспорт					
Смазка	кг/1000т	0,23	1	575	575
Шпалы	шт/1000т	0,021	1	52,5	52,5
Костили	кг/1000т	0,068	0,003	170	0,51
Стальной канат	м/1000т	0,001	1	2,5	2,5
Рельсы Р18	кг/1000т	0,01	0,03	25	0,75
Лес	кг/1000т	0,001	0,01	2,5	0,025
Листовая сталь	кг/1000т	0,001	0,03	2,5	0,075
Итого:					631,36
Подъем руды и людей					
Футеровка шкивов	шт/1000т	0,001	0,8	2,5	2
Роликоопоры	шт/1000т	0,001	3	2,5	7,5
Смазка	кг/1000т	0,2	1	500	500
Листовая сталь	кг/1000т	0,001	0,03	2,5	0,075
Итого:					509,5
Итого по всем:					211291,3

6.3.2 Расчет затрат на эксплуатацию оборудования

Таблица 6.9 – Годовые затраты на содержание оборудования

№ п/п	Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.
1	Эксплуатация оборудования, в т.ч. смазочные и обтирочные материалы (3% от стоимости оборудования)	11700
2	Основная и дополнительная заработка вспомогательных рабочих	20574,3
3	Отчисления в фонды социального страхования	15280
4	Текущий ремонт оборудования (8% балансовой стоимости оборудования)	5360
5	Прочие затраты (10% от суммы строк 1+2+3+4)	5291,43
	Итого:	58205,73

6.3.3 Расчет цеховых затрат

Таблица 6.10 – Смета цеховых затрат

Наименование элементов	Сумма, тыс. руб.
Заработка цехового персонала	28443
Отчисления ЕСН	5280,9
Содержание зданий и сооружений (5% их стоимости)	6867
Текущий ремонт зданий и сооружений (3% от стоимости зданий)	4120,2
Амортизация зданий и сооружений	193627,4
Испытания, рационализация и изобретательство (1% от основной зарплаты)	762,9
Охрана труда (10% от Фот)	9660
Прочие расходы (10% от суммы предыдущих статей)	24876,14
Итого:	273637,54

6.3.4 Калькуляции себестоимости добычи руды

Себестоимость 1т руды:

$$C = \frac{3}{A_{\text{год}}} \text{руб} \quad (6.18)$$

где 3 – затраты по статье, тыс. т.

Результаты расчета сведены в таблицу 6.12

Таблица 6.12 – Сводная таблица калькуляции себестоимости 1 т полезного ископаемого

Статьи расходов	Сумма расходов, тыс.руб.	Себестоимость 1 тонны руды, руб/т
Вспомогательные материалы	211291,3	84,5
Энергия	45300	18,2
Заработка основных рабочих	76296,2	30,5
Отчисления в ЕСН	23127,9	9,25
Амортизация	196119	78,4
Цеховые затраты	253761	101,5
Затраты на содержание и эксплуатацию оборудования	15133,3	6,05
Итого:	821028,7	328,4

6.4 Оценка эффективности проекта

Эффективность проекта в целом определяют путем сравнения проектных данных и данных по предприятию – аналогу с использованием системы показателей, включающих в себя объем производства, количество реализованной продукции, прибыль, рентабельность производства и т.п.

Прибыль от планируемой реализации товарной продукции:

$$\Pi = (\varphi - C_{\Pi}) \cdot A_{\Pi} - НДС = (838.0 - 328.4) \cdot 2500 \cdot 0,82 = 1044680 \text{ тыс.руб.}, \quad (6.19)$$

где φ – рыночная цена 1 тонны руды, руб.;

C_{Π} – себестоимость 1 тонны руды, руб.;

A_{Π} – годовой объем реализации продукции, тыс.т.;

$НДС$ – налог на добавленную стоимость, $НДС = 18\%$.

Рентабельность объекта:

$$P = \frac{\Pi}{\Phi_o + C_o} \cdot 100 = \frac{1044680}{520601,3 + 83296} \cdot 100 = 17,3\% \quad (6.20)$$

где Φ_o – среднегодовая стоимость основных фондов, тыс.руб;

C_o – среднегодовая стоимость нормируемых оборотных средств, тыс.руб.

Фондоотдача:

$$f_o = \frac{A_e \cdot \mathcal{I}}{\Phi_o} = \frac{2500 \cdot 328,4}{520601,3} = 1,57 \text{ руб/руб}, \quad (6.21)$$

где \mathcal{I} – цена 1 тонны реализуемой руды, тыс.руб;

Фондоёмкость:

$$f_E = \frac{1}{f_o} = \frac{1}{1,57} = 0,63 \text{ руб/руб} \quad (6.22)$$

Фондооружённость:

$$f_e = \frac{\phi_o}{\mathcal{I}_{cn}} = \frac{520601,3}{383} = 1360 \text{ тыс. руб./чел} \quad (6.23)$$

Таблица 6.13 – Технико-экономические показатели работы предприятия

Показатель	Проект	Аналог
Добыча руды в год, тыс. т.	2500,0	2100
Среднесписочная численность персонала, чел	430	408
Из них рабочих, чел:	391	361
Среднемесячная заработка плата, руб	19672,95	18317,35
Цена 1т с НДС	838,00	838
Прибыль от реализации продукции тыс. руб	1046980	905690
Рентабельность производства, %	17,3	14,9
Фондоотдача руб/руб	1,57	1,59
Фондоемкость руб/руб	0,63	0,62
Фондооруженность тыс .руб/чел	1404	1442
Себестоимость 1т руды, руб	328,4	396,2

Результаты расчетов показывает, что предприятие по проектным показателям имеет более высокие результаты в производственной деятельности, чем рассматриваемый аналог.

Так, прибыль от реализации вырос на 15,6%, себестоимость продукции снизились на 17%, рентабельность выросла на 16,1%.

Таким образом, в целом предприятие имеет достаточные резервы для улучшения производственно-хозяйственные деятельности.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649

Лист

108

7 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕНДЕЯТЕЛЬНОСТИ

7.1 Общая характеристика предприятия

Геологическая и горнотехническая характеристика месторождения, а также общие сведения, газоносность пород, приведена в первой части дипломного проекта.

7.2 Безопасность жизнедеятельности в производственной среде

7.2.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов

В соответствии с действующими правилами шахты и рудника, на которых хотя бы на одном пласте (залежи) обнаружены горючие газы, относятся к опасным по газу и на них распространяется газовый режим.

Вмещающие рудные залежи породы выделяют горючие газы: метан, этан, пропан, пентан и водород.

Величины ПДК указаны в таблице 7.1

Наименование ядовитых газов (паров)	Источник воздействия	Предельно допустимая концентрация газа в действующих выработках шахт	
		по факту, %	МГ/м ³
Окись углерода (оксид углерода), CO	Самоходное дизельное оборудование	25	20
Окислы азота (оксиды азота) в пересчете на NO, NO ₂	Самоходное дизельное оборудование; Взрывные работы	6,7	5
Сернистый газ, SO ₂	Взрывные работы	12	10
Сероводород, H ₂ S	Взрывные работы	8	10
Акролеин, C ₃ H ₄ O	Самоходное дизельное оборудование	0,85	0,2
Формальдегид, CH ₂ O	Самоходное дизельное оборудование	0,6	0,5
Пыль SiO ₂ >70%	Самоходное дизельное оборудование; Взрывные работы	5	2

Количество воздуха, необходимого для проветривания выработок, должно рассчитываться по наибольшему числу людей, занятых одновременно на

подземных работах; по углекислому газу, ядовитым и горючим газам, пыли, ядовитым газам, образующимся при производстве взрывных работ; по вредным

компонентам выхлопных газов, выделяющихся при применении оборудования с двигателями внутреннего сгорания, а также по минимальной скорости движения воздуха, причем принимается к учету наибольшее количество воздуха, полученного при расчете по вышеуказанным факторам.

Количество воздуха, рассчитываемого по числу людей, должно быть не менее 6 м³/мин на каждого человека, считая по наибольшему числу одновременно работающих людей в смене.

При производстве взрывных работ необходимое количество воздуха как для участков, так и для всей шахты должно определяться по количеству ядовитых продуктов взрыва, образующихся при одновременном взрывании наибольшего количества взрывчатого вещества (ВВ), считая, что при взрыве 1 кг взрывчатых веществ образуется в среднем 40 л условной окиси углерода, в том числе включающей и окислы азота. Для расчета должно приниматься следующее наибольшее количество одновременно взрываемого ВВ:

а) при 2-часовом межсменном перерыве и проведении взрывных работ в начале перерыва в течение 30 мин - все количество ВВ, расходуемого в межсменный перерыв. Количество ВВ, расходуемого на протяжении смены (вторичное дробление, проходка отдельных выработок и др.), в указанный расход не включается, если это количество меньше принятого для вышеуказанного расчета и если по этому расходу не производится расчет в соответствии с п. «б» настоящего параграфа;

б) в случаях, когда наибольшее количество ВВ на протяжении смены расходуется для вторичного дробления (системы разработки с массовой отбойки) и на проходку выработок, для расчета следует принимать при 6-7-часовой смене 1/3 количества ВВ, расходуемого в течение смены, если эта часть ВВ больше расходуемого в межсменный перерыв.

К опасным факторам также относятся: движущиеся механические устройства и машины, сейсмологические проявления в виде горного удара и возможного обрушения, затопление горных выработок, пожары и взрывы горючих веществ, электрический ток.

7.2.2 Организационные и технические мероприятия

Организационные мероприятия и технические средства, предупреждающие несчастные случаи из-за воздействия на работающих ядовитых газов, удушья, обрушения горной массы, воздействия транспортных средств, машин и механизмов, электрического тока, взрывов газа и пыли, при взрывных работах, пожарах и других авариях.

Каждый рабочий обеспечивается индивидуальным средством защиты. На руднике предусматривается эффективная защита всех подземных выработок и сооружений, оборудуются в требуемых местах средства связи и оповещения в

производственных и аварийных случаях.

- Автоматический контроль за состоянием рудничной атмосферы;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 110

- Применяемая электроаппаратура в подземных условиях выполнено во взрывобезопасном исполнении;

- Транспортирование грузов контактным электровозами применяется только на основных откаточных горизонтах со свежей струей. Проветривание рудника осуществляется по стволу СКС и далее по откаточным и транспортным выработкам поступает в очистные, подготовительные и нарезные выработки и технологические камеры. Проветрив очистной забой, проходческий забой и камерные выработки с обособленным проветриванием, воздух по вентиляционным восстающим выдается на вентзакладочные горизонты и далее по ним поступает к вентиляционному стволу и выдается на поверхность. В зимнее время поступающий в шахту воздух подогревается калориферными установками, расположенными у воздухоподающих стволов;

- Стационарное оборудование, вызывающее шум и вибрацию, устанавливается на изолированных от пола самостоятельных фундаментах;

- В машинных камерах шум локализуется путем покрытия стен звукопоглощающим материалом;

- Ручное оборудование выполнено в вибро-защитном исполнении.

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

Основные технические мероприятия: правильное проектирование массивных оснований и фундаментов под вибро-активное оборудование (дробилки) с учетом динамических нагрузок; изоляция фундаментов под вибро-активное оборудование от несущих конструкций и инженерных коммуникаций; активная и пассивная виброзоляция вибро-активного оборудования и рабочих мест оператора и машиниста; применение вибро – задерживающих гибких вставок (гасителей) на выхлопе нагнетателей; использование вибропоглощающих резиновых покрытий и мастик для облицовки поверхностей коммуникаций; звукоизоляция привода шумных машин кожухами; шумопоглощение на всасывании и выхлопе вентиляционных систем.

7.2.3 Охрана труда, техника безопасности и промсанитария

Охрана труда на руднике разработана в соответствии с требованиями закона РФ “Об основах охраны труда в РФ”, закона РФ “О промышленной безопасности опасных производственных объектов”, “Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом”, “Единых правил безопасности при взрывных работах”,

СанПиН 2.2.2.540-96, СНиП 2.2.2.548-96 и других руководящих и нормативных документов применительно к горному производству.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649

Лист

111

Общие требования:

-Все рабочие и служащие, поступающие на рудник, подлежат предварительному медицинскому освидетельствованию и должны иметь заключение о возможности допуска к подземным работам;

-Работающие непосредственно на подземных работах должны проходить периодическое медицинское освидетельствование не реже одного раза в год;

-Рабочие должны быть обучены профессии, безопасным методам работы, технике безопасности, пользованию самоспасателями и первичными средствами пожаротушения, знать сигналы аварийного оповещения, правила поведения при авариях, места расположения средств спасения и уметь пользоваться ими, ознакомлены с запасными выходами и путями следования на поверхность в аварийных случаях и уметь ими пользоваться; иметь инструкции по безопасному ведению технологических процессов, безопасному обслуживанию и эксплуатации машин и механизмов;

-Все работники шахты - обеспечены и обязаны пользоваться спецодеждой, спецобувью, защитными касками, очками, противопыльными респираторами, индивидуальными средствами защиты от шума, флягами для питьевой воды и другими средствами индивидуальной защиты, соответствующими их профессии и условиям труда согласно утвержденным нормам;

-Все используемое на подземных горных работах технологическое оборудование и технические устройства должны иметь сертификат соответствия требованиям промышленной безопасности и разрешение на применение, выданное Ростехнадзором;

-При работе с машинами и механизмами рабочие обязаны выполнять установленные правила безопасности;

-Горные работы в опасных зонах (геологические нарушения первого порядка на вновь вскрываемых участках, опасные по горным ударам и т.д.) предусматривается вести с соблюдением требований "Временного положения о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах на горных предприятиях АО "Норильский комбинат" (утв. зам. Генерального директора – главного инженера АО "Норильский комбинат" 23.03.1999);

-На руднике предусматривается эффективная вентиляция всех подземных выработок. На горизонтах оборудуются в требуемых местах средства связи и оповещения в производственных и аварийных целях;

-Для обеспечения безопасности работ по газовому режиму (рудник работает в газовом режиме без отнесения к какой-либо категории по газу) рабочие и ИТР должны соблюдать требования "Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях "газового режима" на подземных рудниках ЗФ ОАО "ГМК "Норильский никель" в условиях газопроявлений метана" (2005 г.);

-До ввода в эксплуатацию системы АСДУ рудника, контроль содержания

метана, распределения воздуха, положения вентиляционных и противопожарных дверей и т.д. обеспечивается по мероприятиям рудника (ежесменный контроль за содержанием метана персоналом ПУВ переносными приборами эпизодического действия, в т.ч. на исходящих струях строящихся и действующих горизонтов;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 112

ежесменный контроль за положением шахтных вентиляционных дверей; установка стационарных приборов автоматического контроля метана на исходящих струях при проходке забоев гор. –850 м и –1160 м и др.), разработанным в соответствии с требованиями “Специальных мероприятий”;

- Санитарно-гигиенические условия (температура и влажность воздуха, скорость струи) в подземных выработках должны отвечать требованиям “ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом” и СНиП 2.2.2.548-96 “Физические факторы производственной среды. Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений”.

Для обеспечения эффективного пылеподавления буровые работы предусматривается вести с промывкой водой, с расходом воды при применении:

- самоходных буровых установок – не менее 66 л/мин;
- станков для бурения скважин – не менее 15 л/мин;
- ручных перфораторов – не менее 4 л/мин.

Перед проведением взрывных работ для снижения пылевыделения предусматривается:

- увлажнение выработки на протяжении 10 – 15 м от забоя;
- внутренняя гидрозабойка шпуров;
- включение туманообразователей, устанавливаемых за 10-15 м от груди забоя за 1 – 2 минуты до взрыва. Факел тумана должен полностью перекрывать сечение выработки и направлен навстречу взрывной волне;
- внешняя гидрозабойка при дроблении негабарита.

При работе погрузочно-доставочных машин в забое предусматривается:

- орошение бортов и кровли выработок на длину 10-15 м от груди забоя перед началом уборки горной массы из расчета 0,2 - 1,3 л воды на 1 м² поверхности выработки (в зависимости от естественной влажности);
- орошение отбитой горной массы перед погрузкой из расчета не менее 1,5 - 4 л/м³ погруженной горной массы, из расчета достижения ее влажности не менее 3 – 5%;
- увлажнение трассы движения СДО.

При производстве буровзрывных работ и работ с взрывчатыми материалами должны соблюдаться “Единые правила безопасности при взрывных работах”.

Все подземные сооружения и горные выработки оснащаются проектным оборудованием по оповещению об аварии: телефонной, громкоговорящей и

беспроводной связью (СУБР-1СВ), и другими средствами, улучшающими оперативность оповещения и вывода людей из опасных зон.

Рудничная служба по технике безопасности должна систематически проверять соблюдение правил оснащения горных выработок и оборудования на соответствие “ЕПБ ...” и инструкций, действующих на руднике.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	113
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649	

Бытовое обслуживание и питание трудящихся рудника осуществляется в бытовом комбинате (БК) и столовой на основной промплощадке рудника, а до их ввода в эксплуатацию – в административно-бытовом комбинате.

Доставка трудящихся до промплощадок рудника предусматривается заказным автотранспортом.

Для снижения влияния на здоровье трудящихся рудника вредных производственных факторов, предусматриваются различные лечебно-профилактические мероприятия:

- гигиеническое обучение трудящихся по профилактике профессиональных заболеваний;
- проведение периодических медицинских осмотров;
- бесплатная выдача талонов на молоко;
- проведение комплекса физиотерапевтических процедур (тепловых гидропроцедур для рук, воздушного обогрева рук с микромассажем, массажа мышц плечевого пояса, ингаляции и др.);
- оздоровление трудящихся в санаториях, профилакториях, домах отдыха, турбазе рудоуправления ‘Талнахское’;
- трудоустройство проф.больных согласно медицинским рекомендациям и др.

Режимы труда для работающих в вибропасных профессиях разрабатываются отделом охраны труда рудоуправления “Талнахское” и согласовывается с учреждениями госсанэпидемслужбы.

7.2.4 Техника безопасности при работе подъёмных сосудов

Шахтные строительные подъемники обычно представляют собой деревянную клеть в стальной раме, не снабженную дверьми. Передвижение клети по направляющим производится в частично или полностью огражденной шахте.

Мачтовый подъемник обычно укрепляется при помощи кронштейнов к строящейся стене здания. Он снабжается подъемной платформой, которая может поворачиваться вокруг вертикальной оси на 180°. Двустоечный подъемник состоит из передвижной металлической мачты, собранной из отдельных секций. С помощью ручной лебедки, установленной на нижней опорной раме подъемника, подъемник можно перемещать вдоль строящегося здания. По направляющим мачты передвигается подъемная грузовая неповоротная платформа, снабженная ловителями. В том случае, когда высота мачты превышает 10 м, подъемник укрепляется расчалками.

В том случае, когда вход в клеть или на платформу при загрузке и выгрузке их является возможным, то, согласно правилам Госгортехнадзора, требуется обязательное устройство ловителей, т. е. особых приспособлений для удержания клети или платформы в местах остановок.

Для предупреждения падения лиц, обслуживающих подъемник, на верхних и промежуточных разгрузочных площадках мачтовых и двух стоечных подъемников

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 114

следует устраивать откидные поручни или раздвижные двери, снабженные запорами, а платформы самих подъемников снабжать перилами высотой в 1м. У дверей шахтных строительных подъемников устройство автоматических дверных затворов, согласно правилам, является необязательным, поэтому у дверей шахтных подъемников, а также на верхних разгрузочных площадках, где производится загрузка или выгрузка материалов, должны дежурить специально проинструктированные рабочие. Они обязаны открывать и закрывать двери или откидные поручни, давать сигналы о пуске подъемника и следить за тем, чтобы клеть или платформа подъемника не нагружались сверх его максимальной грузоподъемности. Во внерабочее время двери шахтоподъемника должны быть заперты.

Во избежание подтягивания клети или платформы до упора все строительные подъемники должны снабжаться устройством для автоматического выключения двигателя в крайнем верхнем положении клети или платформы.

Шахтоподъемники должны быть наглухо обшиты досками или ограждены металлической сеткой с отверстиями не более 20 мм. При наличии возможности обеспечить условия, исключающие падение грузов во время их погрузки, подъема и выгрузки, допускается частичная обшивка шахтоподъемников на высоту не менее 2 м от пола или от настила лесов и подмостей возле шахты в уровне каждого обслуживаемого шахтоподъемником яруса.

Для подъема грузов с помощью шахтоподъемника должны применяться клети со сплошными стенками со стороны направляющих и потолком, выдерживающим сосредоточенную нагрузку не менее 100 кг. Деревянные клети должны иметь стальную обвязку. Клети для подъема вагонеток необходимо оборудовать упорами или замками, препятствующими сдвигу вагонетки во время подъема.

Платформы мачтовых и двустоечных подъемников требуется ограждать со всех сторон на высоту, исключающую возможность выпадения груза при подъеме. Со стороны приемной площадки ограждение устраивается откидным.

Управление движением клети или платформы должно производиться из одного места, связанного электросветовой или электрозвуковой сигнализацией со всеми ярусами, на которые поднимаются грузы.

На время очистки дна шахты или ремонта подъемника работу его необходимо прекратить, о чем должен быть своевременно предупрежден моторист лебедки. На все время очистки или ремонта выключенный рубильник должен находиться в запертом кожухе. При этом клеть должна находиться на брусьях, установленных на ригели шахты или на подпорки высотой не менее 1,8 м, установленные на ее дно.

Подъемники с платформами поворотного или выдвижного типа должны снабжаться устройствами, исключающими возможность самопроизвольного поворота или выдвижения платформы во время ее подъема или опускания. После каждого увеличения высоты мачтового подъемника путем наращивания мачты его необходимо подвергнуть повторному испытанию.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

7.2.5 Противопожарная защита

Противопожарная защита рудника “Скалистый” выполняется в соответствии требованиями “ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом”, “Правил пожарной безопасности в Российской Федерации”, “Инструкции по предупреждению эндогенных пожаров при разработке сплошных медно-никелевых руд на подземных рудниках Талнахского рудного узла”, “Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима” на подземных рудниках ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель”.2005 г., “ЕПБ при взрывных работах” и других руководящих и нормативных документов по противопожарной защите горнорудных предприятий.

В настоящем разделе пояснительной записки приведены технические решения по противопожарной защите подземных горных выработок первой очереди рудника.

Противопожарная защита строящихся объектов осуществляется по мероприятиям ППР, разработанным строительными организациями на основании проекта организации строительства.

7.2.6 Локализация и тушение пожара в начальной стадии возникновения

Рабочие и ИТР, обнаружившие факт возникновения пожара, обязаны немедленно сообщить о месте и характере аварии диспетчеру рудника по телефону или источнику аварийной связи (ИАС).

Тушение очага пожара производить со стороны поступающей вентиляционной струи. Необходимо включиться в самоспасатель и начать тушение первичными средствами пожаротушения. При горении электропусковой аппаратуры, силовых кабелей, необходимо перед тушением, аварийный участок обесточить.

При пожаре в забое тупиковой выработки необходимо включиться в самоспасатель и начать тушение первичными средствами. Если пожар потушить невозможно, следует выходить из тупиковой выработки на свежую струю.

При невозможности выхода из тупикового забоя необходимо по возможности отперемычиться подручными средствами, открыть став сжатого воздуха и ждать ВГСЧ, подавая аварийные сигналы частыми ударами по трубам.

7.2.7 Мероприятия по профилактике подземных пожаров

В подземных горных выработках и камерах рудника - везде, где располагаются противопожарный трубопровод, автоматические и стационарные установки пожаротушения, водяные завесы, противопожарные сооружения, средства и инвентарь пожаротушения должны постоянно поддерживаться в требуемом порядке и периодически проверяться на исправность.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649

Лист

116

Все конструкции из дерева, примыкающие к вскрывающим выработкам, и деревянные перемычки, возводимые в подземных выработках, должны быть обработаны огнезащитным составом.

Все противопожарные склады должны быть закрыты на замок и опломбированы. Ключи от складов противопожарных материалов должны храниться у диспетчера рудника.

Важными мероприятиями по профилактике пожаров является контроль выполнения требований безопасности к камерам и подземным выработкам при эксплуатации самоходного дизельного оборудования.

7.2.8 Соблюдение установленных противопожарных правил при ведении буровзрывных работ

Взрывные работы при проходке горных выработок и очистной выемке на шахте должны производиться в соответствии с “Едиными правилами безопасности при ведении взрывных работ” и “Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима” на подземных рудниках ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель”. (2005 г.)

Рудник работает на индивидуальном газовом режиме, поэтому при ведении буровзрывных работ требуется выполнение дополнительных мероприятий:

а) взрывание при помощи электродetonаторов с применением взрывных машинок и контрольно-измерительных приборов, допущенных к применению Ростехнадзором;

б) применение взрывчатых веществ и средств взрывания допущенных Ростехнадзором;

в) применение водораспылительных завес и водяной забойки;

г) замер содержания газа метана непосредственно перед заряжанием шпуров (скважин), перед каждым взрыванием зарядов и при осмотре забоя;

Для профилактического ремонта бурового и зарядного оборудования предусмотрены специальные камеры, которые закреплены несгораемой крепью, оборудованы металлическими дверями и укомплектованы средствами пожаротушения.

7.2.9 Противопожарная защита подземных горных выработок и камер, в которых производится эксплуатация и обслуживание дизельного оборудования

Противопожарная защита подземных горных выработок, в которых производится эксплуатация самоходного дизельного оборудования и пунктов обслуживания самоходных машин, выполняется в соответствии с требованиями

“Инструкции по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках” и “Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима” на подземных рудниках ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель”.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 117

При эксплуатации самоходного дизельного оборудования необходимо также соблюдать “Временные методические указания по контролю за эксплуатацией дизельных двигателей и систем очистки отработанных газов горных машин на карьерах и подземных рудниках цветной металлургии СССР”, утвержденные МЦМ СССР 02.01.84:

- в пунктах обслуживания машин запрещается применение открытого огня, вывешиваются плакаты с надписью “Курить и пользоваться открытым огнем запрещается”;
- комплектование противопожарными средствами и материалами проводится в соответствии с проектом;
- запрещается хранить в камерах постороннее оборудование, материалы и предметы, не относящиеся к назначению данных камер;
- заправка машин топливом, маслом должна производиться на складе ГСМ или с помощью самоходной машины (автозаправщика);
- каждая самоходная дизельная машина оснащается индивидуальной стационарной автономной установкой пожаротушения;
- слив масел, горючих жидкостей на почву в подземных выработках не допускается. Обтирочные материалы (пакля, концы и т.п.) должны храниться в металлических плотно закрывающихся ящиках, не более 20 кг в каждом ящике. Использованные протирочные материалы должны собираться в плотно закрывающийся металлический ящик и ежесуточно выдаваться на поверхность.

На применение в шахте каждого типа (марки) машин с двигателями внутреннего сгорания должно быть получено разрешение местных органов Ростехнадзора.

Каждая самоходная машина с двигателем внутреннего сгорания должна быть обеспечена стационарной автономной установкой пожаротушения.

7.2.10 Контроль за состоянием вентиляции на шахте

Возможность осуществления вентиляционных маневров, реверсирования вентиляционной струи и секционирования горных выработок при возникновении пожара.

Эти мероприятия должны осуществляться в соответствии с “Инструкцией по составлению планов ликвидации аварий”

В оперативной части плана ликвидации аварий должны быть предусмотрены:

1. Способы оповещения об аварии всех или отдельных участков и рабочих мест, пути вывода людей из аварийных участков и из шахты, действия лиц надзора, ответственных за вывод людей и за осуществление технических мер по ликвидации аварий, вызов горноспасательной части и пути следования отделений ВГСЧ для спасения людей и ликвидации аварий;

2. Вентиляционные режимы, обеспечивающие безопасный выход людей из аварийного участка и из шахты и безопасное передвижение отделений ВГСЧ к месту аварий, а также использование вентиляционных устройств для осуществления выбранного вентиляционного режима. Маршруты вывода людей должны определяться, исходя из данных аэродинамических съемок, проведенных

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 118

соответствующими службами при нормальном и реверсивном вентиляционном режимах, по позициям, предусмотренным планом ликвидации аварий;

3. Использование подземного транспорта для быстрого удаления людей из аварийного участка, из шахты и для доставки отделений ВГСЧ к месту аварий;

4. Прекращение подачи электроэнергии на аварийный участок или шахту;

5. Использование компрессорной станции для подачи сжатого воздуха в тупиковые выработки в начальный период аварий;

6. Назначение лиц, ответственных за выполнение отдельных мероприятий, и расстановка постов безопасности;

7. Режим работы вентиляторов местного проветривания с учетом конкретных условий;

8. Местонахождение командного пункта, в том числе до прибытия главного инженера рудника;

9. Время прибытия отделений ВГСЧ из мест расположения на рудник.

Вывод людей из аварийных участков необходимо предусматривать по кратчайшему пути на поверхность или в выработки со свежей струей воздуха.

Из выработок, расположенных до очага пожара, людей следует выводить навстречу свежей струе к выходу на поверхность.

Из выработок, расположенных за очагом пожара, людей следует выводить в самоспасателях кратчайшим путем в выработки со свежей струей воздуха и далее на поверхность.

В качестве мер защиты от ядовитых газов людей, не имеющих возможности выйти на свежую струю воздуха за время защитного действия самоспасателей, могут быть использованы камеры аварийного воздухоснабжения (КАВС), в которых осуществляется переключение в новые самоспасатели, а также камеры-убежища.

При пожарах, взрывах газа или пыли и внезапных выбросах газа, прорыве в горные выработки воды должен предусматриваться вывод людей из шахты на поверхность.

При пожаре в копре и стволе клети этого ствола необходимо устанавливать на кулаки, а скипы - в разгрузочных кривых.

При авариях, имеющих местный характер, вывод людей должен предусматриваться только из аварийного и угрожаемого участков.

Устанавливаемый вентиляционный режим и выбираемые пути вывода людей из аварийных участков должны по возможности обеспечивать вывод людей по незагазованным выработкам.

В планах ликвидации аварий в зависимости от места возникновения пожара, взрыва газа или пыли, внезапного выделения газов могут предусматриваться различные аварийные вентиляционные режимы: нормальный - существовавший до аварии, реверсивный - с опрокидыванием струи по всей шахте или отдельным ее участкам.

При взрывах газа и пыли, внезапных выделениях газов необходимо сохранять существовавшее до аварии направление вентиляционной струи и предусматривать способы увеличения подачи воздуха на аварийные участки.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649	119

При пожарах в вертикальных или наклонных выработках, соединяющих горизонты шахты, должен быть предусмотрен тот режим проветривания, который устанавливается при пожаре в месте сопряжения данной выработки с верхним горизонтом.

При установлении вентиляционного режима необходимо предусматривать:

1. Порядок использования вентиляционных устройств, вентиляционных и противопожарных дверей, перемычек, ляд на стволях, шурфах, а также режим работы вентиляторов местного проветривания при пожарах в глухих забоях и т.д.

2. Назначение лиц, осуществляющих открывание или закрывание дверей, ляд, шиберов в вентиляционных каналах.

Вызов подразделений ВГСЧ необходимо предусматривать при всех видах аварий, когда требуется оказание помощи людям, и для ведения работ, требующих соответствующего горноспасательного оборудования. При пожарах в стволях, шурфах и других выработках, имеющих выход на поверхность, необходимо предусматривать одновременный вызов подразделения противопожарной службы. Использование лиц этой службы в подземных выработках не допускается.

Контроль количества шахтного воздуха в забоях на рабочих местах осуществляется инструментальным замером вентиляционной службы рудника.

Для определения количества и состава воздуха в выработках на руднике должна быть следующая аппаратура: анемометры, секундомеры, пылемеры и экспресс-аппаратура для определения содержания в воздухе углекислого газа, сернистых соединений, окиси углерода и окислов азота.

Не реже одного раза в месяц респираторщики ВГСЧ производят отбор проб рудничного воздуха для лабораторного анализа содержания CH₄, CO, CO₂, O₂ и окислов азота.

7.2.11 Обучение людей, работающих на руднике, умению пользоваться средствами пожаротушения

Все вновь поступающие на рудник лица проходят предварительное обучение по правилам техники безопасности.

Рекомендуется курс технического обучения по теме “Противопожарные мероприятия, предупреждение и тушение рудничных пожаров” - планировать не менее четырех часов.

Практическое обучение по технике безопасности рабочих, поступающих на рудник и переводимых с работы по одной профессии на другую, производится при учебном пункте с отрывом от производства и с обязательной сдачей экзаменов в комиссии под председательством главного инженера рудника.

Всем рабочим под личную расписку администрацией выдаются инструкции по безопасным методам работ по их профессиям. Каждое полугодие рабочие обязаны пройти повторный инструктаж.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

Ознакомление рабочих с правилами личного поведения во время аварий, в соответствии с планом ликвидации аварий и пользования средствами пожаротушения, должны производить начальники участков.

Кроме того, рабочие, работающие на очистных и подготовительных работах, а также рабочие поверхностного склада руды должны быть ознакомлены с методами распознания окислительных процессов и основными приемами борьбы с пожарами от самовозгорания руд.

7.2.12 Защита электрических сетей от перегрузок и коротких замыканий

Защита кабельных сетей от токов короткого замыкания и перегрузки подземной части рудника на стороне 0,4 кВ основана на принципе отключения поврежденного участка автоматами и пускателями, оборудованными реле максимальной токовой защиты.

Защита от токов утечки в сетях 0,4 кВ выполнена с помощью реле утечки, встроенного в автоматы и пускатели, и действующего на отключение при снижении уровня изоляции в кабельных сетях ниже допустимых значений.

С целью снижения опасности горения и взрыва в подземных выработках используется оборудование в исполнении "РВ", а кабели приняты с медными жилами с ПВХ изоляцией, бронированные в оболочках, не распространяющих горение.

7.2.13 Связь, пожарная сигнализация и автоматизированная система контроля и управления

В горных выработках для оповещения об аварии предусматриваются различные виды телефонной связи, система громкоговорящего оповещения комплекса "ДИСК-ШАТС", радиофикации и беспроводное аварийное оповещение (СУБР).

Беспроводное оповещение об аварии предусматривается на базе специализированной длинноволновой радиосистемы, через общешахтную телефонную сеть с пульта горного диспетчера рудника и предназначена для передачи сигналов об аварии или индивидуального вызова горнорабочих, находящихся в подземных выработках. В состав аппаратуры входят: передающее устройство, пульт дистанционного управления, антенно-фидерное устройство, приемные устройства.

Передающее устройство предназначено для формирования сигналов "Авария" и "Вызов", их усиления и согласования с антенно-фидерным устройством (АФУ).

Приемные устройства системы устанавливаются в корпусе аккумулятора шахтного светильника.

Радиосвязь между диспетчерским пунктом и подвижными и стационарными объектами осуществляется через систему радиосвязи компании – с использованием стационарных и мобильных радиостанций.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Автоматическая пожарная сигнализация выполняется на базе приемно-контрольных устройств различных типов с выводом информации на пульты соответствующих диспетчеров (оператора) рудника и на ЦППС.

Аппаратура обеспечивает: телефонную связь с городом подземных абонентов и абонентов поверхности; прямую связь диспетчера рудника со всеми горизонтаами рудника и абонентами поверхности; выдачу сигналов об аварии, о мерах безопасности и порядке вывода людей из шахты, выдачу сигналов тревоги на центральный пункт пожарной сигнализации, надежную телефонную связь диспетчера рудника со всеми абонентами.

Для обеспечения оперативно-диспетчерского контроля и управления технологическими процессами рудника предусматривается создание комплексной автоматизированной системы контроля и управления АСДУ.

В части противопожарной защиты подземных горных выработок в автоматизированной системе выделяются следующие элементы системы контроля и дистанционного управления технологических объектов:

1. Газовый контроль (метаноконтроль)

Данная подсистема обеспечивает: измерение содержание метана и водорода в заданных точках на поверхностных объектах и подземных горизонтах; телеуправление на отключение электропитания загазованных участков и включение местной сигнализации;

2. Шахтные вентиляционные двери

Данная подсистема обеспечивает: сигнализацию состояния шахтных вентиляционных дверей и управление ими, измерение температуры и скорости воздуха в контрольных точках;

3. Пожаротушение

Данная подсистема обеспечивает: контроль установок пожаротушения с выдачей сигнала о пожаре в диспетчерскую, дистанционное управление установками пожаротушения, контроль положения противопожарных дверей с возможностью их дистанционного управления.

7.3 Охрана окружающей среды

7.3.1 Воздействия производства на окружающую среду

При разработке месторождения полезного ископаемого на окружающую среду воздействуют такие факторы как рудничный воздух, отвалообразование пустой породы, затопление территории шахтными водами и прочие.

7.3.2 Мероприятия по защите окружающей среды от вредных воздействий производства

Строительно-монтажные работы по проведению предусмотренных настоящим проектом подземных горных выработок рудника «Октябрьский» осуществлять в соответствии с требованиями: закона РФ «О недрах», «Правил охраны недр»

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 122

(06.06.03), «Инструкции по оформлению горных отводов для разработки месторождений полезных ископаемых» (13.03.1998) и других руководящих и нормативных документов в части охраны недр и окружающей среды.

В настоящем проекте приводятся проектные решения в части охраны недр и окружающей среды при вскрытии и подготовке к отработке запасов богатых и медистых руд рудника «Октябрьский».

Промышленную разработку запасов сульфидных медно-никелевых руд Талнахского месторождения ведет ОАО «ГМК «Норильский никель» на условиях лицензии ДУД-00151ТЭ от 31.07.2001.

Проект горного отвода для подземной разработки Талнахского месторождения выполнен институтом «Норильскпроект» и утвержден Управлением Норильского округа Госгортехнадзора России 22.01.2003 (акт № 28).

Проектом горного отвода для рудника «Скалистый» определены технические границы отработки и представлены предприятию для разработки.

Принятые настоящим проектом технологические производственные процессы при проходке и креплении горных выработок отвечают условиям безопасности ведения горных работ и обеспечивают сохранность полезного ископаемого.

Руда, попутно добываемая при проходке горно-капитальных и подготовительных выработок, будет транспортироваться, выдаваться, складироваться по мероприятиям, составленным ШПУ НШСТ и согласованным с рудником. Объемы на устройство таких временных мест (ниш, камер) складирования, а также горных выработок, необходимых по технологии проходки, учтены в данном проекте. Оперативный учет попутно добываемой руды производится геолого-маркшейдерской службой ШПУ с предоставлением геолого-маркшейдерской службе рудника помесячной справки о движении руды. Передача руды руднику осуществляется поквартально двухсторонним актом, а отчетность по нормам, установленным ГГУ.

Породу, извлекаемую при проходке горных выработок, предусматривается максимально использовать для закладки выработанного пространства, а остальную выдавать на поверхность в породные отвалы на промплощадке ствола ВС.

Горные работы в опасных зонах (тектонические нарушения, водоносные горизонты и т.д.) ведутся с соблюдением требований «Временного положения о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах на горных предприятиях АО «Норильский комбинат» (утв. зам. Генерального директора – главного инженера АО «Норильский комбинат» 23.03.1999).

Значительное загрязнение рудничного воздуха во время ведения горных работ (буровая пыль, газы от взрывных работ, выхлопные газы двигателей внутреннего сгорания, природные газы) нейтрализуется на местах его образования путем очистки и пылеподавления оросителями, водяными завесами, подачей в шахту

свежего воздуха, обеспечивающего вынос пыли с рабочих мест и разжижение газов от взрывных работ до уровня ПДК в соответствии с требованиями «ЕПБ ...».

По пути своего движения к вентиляционному стволу ВС-1 воздух, проходя по горным выработкам, очищается путем взаимодействия с влагой и оседания загрязняющих компонентов воздуха на поверхности горных выработок. Таким

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649 123

образом, на поверхность выдается очищенный до санитарных норм воздух, не загрязняющий атмосферу.

Правильность проектных решений подтверждают и расчеты приземных концентраций (том 7 «Оценка воздействия на окружающую среду» (ОВОС) настоящего проекта.), которые показывают, что воздействие на селитебную территорию г. Талнаха выбросов шахтного воздуха рудника «Октябрьский» в атмосферу не может быть значительным и способным ухудшить существующую экологическую и социально-экономическую обстановку на территории региона.

При производстве строительно-монтажных работ сохраняется существующая схема передачи шахтных вод рудника в очистные сооружения Талнахского промрайона.

Выдаваемая из рудника вода поступают на отстой в ОШВ рудника. Далее вода поступает в очистные сооружения шахтных вод Талнахского промрайона («Норильскшахтсервис») и после очистки используется в замкнутом цикле обогатительного производства для технологических целей. Часть воды из ОШВ направляется без очистки на ПЗК рудника для производства закладочных смесей.

Порода от проходки горных выработок выдается на поверхность и складируется в породный. В выдаваемой породе вредных примесей не содержится.

Бытовые отходы предусматривается вывозить на Талнахскую городскую свалку, отработанные нефтепродукты – на регенерацию на нефтебазе г. Норильска, а изношенные шины будут «захоронены» в закладке. Тара из-под взрывчатых веществ подлежит сжиганию или захоронению в местах, согласованных с органами санитарно-эпидемиологической службы

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В соответствии с горно-геологическими условиями залегания рудного тела, требуемой годовой производительностью рудника 2500 тыс. т., физико-механическими свойствами породы, в результате анализа и проведения расчетов принят следующий комплекс оборудования рудника:

Горно-проходческие работы:

- СБУ Boomer-282 в количестве 5 ед;
- ПДМ ST-5R в количестве 5 ед.

Очистные работы:

- УБШ-532Д в количестве 9 ед;
- ПДМ ST-8BR в количестве 4 ед.

Комплекс откатки руды:

- Электровоз К28 в количестве 3 ед;
- Вагонетка ВГ-4,5 в количестве 43 ед;
- Опрокид ОК-4,5 в количестве 2 ед;
- Дозатор затворный в количестве 2 ед.

Комплекс стационарных установок рудника:

- Насос ЦНС 180/1500 в количестве 3 ед;
- Вентиляторная установка ВЦД-47,5У в количестве 2 ед.

В специальной части дипломного проекта рассмотрена повышение эффективности ТО и Р горной техники в условиях рудника «Таймырский».

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649	125

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Оника, С.Г. Разрушение горных пород взрывом: электронный учебно-методический комплекс для специальностей 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых (по направлениям)», 1-36 10 01 «Горные машины и оборудование»/ С.Г. Оника, В.И. Стасевич, И.М. Ковалева. – Минск: БНТУ, 2016.-168 с.
2. Мохирев Н.Н. Инженерные расчеты вентиляции шахт: строительство, реконструкция, эксплуатация: учебник/ Н.Н. Мохирев, В.В. Редько, - Москва, 2007.
3. Скачков М.С. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых Норильского промышленного района: Справочное пособие Норильский индустр. Инт-т. – Норильск, 2005. – 77 с.
4. Галайко В.В. Экономика и менеджмент горного производства: Методические указания по выполнению курсовой работы и экономической части дипломного проекта для специальности 09.05 «Горные работы»/ В.В. Галайко, - Красноярск: изд-во ГАЦМиЗ, 2002. – 31с.
5. Гребешкова Я.С. Справочник по горному делу: справочник/ Я.С. Гребешкова, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – 1993, -816с.
6. Пухов Ю.С. Рудничный транспорт: учебник/ Ю.С. Пухов, - Москва «Недра», 1991, -368 с.
7. Михайлов А.М. Охрана окружающей среды при разработке месторождений подземным способом: учебник/ А.М. Михайлов, - 1991, -184 с.
8. Барашников Н.М. Стационарные установки рудников и шахт: учебник пособие/ Н.М. Барашников, - Красноярск: изд-во Красноярского Университета, 1985. -196с.
9. Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горнодобывающей промышленности, - Москва, 1984-1985
10. Григорьев В.Н. Транспортные машины для подземных работ: учебник/ В.Н. Григорьев, В.А. Дьяков, Ю.С. Пухов, - Москва»Недра», 1984. -385с.
11. Картавый Н.Г. Стационарные машины: учебник/ Н.Г. Картавый, - 1981. -327 с.
12. Вторая жизнь изношенных покрышек: [Электронный ресурс] – режим доступа: <https://carextra.ru/remont/sposobyi-vosstanovleniya-shin.html>
13. О восстановлении шин: [Электронный ресурс] – режим доступа: <http://www.proekt196.ru/about>

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121508649

Лист

126

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

Горного дела, геологии и геотехнологий
институт

Горные машины и комплексы
кафедра

УТВЕРЖДАЮ
А.С. Морин А.С. Морин
подпись инициалы, фамилия
«29 » 01 2021 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»
код и наименование специализации

«Эксплуатация горных машин и оборудования при разработке рудного месторождения подземным способом в условиях рудника «Таймырский» ПАО ГМК «Норильский никель» со специальной частью «Повышение эффективности технического обслуживания и ремонта горных машин и оборудования рудника»

Руководитель *29.04*
подпись, дата

доцент, канд. тех. наук
должность, ученая степень

В.Т. Чесноков
инициалы, фамилия

Выпускник *7*
подпись, дата

В.А. Андреев
инициалы, фамилия

Красноярск 2021

Продолжение титульного листа ДП по теме эксплуатация горных машин и комплексов при разработке рудного месторождения подземным способом в условиях рудника "Таймырский"

Консультанты по разделам:

Технология горных работ
наименование раздела

Требушев 20.01.21. Ю.П. Требуш
подпись, дата

инициалы, фамилия

Горные машины и оборудование подземных горных работ
наименование раздела

Чесноков 18.01.21. В.Т. Чесноков
подпись, дата

инициалы, фамилия

Транспорт
наименование раздела

Плютов 21.01.21. Ю.А. Плютов
подпись, дата

инициалы, фамилия

Стационарные машины
наименование раздела

Морин 26.01.21. А.С. Морин
подпись, дата

инициалы, фамилия

Специальная часть
наименование раздела

Чесноков 25.01.21. В.Т. Чесноков
подпись, дата

инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности и охрана труда
наименование раздела

Галайко 23.01.21. А.В. Галайко
подпись, дата

инициалы, фамилия

Экономическая часть
наименование раздела

Бурменко 21.01.21. Р.Р. Бурменко
подпись, дата

инициалы, фамилия

Нормоконтролер

Чесноков 29.01.21. В.Т. Чесноков
подпись, дата

инициалы, фамилия