

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
« ____ » _____ 2020 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

21.05.04 «Горное дело»
код и наименование специальности

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»
специализация

Эксплуатация комплекса оборудования в условиях рудника
«Комсомольский» со специальной частью «Разработка технического
предложения о целесообразности применения в условиях рудника комплекса
из отечественных машин»
тема

Пояснительная записка

Руководитель _____ Карпов В. А.
подпись, дата должность, ученая степень инициалы, фамилия

Выпускник _____ Платонов А. С.
подпись, дата инициалы, фамилия

Красноярск 2020

Продолжение титульного листа ДП по теме Эксплуатация комплекса оборудования в условиях рудника «Комсомольский» со специальной частью «Разработка технического предложения о целесообразности применения в условиях рудника комплекса из отечественных машин»

Консультанты по
разделам:

Технология горных работ

наименование раздела

подпись, дата

Ю.П. Требуш

инициалы, фамилия

Эксплуатация техники в условиях проектируемого предприятия

наименование раздела

подпись, дата

В.А. Карепов

инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности

наименование раздела

подпись, дата

А.В. Галайко

инициалы, фамилия

Экономическая часть

наименование раздела

подпись, дата

А.Д. Бурменко

инициалы, фамилия

Нормоконтролер

подпись, дата

В.А. Карепов

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
« ____ » _____ 2020 г.

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

Студенту Платонову Андрею Семеновичу
фамилия, имя, отчество

Группа ГГ14-12ГМ Направление (специальность) 21.05.04.09
«Горные машины и оборудование»
наименование

Тема выпускной квалификационной работы Эксплуатация комплекса оборудования в условиях рудника «Комсомольский» со специальной частью «Разработка технического предложения о целесообразности применения в условиях рудника комплекса из отечественных машин»

Утверждена приказом по университету № 320/с от 20 января 2020

Руководитель ВКР В.А. Карепов, доцент, кандидат технических наук,
доцент кафедры горных машин и комплексов

Исходные данные для ВКР 1 Годовая производительность рудника «Комсомольский» $A_r=2500$ тыс. т/год. 2 Режим работы – кругло-суточный, в 3 смены. 3 Физико-механические свойства пород $\gamma=4,4$ т/м³, $f=10$. 4 Система разработки слоевая с восходящим порядком выемки слоев.

Перечень разделов ВКР 1 Технология горных работ. 2 Эксплуатация техники в условиях проектируемого предприятия. 3 Безопасность жизнедеятельности и охрана труда. 4 Экономическая часть.

Перечень графического материала Представлен в пояснительной записке в виде рисунков, схем и графиков.

Руководитель _____
подпись, дата

Доцент, КТН
Должность, ученая степень

В. А. Карепов
инициалы, фамилия

Задание принял к исполнению

подпись

А. С. Платонов
инициалы, фамилия

« _____ » _____ 2020 г

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	7
1 Технология горных работ.....	8
1.1 Геологическое строение месторождения и горно-геологические условия эксплуатации	8
1.1.1 Географо-экономическая характеристика месторождения	8
1.1.2 Геологическое строение месторождения	8
1.1.3 Геолого-промышленные типы руд, минералогический и химический состав	9
1.1.4 Физико-механические свойства вмещающих пород и руд	9
1.2 Вскрытие и подготовка месторождения	10
1.3 Система разработки	11
2 Эксплуатация техники в условиях проектируемого рудника	17
2.1 Механизация буровых и погрузочно-доставочных работ	17
2.1.1 Обоснование выбора способа отделения горной массы от массива.....	17
2.1.2 Обоснование выбора способа бурения и его механизация.....	17
2.1.3 Выбор бурильных машин и инструментов	18
2.1.4 Выбор бурового инструмента	20
2.1.5 Расчет параметров бурения.....	20
2.1.6 Правила технического обслуживания бурильного оборудования.....	26
2.1.7 Механизация погрузочно-доставочных работ	27
2.1.8 Расчет режимных параметров погрузочно-доставочных машин.....	29
2.1.9 Правила технической эксплуатации самоходного оборудования	39
2.2 Технология ремонта в условиях рудника «Комсомольский».....	42
2.2.1 Определение видов и количества ремонтов.....	43
2.2.2 Расчет численности трудового персонала	49
2.2.3 Расчет станочного оборудования	51
2.3 Специальная часть.....	53
2.3.1 Описание технического предложения	53
2.3.2 Определение количества ремонтов	54
2.3.3 Оптимальная надежность систем рудничного оборудования.....	66
2.3.4 Вывод.....	70
3 Безопасность жизнедеятельности.....	71
3.1 Краткая характеристика предприятия.....	71

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		5

3.2 Анализ опасных и вредных факторов	71
3.3 Мероприятия для снижения опасных факторов	72
3.3.1 Обеспечение безопасности ведения взрывных работ	72
3.3.2 Ликвидация отказов	74
3.3.3 Борьба с пылью как профессиональной вредностью	74
3.4 Мероприятия по защите окружающей среды от вредных воздействий производства	77
3.5 План ликвидации аварий	78
4 Экономическая часть	81
4.1 Организация управления производством и организация труда	81
4.1.2 Режим работы предприятия	82
4.2 Расчет капитальных затрат на строительство	82
4.3 Организация труда и расчет заработной платы	87
4.3.1 Расчет плановой численности	87
4.3.2 Основная заработная плата производственных рабочих	88
4.3.3 Единый социальный налог и другие отчисления	89
4.3.4 Дополнительная заработная плата производственных рабочих	89
4.4 Вспомогательные материалы	89
4.4.1 Расходы на вспомогательные материалы	89
4.4.2 Расходы на эксплуатацию и содержание оборудования	90
4.4.3 Амортизация	91
4.4.4 Цеховые расходы	91
4.4.5 Калькуляция себестоимости	91
4.5 Заключение	92
Заключение	93
Список использованных источников	94
Приложение А	93
Приложение Б	94

ВВЕДЕНИЕ

В данное время основной проблемой производства является, увеличение темпа производства. И для того чтобы не отставать от прогрессирующей производительности горного предприятия необходимо также увеличивать объем добычи сырья.

Добыча сырья является первоочередной ступенью производства и в связи с этим, необходимо как можно тщательнее прорабатывать технологические и электромеханические возможности развития отрасли. Для достижения высоких качественных и количественных показателей производства, иными словами перед проектировщиками стоит основная задача – найти и применить вариант, который позволит снизить себестоимость добычи сырья до удовлетворяющих значений, с использованием современных технологий и сохраняя высокие показатели в области безопасности и охраны труда.

Для проектирования рудника «Комсомольский» были поставлены задачи:

- необходимо найти рациональный вариант его вскрытия и разработки;
- подобрать комплекс технологического оборудования и машин;
- составить годовой и месячный график планово-предупредительных ремонтов;
- указать необходимые правила и нормы по безопасному ведению горных работ;
- рассчитать экономическую часть предприятия.

Целью специальной части является определить целесообразность применения отечественного комплекса в условиях рудника.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

1 ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

1.1 Геологическое строение месторождения и горно-геологические условия эксплуатации

1.1.1 Географо-экономическая характеристика месторождения

Талнахское месторождение медно-никелевых руд в административном отношении относятся к Таймырскому национальному округу Красноярского края. Ближайшими населенными пунктами являются города Талнах, Норильск и поселок Оганер, с которыми рудник «Комсомольский» соединен железной и шоссейной дорогами. Связь с остальной территорией страны осуществляется по реке Енисей и Северному морскому пути, а также воздушными сообщениями.

Источниками энерго- и теплоснабжения служат ТЭЦ-1, ТЭЦ-2, Хантайская и Курейская ГЭС, включенные в общую энергосистему комбината. Водоснабжение рудника и города Талнаха производится за счет Талнахского месторождения подземных вод, вскрытого рядом скважин. Рабочей силой в настоящее время рудник обеспечивается из городов Норильск и Талнах. Строительные материалы, используемые рудником, в основном местного производства: цемент, кирпич., щебень, ангидрит, песок, железобетон и др.

Октябрьское месторождение приурочено к южной окраине Хараелахского плато, в пределах месторождения выделяется горная часть с отметками выше равнины до 500м и равнинная. Речная сеть представлена реками Талнах, Хараелах, Тамулах и Листвянка, которые в зимнее время промерзают. Из озер следует отметить Хараелах, Сапог, Лесное и др.

Климат субарктический, континентальный.

Среднегодовая температура $-8,3... -8,6^{\circ}\text{C}$, значительную часть года дуют сильные ветры с повышением до 25-40 м/сек, Для района характерна многолетняя мерзлота. Максимальная мощность мерзлых пород 300-500м, среднегодовая температура пород достигает $-1... -9^{\circ}\text{C}$, на пологих склонах мощность мерзлых пород снижается и составляет 75-100м при температуре $-1... -3^{\circ}\text{C}$.

Руды Комсомольского месторождения комплексные, из них извлекают: медь, никель, кобальт, металлы платиновой группы; золото, серебро, а также селен, теллур, рутений и серу.

1.1.2 Геологическое строение месторождения

Талнахское рудное поле, в пределах которого расположены Талнахское и Октябрьское месторождения, приурочено к северо-западному окончанию Сибирской платформы. Все медно-никелевые месторождения Талнахского, рудного поля пространственно и генетически связаны с полнодифференцированными интрузивами базит-ультрабазитового состава. В тектоническом плане район месторождения приурочен к краевой юго-

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

Объемный вес сплошных руд $\gamma=4,4 \text{ т/м}^3$. Объемный вес выдаваемой товарной руды (насыпной) составляет: $2,9-3,0 \text{ т/м}^3$.

1.2 Вскрытие месторождения и подготовка месторождения

При данном способе месторождение разбиваем на три этажа высотой по 100 м, основной вскрывающей выработкой является скиповой ствол глубиной 510 м, на одной площадке с главным стволом проходим клетьевой ствол служащий для спуска и подъема людей и грузов, и воздухоподающий ствол, служащий для подачи закладки и свежего воздуха глубиной по 510 м. Для выдачи воздуха на соседней площадке пройдены два вентиляционных ствола такой же глубины.

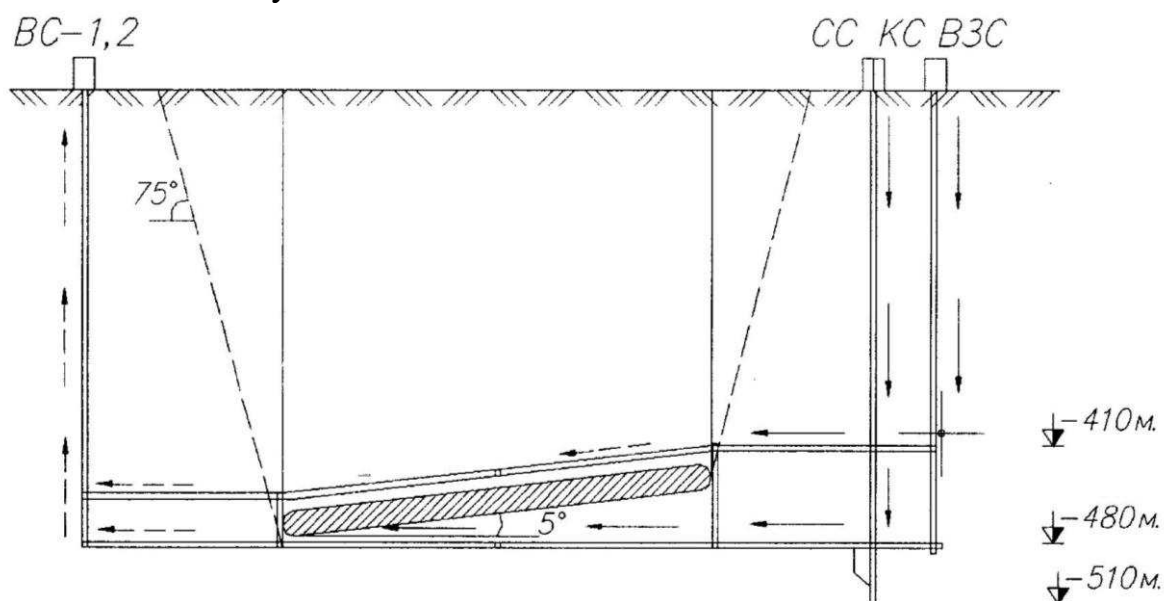


Рисунок 1.1 – Вскрытие и подготовка месторождения.

Таблица 1.1 – Характеристика стволов

Наименование	Глубина	Сечение в свету, м ²	Сечение в проходке, м ²
Клетьевой ствол	510	8	58,1
Скиповой ствол	510	6,5	44,2
Вспомогательный закладочный ствол	480	6,5	44,2
Вентиляционный ствол	480	6,5	44,2

1.3 Система разработки

При выборе системы разработки первоначально отбирают все системы, технически приемлемые в рассматриваемых условиях. Затем из этих систем по логическим соображениям отбирают конкурентоспособные, т.е. те системы, которые по сравнению с другими заведомо лучше по каким-то показателям. В итоге остаются (обычно две-три) системы, сравнение которых требует численных оценок. Наиболее выгодную из них определяют путём экономического сравнения между собой. При окончательном выборе учитываются дополнительные соображения, которые не могли получить численную оценку.

Поскольку цена руды, которую будут добывать на проектируемом руднике, очень высокая и различные потери её невозможны, то первых два класса систем, принятой нами классификации, сразу же исключаем из дальнейшего рассмотрения. Условия применения систем первого класса требуют оставление постоянных целиков. В системах второго класса наблюдаются очень большие потери руды из-за обрушения вмещающих пород. В нашем распоряжении остаётся класс систем с искусственным поддержанием очистного пространства. Системы, входящие в этот класс делятся на три группы:

- Группа А. Системы разработки с закладкой;
- Группа Б. Системы разработки с креплением;
- Группа В. Системы разработки с креплением и последующим обрушением.

Системы с креплением не удовлетворяют нас по двум причинам, во-первых, очень низкие показатели производительности труда, во-вторых, большой расход крепёжного леса (около 15% выработанного пространства заполняют крепью). Также отказываемся от систем третьей группы В., в них к вышеперечисленным недостаткам добавляется ещё один - поверхность не охраняема. Окончательно принимаем отработку с закладкой в пространстве. На основании выше сказанного и с учетом горно-геологических условий принимаем сплошную слоевую систему разработки с восходящим порядком выемки слоев (рис 1.2)

Условия применения этих систем:

- Ценные руды;
- Устойчивость руд и вмещающих пород различная;
- Большая мощность рудного тела;
- Земная поверхность охраняемая.

Основным принципом слоевых систем разработки является выемка рудной залежи или ее части сплошным фронтом без оставления в выработанном пространстве каких-либо неразгруженных опорных целиков. Общая линия фронта очистных работ может быть ориентирована как по простиранию, так и по падению рудного тела. По условиям устойчивости

										Лист
										11
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-21.05.04.09-2020 121403834 ПЗ					

Таблица 1.2 – Расчет баланса блока

Наименование выработок	Количество	Сечение, м ²	Длина, м		Объём, м ³		Погашено запасов, т	Потери, доли ед.	Извлечено запасов, т	Разубоживание, доли ед.	Добыто рудной массы т	Доля погашенных запасов, %	
			По руде	По породе	По руде	По породе							
ГПР	Фланговый уклон	2	14	-	120	-	1680	-	-	-	-	-	
	Рудоспуск	2	9	-	24,5	-	220,5	-	-	-	-	-	
	Откаточный орт	1	12	-	215	-	2580	-	-	-	-	-	
	Вент. восстающий	2	9	-	24,5	-	220,5	-	-	-	-	-	
	Итого по ГПР				384		4701						
	Нарезные работы												
	Слоевые орты	7	14	1400	105	19600	735	86240	0	86240	0	86240	3,15
	Обработка 1-го слоя	25	28	3000	0	8400	0	369600	0,2	362208	0,1	402453,3	14,72
	Итого по Нарезным				105	103600	735	455840		448448		488693,3	17,87

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Продолжение таблицы 1.2

Наименование выработок	Количество	Сечение, м ²	Длина, м		Объём, м ³		Погашено запасов, т	Потери, доли ед.	Извлечено запасов, т	Разубоживание, доли ед.	Добыто рудной массы, т	Доля погашенных запасов, %
			По руде	По породе	По руде	По породе						
Очистные работы												
Отработка слоёв	150	-	-	-	484400	-	2131360	0,01	2110046,4	0,06	2244730,2	82,22
Итого по очистным					484400		2131360		2110046,4		488693,3	
Итого по блоку					484400		2587200	0,011	2558494,4	0,063	2733423,5	100

По данным таблицы 1.2 по системе разработки рассчитывают следующие показатели:

1. Удельный объём горно – подготовительных работ, учитывающий объём работ подготовительных выработок, приходящийся на 1000 т. добытой рудной массы:

$$V_{уд} = \sum V_{ГПР} \cdot K_K \cdot 100 / (B_{БЛ} \cdot K_H), \text{ м}^3 / 1000\text{т} \quad (1.1)$$

где, $V_{уд}$ – удельный объём подготовительных выработок в блоке, м³;

$\sum V_{ГПР}$ – суммарный объём подготовительных выработок в блоке, м³;

$B_{БЛ}$ – балансовые запасы блока, т.

$$V_{уд} = 4701 \cdot 0,937 \cdot 1000 / (2587200 \cdot 0,989) = 1,72, \text{ м}^3 / 1000\text{т}$$

2. Удельная длина подготовительных выработок, приходящаяся на 1000 т. добытой рудной массы:

$$L_{уд} = \sum L_{ГПР} \cdot K_K \cdot 100 / (B_{Бл} \cdot K_H), \text{ м}^3/1000\text{т} \quad (1.2)$$

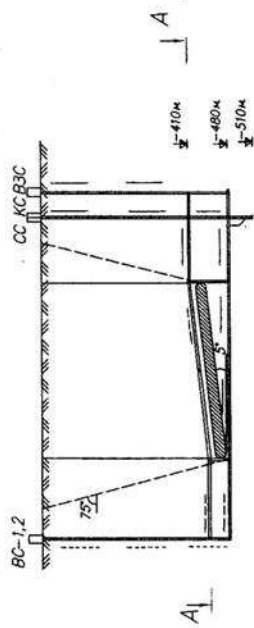
где, $L_{уд}$ – удельная длина подготовительных выработок в блоке, м;
 $\sum L_{ГПР}$ – суммарная длина подготовительных выработок в блоке, м;
 $B_{Бл}$ – балансовые запасы блока, т.

$$L_{уд} = 384 \cdot 0,937 \cdot 1000 / (2587200 \cdot 0,989) = 0,096, \text{ м}^3/1000\text{т}$$

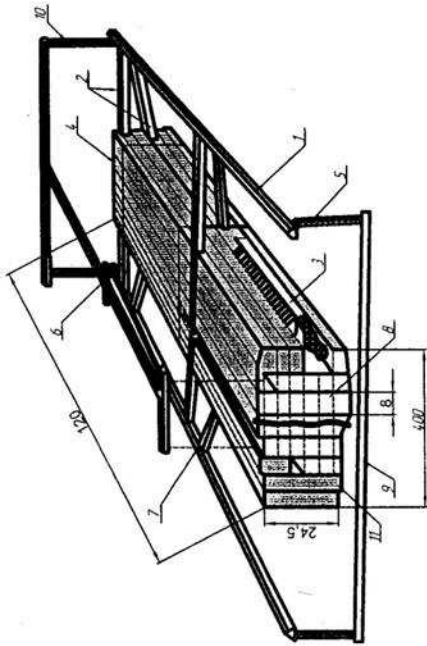
					ДП-21.05.04.09-2020 121403834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

Вскрытие и система разработки месторождения.

Вскрытие месторождения вертикальными стволами



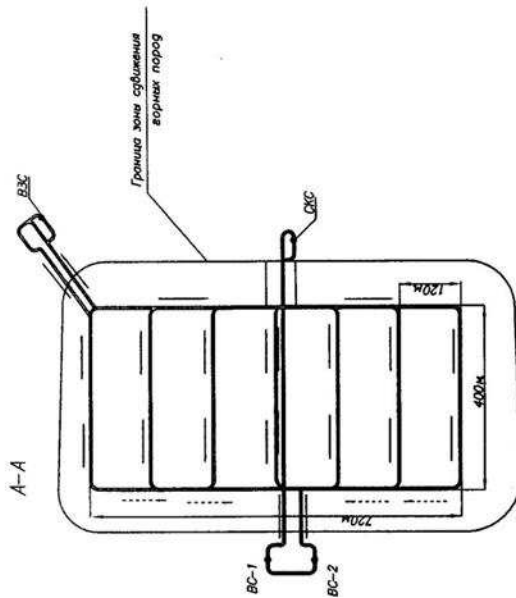
Система разработки
М 1:800



Условные обозначения:

- 1 - Фланговый уклон
- 2 - Слоевые звезды
- 3 - Очистной слой
- 4 - Панельный целик
- 5 - Рудоспуск
- 6 - Вентиляционно-закладочный горизонт
- 7 - Закладочная скважина
- 8 - Заложенный массив
- 9 - Откаточный орт
- 10 - Вент. восстающий
- 11 - Разрезной штрек

План откаточного горизонта -410м



Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ

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:

- высокая крепость и абразивность руд;
- разнообразие площадей поперечных сечений очистных забоев;
- жесткие требования по ограничению загрязнения воздушной среды (пыль, газ, масляный туман);
- 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:

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

Наибольшее распространение получили механические способы, которые по характеру приложения силовых нагрузок и работы инструмента в забое разделяются на четыре способа:

- Ударный (диапазон работы по крепости $f =$ до 2-20);
- Вращательный (диапазон работы по крепости $f =$ 2-6);
- Ударно-вращательный (диапазон работы по крепости $f =$ 2-20);
- Вращательно-ударный (диапазон работы по крепости $f =$ 2-16).

Исходя из диапазона работы по крепости для обеспечения требуемых усилий и производительности более подходящие механические способами являются ударно-вращательный и вращательно-ударный.

Анализируя вышесказанное и учитывая крепость горных пород $f = 10$ по шкале проф. М. М. Протодяконова принимаю вращательно - ударный способ бурения.

2.1.3 Выбор бурильных машин и инструментов

Выбор бурового оборудования осуществляется с учётом его целесообразного применения, оценки достоинств и недостатков, его стоимости, а также стоимости запасных частей.

Принятое оборудование должно отвечать следующим требованиям:

					ДП-21.05.04.09-2020 121403834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		18

2.1.4 Выбор бурового инструмента

В горнодобывающей промышленности применяются главным образом составные буры со съемными коронками, армированные твердыми сплавами.

Типы выпускаемых промышленностью коронок приведены в ГОСТ 17196-71.

Учитывая, что породы вязкие монолитные и в соответствии с ГОСТ 17196-71 принимаю коронку долотчатую пластинчатую (КДП). Так как породы имеют коэффициент крепости $f = 10$ и относятся к крепким породам, то коронка армируется твердым сплавом ВК15. Корпус коронки изготавливают из легированной стали 35ХГСА.

Типоразмеры коронок представлены в ГОСТ 17196-71. В соответствии с заданными горнотехническими условиями принимаю буровые коронки диаметром $d_k = 46$ мм марки КДП 46-38.

ГОСТом 17196-71 предусматривается коническое и резьбовое соединение коронок со штангами. Для данных горнотехнических условий принимаю буровую штангу, изготовленную из круглой стали диаметром $b_{ш} = 38$ мм.

2.1.5 Расчет параметров бурения

Расчет режимных параметров бурения оборудования Sandvik DD321:

Угол поворота между ударами (по О. Д. Алимову и Л. Т. Дворникову):

$$\omega = 5 \cdot \left(\frac{A_y}{10} + 1 \right) - 0,7 \cdot f, \text{ град} \quad (2.1)$$

где, A_y – энергия удара поршня ударника, Дж;

f – коэффициент крепости горных пород.

$$\omega = 5 \cdot \left(\frac{119}{10} + 1 \right) - 0,7 \cdot 10 = 57,5 \text{ град}$$

Механическая скорость бурения:

$$V_M = \frac{56 \cdot A_y \cdot n \cdot 60}{d^2 \cdot \sigma_{сж}^{0,59} \cdot 10^3}, \text{ м/мин} \quad (2.2)$$

где, $n = 42 \text{ с}^{-1}$ – частота ударов поршня перфоратора.

A_y – энергия удара поршня ударника, Дж;

$d = 46$ – диаметр шпура, мм;

$\sigma_{сж} = 150 \text{ МПа}$ – временное сопротивление породы сжатию (раздавливанию).

$$V_M = \frac{56 \cdot 119 \cdot 42 \cdot 60}{46^2 \cdot 150^{0,59} \cdot 10^3} = 0,41 \text{ м/мин}$$

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		20

Техническая производительность DD321:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}}, \text{ шпм/ч} \quad (2.3)$$

где, $t_{\text{бур}}$ - время, необходимое для бурения шпура длиной 1 м, мин;

$t_{\text{вспом}}$ - вспомогательное время при бурении шпура длиной 1 м, мин.

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{V_M \cdot n \cdot k_o}, \text{ мин} \quad (2.4)$$

где $n = 2$ – число бурильных машин на установке;

$k_o = 0,8$ – коэффициент одновременной работы двух буровых машин;

V_M – механическая скорость бурения, м/мин.

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{0,41 \cdot 2 \cdot 0,8} = 1,52 \text{ мин}$$

$$t_{\text{вспом}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}} + t_{\text{к}}, \text{ мин} \quad (2.5)$$

где, $t_{\text{ман}} = 0,25 \dots 0,5$ мин – время маневров машины, связанное с ее установкой и переустановкой;

$t_{\text{ох}} = 0,25 \dots 0,5$ - время обратного хода буровой машины, отнесенное к 1 м шпура;

$t_{\text{к}} = 0,1$ мин - время на замену коронок.

$$t_{\text{вспом}} = 0,4 + 0,5 + 0,1 = 1, \text{ мин}$$

Техническая производительность DD321:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{1,52 + 1} = 23,8 \text{ шпм/ч}$$

Эксплуатационная сменная производительность DD321:

$$Q_{\text{см э}} = \frac{T - (t_{\text{пз}} + t'_{\text{пз}} + t_o + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}}, \text{ м/смену} \quad (2.6)$$

где, $T = 480$ мин – продолжительность рабочей смены;

$t_{\text{пз}} = 12$ мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 480 мин);

$t'_{\text{пз}} = 45,6$ мин (9,5 % от 480 мин);

$t_o = 48$ мин – время отдыха бурильщика (10 % от 480 мин);

$t_{\text{взр}} = 57,6$ мин – время на технологический перерыв, связанный с ведением взрывных работ (12 % от 480 мин).

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

$$Q_{\text{см э}} = \frac{480 - (12 + 45,6 + 48 + 57,6)}{1,52 + 1} = 125,7 \text{ м/смену}$$

Годовая эксплуатационная производительность установки DD321:

$$Q_{\text{экс}}^{\Gamma} = Q_{\text{см э}} \cdot (H - n_p) \cdot S, \text{ шпм/год} \quad (2.7)$$

где, $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;
 $n_p = 30 \dots 45$ - число ремонтных дней установки в году;
 $S = 3$ - число смен в сутки.

$$Q_{\text{экс}}^{\Gamma} = 125,7 \cdot (305 - 35) \cdot 3 = 101817 \text{ шпм/год}$$

Расчет количества буровых оборудований DD321:

Рабочий парк оборудований DD321:

$$N_{\text{раб}} = \frac{V_{\Gamma}}{Q_{\text{экс}}^{\Gamma}}, \text{ ед.} \quad (2.8)$$

где, V_{Γ} - Годовой объем работ по бурению, шпм/год.

Годовой объем работ по бурению определяют по формуле:

$$V_{\Gamma} = \frac{Q_{\Gamma}}{\lambda}, \text{ шпм/год} \quad (2.9)$$

где, λ - выход горной руды с 1 п. м. шпура, м³/м;

$$\lambda = 0,68 \cdot \gamma, \text{ м}^3/\text{м} \quad (2.10)$$

где, $\gamma = 4,4$ - плотность горной породы, м³/т.

$$\lambda = 0,68 \cdot 4,4 = 2,99, \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{\Gamma} = \frac{2500000}{2,99} = 836120,4 \text{ шпм/год}$$

Рабочий парк оборудований DD321:

$$N_{\text{раб}} = \frac{836120,4}{101817} = 8,2 \approx 9 \text{ ед.}$$

Принимаю $N_{\text{раб}} = 9$ ед.

Инвентарный парк оборудований DD321:

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{раб}}}{K_{\Gamma}}, \text{ ед.} \quad (2.11)$$

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

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

$$N_{\text{инв}} = \frac{9}{0,85} = 10,6 \approx 10 \text{ ед.}$$

Принимаю $N_{\text{инв}} = 10$ ед.

Окончательно принимаю 10 буровых установок DD321.

Сравнивая полученные значение годовой производительности рудника по бурению ($V_r = 836120,4$ шпм/год) с годовой эксплуатационной производительностью 10 буровых оборудований DD321 ($Q_{\text{экс}}^r = 101817 \cdot 10 = 1018170$ шпм/год) имеем $Q_{\text{экс}}^r > V_r$. Следовательно, принятые оборудования DD321 удовлетворяют заданным производительности рудника.

Расчет режимных параметров бурения оборудования УБШ-321ДГ:

Угол поворота между ударами (по О. Д. Алимову и Л. Т. Дворникову):

$$\omega = 5 \cdot \left(\frac{A_y}{10} + 1 \right) - 0,7 \cdot f, \text{ град} \quad (2.12)$$

где, A_y – энергия удара поршня ударника, Дж;

f – коэффициент крепости горных пород.

$$\omega = 5 \cdot \left(\frac{98}{10} + 1 \right) - 0,7 \cdot 10 = 47 \text{ град}$$

Механическая скорость бурения:

$$V_M = \frac{56 \cdot A_y \cdot n \cdot 60}{d^2 \cdot \sigma_{\text{сж}}^{0,59} \cdot 10^3}, \text{ м/мин} \quad (2.13)$$

где, $n = 42 \text{ с}^{-1}$ – частота ударов поршня перфоратора.

A_y – энергия удара поршня ударника, Дж;

$d = 46$ – диаметр шпура, мм;

$\sigma_{\text{сж}} = 150 \text{ МПа}$ – временное сопротивление породы сжатию (раздавливанию).

$$V_M = \frac{56 \cdot 98 \cdot 39 \cdot 60}{46^2 \cdot 150^{0,59} \cdot 10^3} = 0,312 \text{ м/мин}$$

Техническая производительность УБШ-321ДГ:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}}, \text{ шпм/ч} \quad (2.14)$$

где, $t_{\text{бур}}$ – время, необходимое для бурения шпура длиной 1 м, мин;

$t_{\text{вспом}}$ – вспомогательное время при бурении шпура длиной 1 м, мин.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{V_M \cdot n \cdot k_o}, \text{ мин} \quad (2.15)$$

где $n = 2$ – число бурильных машин на установке;

$k_o = 0,8$ – коэффициент одновременной работы двух буровых машин;

V_M – механическая скорость бурения, м/мин.

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{0,312 \cdot 2 \cdot 0,8} = 2 \text{ мин}$$

$$t_{\text{вспом}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}} + t_{\text{к}}, \text{ мин} \quad (2.16)$$

где, $t_{\text{ман}} = 0,25 \dots 0,5$ мин – время маневров машины, связанное с ее установкой и переустановкой;

$t_{\text{ох}} = 0,25 \dots 0,5$ - время обратного хода буровой машины, отнесенное к 1 м шнура;

$t_{\text{к}} = 0,1$ мин - время на замену коронок.

$$t_{\text{вспом}} = 0,4 + 0,5 + 0,1 = 1, \text{ мин}$$

Техническая производительность DD321:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{2 + 1} = 20 \text{ шпм/ч}$$

Эксплуатационная сменная производительность УБШ-321ДГ:

$$Q_{\text{см э}} = \frac{T - (t_{\text{пз}} + t'_{\text{пз}} + t_o + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}}, \text{ м/смену} \quad (2.17)$$

где, $T = 480$ мин – продолжительность рабочей смены;

$t_{\text{пз}} = 12$ мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 480 мин);

$t'_{\text{пз}} = 45,6$ мин (9,5 % от 480 мин);

$t_o = 48$ мин – время отдыха бурильщика (10 % от 480 мин);

$t_{\text{взр}} = 57,6$ мин – время на технологический перерыв, связанный с ведением взрывных работ (12 % от 480 мин).

$$Q_{\text{см э}} = \frac{480 - (12 + 45,6 + 48 + 57,6)}{2 + 1} = 105,6 \text{ м/смену}$$

Годовая эксплуатационная производительность установки УБШ-321ДГ:

$$Q_{\text{экс}}^{\Gamma} = Q_{\text{см э}} \cdot (H - n_p) \cdot S, \text{ шпм/год} \quad (2.18)$$

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

$n_p = 30 \dots 45$ – число ремонтных дней установки в году;

									Лист
									24
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ				

$S = 3$ – число смен в сутки.

$$Q_{\text{экс}}^{\Gamma} = 105,6 \cdot (305 - 35) \cdot 3 = 85536 \text{ шпм/год}$$

Расчет количества буровых оборудований УБШ-321ДГ:

Рабочий парк оборудований УБШ-321ДГ:

$$N_{\text{раб}} = \frac{V_{\Gamma}}{Q_{\text{экс}}^{\Gamma}}, \text{ ед.} \quad (2.19)$$

где, V_{Γ} – Годовой объем работ по бурению, шпм/год.

Годовой объем работ по бурению определяют по формуле:

$$V_{\Gamma} = \frac{Q_{\Gamma}}{\lambda}, \text{ шпм/год} \quad (2.20)$$

где, λ – выход горной руды с 1 п. м. шпура, м³/м;

$$\lambda = 0,68 \cdot \gamma, \text{ м}^3/\text{м} \quad (2.21)$$

где, $\gamma = 4,4$ – плотность горной породы, м³/т.

$$\lambda = 0,68 \cdot 4,4 = 2,99, \text{ м}^3/\text{м}$$

$$V_{\Gamma} = \frac{2500000}{2,99} = 836120,4 \text{ шпм/год}$$

Рабочий парк оборудований УБШ-321ДГ:

$$N_{\text{раб}} = \frac{836120,4}{85536} = 9,7 \approx 10 \text{ ед.}$$

Принимаю $N_{\text{раб}} = 12$ ед.

Инвентарный парк оборудований УБШ-321ДГ:

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{раб}}}{K_{\Gamma}}, \text{ ед.} \quad (2.22)$$

где, $K_{\Gamma} = 0,85$ – коэффициент готовности установок.

$$N_{\text{инв}} = \frac{10}{0,85} = 11,7 \approx 12 \text{ ед.}$$

Принимаю $N_{\text{инв}} = 12$ ед.

Окончательно принимаю 12 буровых установок УБШ-321ДГ.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

Сравнивая полученные значение годовой производительности рудника по бурению ($V_{Г} = 836120,4$ шпм/год) с годовой эксплуатационной производительностью 12 буровых установок УБШ-321ДГ ($Q_{\text{экс}}^Г = 85536 \cdot 12 = 1026432$ шпм/год) имеем $Q_{\text{экс}}^Г > V_{Г}$. Следовательно, принятые оборудования DD321 удовлетворяют заданным производительности рудника.

Так как оба типа буровых установок удовлетворяют годовой производительности рудника по бурению, то окончательный выбор произвожу по таблице 2.2

Таблица 2.2 - Сравнительная характеристика DD321 и УБШ-321ДГ

Показатель	Тип установки	
	DD321	УБШ-321ДГ
Количество установок	10	12
Механическая скорость бурения, м/мин	0,312	0,41
Энергия удара, Дж	119	98
Эксплуатационная сменная производительность шпм/смену	125,7	105,6
Тип бурильной головки	RD520	ГП-1

Исходя из опыта предприятия и сравнив все представленные варианты, предварительно принимаем машину DD321 производства Sandvik для проходческих работ. Машины фирмы Sandvik отвечают всем заявленным нами требованиям, они надёжны и сравнительно не дороги. При выборе конкретной машины за критерии оценки были выбраны количество установок, энергия удара, экологичность и производительность.

2.1.6 Правила технического обслуживания бурильного оборудования

Во время эксплуатации бурильных машин обязательно выполнение ежесменного обслуживания, регулярного технического обслуживания, текущих и капитальных ремонтов.

Ежесменное обслуживание включает смену воды в жидкостном нейтрализаторе, проверку уровня и долив масла; смазку отдельных узлов. В ежедневное обслуживание, выполняемое в межсменное время, входит заправка машины топливом, водой, маслом; очистка воздушных фильтров, проверка состояния шин.

Основные требования по эксплуатации и меры безопасности при использовании пневматических перфораторов. Основное требование по эксплуатации ударно-поворотных бурильных машин соответствие типа бурильной машины крепости горных пород. В процессе эксплуатации во избежание отказов в работе и для увеличения сроков службы машин их в соответствии с указаниями заводской инструкции необходимо своевременно промывать и смазывать. Разбирать перфоратор необходимо в шахтной мастерской не реже одного раза в месяц.

Перед присоединением перфоратора к сети со сжатым воздухом воздухоподводящий рукав необходимо продуть сжатым воздухом для

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

освобождения его от механических частиц и влаги. Во время бурения ось перфоратора должна совпадать с осью шпура. Несоблюдение этого правила может привести к поломке хвостовика бура и преждевременному износу поворотной муфты.

При забурировании шпура нельзя поддерживать вращающийся бур непосредственно руками, застрявшие буры необходимо извлекать из шпура специальными ключами.

Отсоединять от перфоратора воздухоподводящий рукав можно только после перекрытия воздухопровода.

Все соединения воздухоподводящего рукава должны быть надежными, исключать срыв и возможное вследствие этого травма обслуживающего персонала. Работать на перфораторе разрешается при использовании средств защиты от шума, вибрации и пыли.

2.1.7 Механизация погрузочно-доставочных работ

Выбор самоходного оборудования осуществляется с учётом его целесообразного применения, оценки достоинств и недостатков, его стоимости, а также стоимости запасных частей.

Принятое транспортное оборудование должно отвечать следующим основным критериям:

- Соответствие горно-геологическим и горнотехническим условиям (габариты; величина преодолеваемого уклона; тип привода и ходового оборудования);
- Экономический критерии (стоимость оборудования; стоимость технического обслуживания и запасных деталей; унифицированность узлов; тип используемой энергии);
- Безопасность эксплуатации (пыле-, шумоподавление; защита от заколов);
- Надежность (безотказность, долговечность, ремонтпригодность);
- Обеспечение необходимой технической производительности.

Основные преимущества доставки руды самоходным оборудованием:

- Высокая производительность;
- Мобильность;
- Исключаются вспомогательные работы по переносу, монтажу и демонтажу даже при непостоянстве рабочих мест;
- Универсальность (одни и те же машины используются на очистных и подготовительных работах).

Основные недостатки:

- Высокая стоимость оборудования и запасных частей;
- Сравнительно малый срок службы дизельных машин (3-6 лет);
- Длительные ремонты, в связи, с чем обычно лишь около 1/3 - 1/2 машин готовы к эксплуатации;
- Расход воздуха на проветривание при дизельном оборудовании может

возрастать до 1,5-2 раза, что не только увеличивает расход энергии, но и требует строительства дополнительных вентиляционных стволов на крупных шахтах;

- Увеличенное (12 м² и более) сечение выработок для движения и работы мощных машин;
- Сложность обслуживания и ремонта машин, особенно дизельных, требует высокой квалификации рабочих.

Для условий проектируемого рудника принимаю 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.

Учитывая критерии выбора машин и рекомендации по выбору вместимости ковша в зависимости от размера кондиционного куска руды (600 - 800 мм), а также расстояние откатки руды (до 500 м), предварительно принимаются машины типа ПД-8 и Sandvik LH307, технические характеристики которых машин сведены в таблицу 2.3

Таблица 2.3 – Техническая характеристика оборудования

Параметры	ПД-8	Sandvik LH307
Грузоподъемность, т	8	6,7
Объем кузова, м ³	-	-
Объем ковша, м ³ :		
Основного	4	3,7
Сменного	2; 3;4;5	2,8; 3,7
Рекомендуемые расстояния откатки, м	200	200
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	2200	1900
Радиус поворота по наружному колесу, мм	7500	5900
Минимальный дорожный просвет, мм	350	352
Привод	Дизельный	Дизельный
Мощность дизельного привода, кВт	220	160
Основные размеры, мм:		
Длина	9000	8700
Ширина	2500	2300
Высота (по кабине)	2500	2300
Масса, т	22	18

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

2.1.8 Расчет режимных параметров погрузочно-доставочных машин

Расчет режимных параметров погрузочно-доставочных машин ПД-8:

Определяю вместимость грузонесущего ковша с учётом плотности породы:

$$V_k = \frac{Q}{\gamma}, \text{ м}^3 \quad (2.23)$$

где, Q – грузоподъемность машины, т;
 $\gamma = 4,4 \text{ т/м}^3$ – плотность породы.

$$V_k = \frac{8}{4,4} = 1,81 \text{ м}^3$$

Принимаю вместимость ковша $V_k = 2 \text{ м}^3$.

Определяю конструктивную, ориентировочную массу машины:

$$M_m = 4 \cdot Q^{0,77}, \text{ т} \quad (2.24)$$

где, Q – грузоподъемность машины, т.

$$M_m = 4 \cdot 8^{0,77} = 19,8 \text{ т}$$

Определяю удельную энерговооруженность:

$$Q_N = \frac{22,7}{Q^{0,18}}, \text{ кВт/ч} \quad (2.25)$$

где, Q – грузоподъемность машины, т.

$$Q_N = \frac{22,7}{8^{0,18}} = 18,7 \text{ кВт/ч}$$

Определяю усилие внедрения:

$$P_{\text{ВН}} = K_{\Gamma} \cdot K_{\text{В}} \cdot L_{\text{ВН}}^{1,25} \cdot B_{\text{К}} \cdot K_{\text{Ш}} \cdot K_{\text{Ф}}, \text{ кгс} \quad (2.26)$$

где, $K_{\Gamma} = 1,5$ коэффициент, учитывающий крупность горной массы;

$K_{\text{В}} = 0,2$ коэффициент, учитывающий вид насыпного груза;

$K_{\text{Ш}} = 1,2$ коэффициент, учитывающий влияние высоты щебня;

$K_{\text{Ф}} = 1,1-1,8$ коэффициент формы ковша;

$L_{\text{ВН}}$ – глубина внедрения ковша в штабель, см.

$B_{\text{К}}$ – ширина ковша, принимаемая равной ширине машины.

$$L_{\text{ВН}} = (0,7 - 0,8) \cdot L_{\text{К}}, \text{ см} \quad (2.27)$$

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

где, L_K – длина днища ковша, см.

$$L_K = 11,4 \cdot \sqrt[3]{V_K}, \text{ см} \quad (2.28)$$

$$L_{BH} = 11,4 \cdot \sqrt[3]{181} = 64,5 \text{ см}$$

$$L_{BH} = 0,7 \cdot 64,5 = 45,15 \text{ см}$$

$$P_{BH} = 1,5 \cdot 0,2 \cdot 45,15^{1,25} \cdot 250 \cdot 1,2 \cdot 1,5 = 15799,9 \text{ кгс} = 154944 \text{ Н}$$

Определяю сцепной вес, приходящийся на приводные колеса:

$$G_c = \frac{n \cdot P_{BH}}{\psi}, \text{ кН} \quad (2.29)$$

где, $n = 1,1-1,15$ – коэффициент запаса;

$\psi = 0,7$ – коэффициент сцепления колёс с почвой.

$$G_c = \frac{1,1 \cdot 154944}{0,7 \cdot 10^3} = 243,5 \text{ кН}$$

Определяю усилие, которое может реализовать ходовая часть:

$$F_c = G_c \cdot \psi, \text{ кН} \quad (2.30)$$

$$F_c = 243,5 \cdot 0,7 = 176,2 \text{ кН}$$

Полученное усилие внедрения сравниваю с тем, которые может реализовать ходовая часть по условиям сцепления шин с почвой выработки в случае, наименее благоприятном для условий применения машин. Если требуемое усилие внедрения не обеспечивается ходовой частью, производят корректировку расчета (увеличивают сцепную массу машины или изменяют геометрические параметры ковша):

$$F_c > P_{BH}$$

$$170500 \text{ Н} > 154944 \text{ Н}$$

Условие выполняется.

Определяю мощность двигателя для погрузочных и транспортных режимов:

$$N_{II} = \frac{G \cdot v}{1000 \cdot \eta} \cdot \left[(\psi - f) \cos \alpha + \cos \alpha \pm \sin \alpha \pm (1 + K_u) \cdot \frac{d_v}{d_t} \right], \text{ кВт} \quad (2.31)$$

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30

$$N_T = \frac{G \cdot v}{1000 \cdot \eta} \cdot \left[f \cdot \cos\alpha \pm \sin\alpha \pm (1 + K_u) \cdot \frac{d_v}{d_t} \right], \text{ кВт} \quad (2.32)$$

где, G – сила тяжести машины и наибольшего количества груза в ней, Н;

$$G = G_o \cdot Q, \text{ Н} \quad (2.33)$$

где, G_o – сила тяжести машины, т;

Q – грузоподъемность машины, т.

$$G = 22,4 \cdot 8 = 30,4 \text{ т} = 30400 \text{ Н}$$

v – скорость движения машины, км/ч;

η – КПД передачи от двигателя к колесам;

ψ – коэффициент сцепления колес с почвой;

$f = 0,15$ – приведенный коэффициент сопротивления движению машины;

$\alpha = 5$ – угол уклона трассы, град;

$K_{и} = 0,1-0,25$ – коэффициент, учитывающий инерцию всех вращающихся частей привода;

$d_v/d_t = 0,4-0,6$ – линейное ускорение машины, м/с².

$$N_{п}^{\text{под}} = \frac{30400 \cdot 4}{1000 \cdot 0,75} \cdot \left[(0,7 - 0,15)\cos 5 + \cos 5 + \right. \\ \left. + \sin 5 + (1 + 0,2) \cdot 0,4 \right] = 201,1 \text{ кВт}$$

$$N_{п}^{\text{спуск}} = \frac{30400 \cdot 4}{1000 \cdot 0,75} \cdot \left[(0,7 - 0,15)\cos 5 + \cos 5 - \right. \\ \left. - \sin 5 - (1 + 0,2) \cdot 0,4 \right] = 189,1 \text{ кВт}$$

$$N_T^{\text{под}} = \frac{30400 \cdot 4}{1000 \cdot 0,75} \cdot [0,15 \cdot \cos 5 + \sin 5 + (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 150,3 \text{ кВт}$$

$$N_T^{\text{спуск}} = \frac{30400 \cdot 4}{1000 \cdot 0,75} \cdot [0,15 \cdot \cos 5 - \sin 5 - (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 200,3 \text{ кВт}$$

Расчетные мощности двигателя удовлетворяют паспортной мощности двигателя машины и обеспечивают устойчивую машину в заданных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Определяю сменную эксплуатационную производительность:

$$Q_{см} = \frac{V_k \cdot \gamma \cdot K_H \cdot 3600 \cdot T}{t_{погр} + t_{дв} + t_{разг}}, \text{ т/см} \quad (2.34)$$

где, V_k – емкость ковша машины, м³;

$K_H = 1-1,1$ – коэффициент наполнения ковша;

$T = 7$ ч – продолжительность работы машины в течение смены;

										Лист
										31
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ					

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

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

$t_{\text{дв}}$ – время движения, с;

$t_{\text{разг}} = 30 \text{ с}$ – время разгрузки.

Определяю время погрузки:

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot \varepsilon \cdot K_{\text{рем}} \cdot K_{\text{ман}}, \text{ с} \quad (2.35)$$

где, $\varepsilon = 1,15-2$ - коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на разработку негабарита в забое;

$t_{\text{ц}} = 10-12 \text{ с}$ – время цикла черпания ковша;

$K_{\text{рем}} = 1,1$ – коэффициент, учитывающий время на ремонт, смазку и регулировку машины во время рабочей смены;

$K_{\text{ман}} = 1,3$ – коэффициент, учитывающий время на маневры машины в забое.

$$t_{\text{погр}} = 10 \cdot 1,15 \cdot 1,1 \cdot 1,3 = 16 \text{ с}$$

Определяю время движения:

$$t_{\text{дв}} = 3600 \cdot L \cdot \left(\frac{1}{V_{\text{гр}}} + \frac{1}{V_{\text{пор}}} \right) K_{\text{д}}, \text{ с} \quad (2.36)$$

где, $L = 0,35 \text{ км}$ – рациональное расстояние откатки по технической характеристике;

$V_{\text{гр}}$ – скорость движения машины с груженым ковшом;

$V_{\text{пор}}$ – скорость движения машины с порожним ковшом;

$K_{\text{д}} = 0,9-0,98$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины связанной с ускорением и замедлением.

$$t_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,35 \cdot \left(\frac{1}{4} + \frac{1}{6} \right) 1,25 = 625 \text{ с}$$

$$Q_{\text{см}} = \frac{2 \cdot 4,4 \cdot 0,9 \cdot 3600 \cdot 7}{16 + 625 + 30} = 297,4 \text{ т/см}$$

Определяю годовую эксплуатационную производительность:

$$Q_{\text{экс}}^{\text{г}} = Q_{\text{см}} \cdot (N_{\text{раб}} - 35) \cdot n_{\text{см}}, \text{ т/год} \quad (2.37)$$

где, $N_{\text{раб}}$ – число рабочих дней в году;

$n_{\text{см}}$ – число смен.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

$$Q_{\text{эксп}}^{\Gamma} = 297,4 \cdot (305 - 35) \cdot 3 = 240894 \text{ т/год}$$

Расчет количества погрузочно-доставочных машин ПД-8:

Определяю рабочий парк машин:

$$N_{\text{раб}} = \frac{A_{\Gamma}}{Q_{\text{эксп}}^{\Gamma}}, \text{ ед.} \quad (2.38)$$

где, A_{Γ} – Годовая производительность рудника, т.

$$N_{\text{раб}} = \frac{2,5 \cdot 10^6}{240894} = 10,3 \text{ ед.}$$

Принимаю $N_{\text{раб}} = 11$ ед.

Инвентарный парк машин ПД-8:

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{раб}}}{K_{\Gamma}}, \text{ ед.} \quad (2.39)$$

где, $K_{\Gamma} = 0,85$ – коэффициент готовности установок.

$$N_{\text{инв}} = \frac{11}{0,85} = 12,9 \text{ ед.}$$

Принимаю $N_{\text{инв}} = 13$ ед.

Расчет режимных параметров погрузочно-доставочных машин ЛН307:

Определяю вместимость грузонесущего ковша с учётом плотности породы:

$$V_k = \frac{Q}{\gamma}, \text{ м}^3 \quad (2.40)$$

где, Q – грузоподъемность машины, т;
 $\gamma = 4,4 \text{ т/м}^3$ – плотность породы.

$$V_k = \frac{6,7}{4,4} = 1,52 \text{ м}^3$$

Принимаю вместимость ковша $V_k = 2 \text{ м}^3$.

Определяю конструктивную, ориентировочную массу машины:

$$M_m = 4 \cdot Q^{0,77}, \text{ т} \quad (2.41)$$

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

где, Q – грузоподъемность машины, т.

$$M_m = 4 \cdot 6,7^{0,77} = 17,5 \text{ т}$$

Определяю удельную энерговооруженность:

$$Q_N = \frac{22,7}{Q^{0,18}}, \text{ кВт/ч} \quad (2.42)$$

где, Q – грузоподъемность машины, т.

$$Q_N = \frac{22,7}{6,7^{0,18}} = 16 \text{ кВт/ч}$$

Определяю усилие внедрения:

$$P_{\text{ВН}} = K_{\Gamma} \cdot K_{\text{В}} \cdot L_{\text{ВН}}^{1,25} \cdot B_{\text{К}} \cdot K_{\text{Ш}} \cdot K_{\Phi}, \text{ кгс} \quad (2.43)$$

где, $K_{\Gamma} = 1,5$ коэффициент, учитывающий крупность горной массы;

$K_{\text{В}} = 0,2$ коэффициент, учитывающий вид насыпного груза;

$K_{\text{Ш}} = 1,2$ коэффициент, учитывающий влияние высоты щебня;

$K_{\Phi} = 1,1-1,8$ коэффициент формы ковша;

$L_{\text{ВН}}$ – глубина внедрения ковша в штабель, см.

$B_{\text{К}}$ – ширина ковша, принимаемая равной ширине машины.

$$L_{\text{ВН}} = (0,7 - 0,8) \cdot L_{\text{К}}, \text{ см} \quad (2.44)$$

где, $L_{\text{К}}$ – длина днища ковша, см.

$$L_{\text{К}} = 11,4 \cdot \sqrt[3]{V_{\text{К}}}, \text{ см} \quad (2.45)$$

$$L_{\text{ВН}} = 11,4 \cdot \sqrt[3]{152} = 60,84 \text{ см}$$

$$L_{\text{ВН}} = 0,7 \cdot 60,84 = 42,5 \text{ см}$$

$$P_{\text{ВН}} = 1,5 \cdot 0,2 \cdot 42,5^{1,25} \cdot 230 \cdot 1,2 \cdot 1,5 = 13477,4 \text{ кгс} = 132168 \text{ Н}$$

Определяю сцепной вес, приходящийся на приводные колеса:

$$G_c = \frac{n \cdot P_{\text{ВН}}}{\psi}, \text{ кН} \quad (2.46)$$

где, $n = 1,1-1,15$ – коэффициент запаса;

$\psi = 0,7$ – коэффициент сцепления колёс с почвой.

$$G_c = \frac{1,1 \cdot 132168}{0,7 \cdot 10^3} = 207,7 \text{ кН}$$

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

Определяю усилие, которое может реализовать ходовая часть:

$$F_c = G_c \cdot \psi, \text{ кН} \quad (2.47)$$

$$F_c = 207,7 \cdot 0,7 = 145,4 \text{ кН}$$

Полученное усилие внедрения сравниваю с тем, которое может реализовать ходовая часть по условиям сцепления шин с почвой выработки в случае, наименее благоприятном для условий применения машин. Если требуемое усилие внедрения не обеспечивается ходовой частью, производят корректировку расчета (увеличивают сцепную массу машины или изменяют геометрические параметры ковша):

$$F_c > P_{\text{ВН}}$$

$$145400 \text{ Н} > 132168 \text{ Н}$$

Условие выполняется.

Определяю мощность двигателя для погрузочных и транспортных режимов:

$$N_{\text{п}} = \frac{G \cdot v}{1000 \cdot \eta} \cdot \left[(\psi - f) \cos \alpha + \cos \alpha \pm \sin \alpha \pm (1 + K_u) \cdot \frac{d_v}{d_t} \right], \text{ кВт} \quad (2.48)$$

$$N_{\text{т}} = \frac{G \cdot v}{1000 \cdot \eta} \cdot \left[f \cdot \cos \alpha \pm \sin \alpha \pm (1 + K_u) \cdot \frac{d_v}{d_t} \right], \text{ кВт} \quad (2.49)$$

где, G – сила тяжести машины и наибольшего количества груза в ней, Н;

$$G = G_o \cdot Q, \text{ Н} \quad (2.50)$$

где, G_o – сила тяжести машины, т;

Q – грузоподъемность машины, т.

$$G = 18 + 6,7 = 24,7 \text{ т} = 24700 \text{ Н}$$

v – скорость движения машины, км/ч;

η – КПД передачи от двигателя к колесам;

ψ – коэффициент сцепления колес с почвой;

$f = 0,15$ – приведенный коэффициент сопротивления движению машины;

$\alpha = 5$ – угол уклона трассы, град;

$K_{\text{и}} = 0,1-0,25$ – коэффициент, учитывающий инерцию всех вращающихся частей привода;

$d_v/d_t = 0,4-0,6$ – линейное ускорение машины, м/с^2 .

										Лист
										35
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ					

$$N_{\Pi}^{\text{под}} = \frac{24700 \cdot 5}{1000 \cdot 0,75} \cdot \left[(0,7 - 0,15) \cos 5 + \cos 5 + \sin 5 + (1 + 0,2) \cdot 0,4 \right] = 184,93 \text{ кВт}$$

$$N_{\Pi}^{\text{спуск}} = \frac{24700 \cdot 5}{1000 \cdot 0,75} \cdot \left[(0,7 - 0,15) \cos 5 + \cos 5 - \sin 5 - (1 + 0,2) \cdot 0,4 \right] = 177,8 \text{ кВт}$$

$$N_{\Gamma}^{\text{под}} = \frac{24700 \cdot 5}{1000 \cdot 0,75} \cdot [0,15 \cdot \cos 5 + \sin 5 + (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 131,3 \text{ кВт}$$

$$N_{\Gamma}^{\text{спуск}} = \frac{24700 \cdot 5}{1000 \cdot 0,75} \cdot [0,15 \cdot \cos 5 - \sin 5 - (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 176,4 \text{ кВт}$$

Расчетные мощности двигателя удовлетворяют паспортной мощности двигателя машины и обеспечивают устойчивую машину в заданных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Определяю сменную эксплуатационную производительность:

$$Q_{\text{см}} = \frac{V_k \cdot \gamma \cdot K_H \cdot 3600 \cdot T}{t_{\text{погр}} + t_{\text{дв}} + t_{\text{разг}}}, \text{ т/см} \quad (2.51)$$

где, V_k – емкость ковша машины, м^3 ;

$K_H = 1-1,1$ – коэффициент наполнения ковша;

$T = 7$ ч – продолжительность работы машины в течение смены;

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

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

$t_{\text{дв}}$ – время движения, с;

$t_{\text{разг}} = 30$ с – время разгрузки.

Определяю время погрузки:

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot \varepsilon \cdot K_{\text{рем}} \cdot K_{\text{ман}}, \text{ с} \quad (2.52)$$

где, $\varepsilon = 1,15-2$ – коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на разработку негабарита в забое;

$t_{\text{ц}} = 10-12$ с – время цикла черпания ковша;

$K_{\text{рем}} = 1,1$ – коэффициент, учитывающий время на ремонт, смазку и регулировку машины во время рабочей смены;

$K_{\text{ман}} = 1,3$ – коэффициент, учитывающий время на маневры машины в забое.

$$t_{\text{погр}} = 10 \cdot 1,15 \cdot 1,1 \cdot 1,3 = 16 \text{ с}$$

												Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-21.05.04.09-2020 121403834 ПЗ							36

Определяю время движения:

$$t_{\text{дв}} = 3600 \cdot L \cdot \left(\frac{1}{V_{\text{гр}}} + \frac{1}{V_{\text{пор}}} \right) K_{\text{д}}, \text{ с} \quad (2.53)$$

где, $L = 0,2$ км – рациональное расстояние откатки по технической характеристике;

$V_{\text{гр}}$ – скорость движения машины с груженным ковшом;

$V_{\text{пор}}$ – скорость движения машины с порожним ковшом;

$K_{\text{д}} = 0,9-0,98$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины связанной с ускорением и замедлением.

$$t_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,25 \cdot \left(\frac{1}{4} + \frac{1}{6} \right) 1,25 = 468,7 \text{ с}$$

$$Q_{\text{см}} = \frac{2 \cdot 4,4 \cdot 0,9 \cdot 3600 \cdot 7}{16 + 468,7 + 30} = 387,8 \text{ т/см}$$

Определяю годовую эксплуатационную производительность:

$$Q_{\text{эксп}}^{\text{г}} = Q_{\text{см}} \cdot (N_{\text{раб}} - 35) \cdot n_{\text{см}}, \text{ т/год} \quad (2.54)$$

где, $N_{\text{раб}}$ – число рабочих дней в году;

$n_{\text{см}}$ – число смен.

$$Q_{\text{эксп}}^{\text{г}} = 387,8 \cdot (305 - 35) \cdot 3 = 314091,7 \text{ т/год}$$

Расчет количества погрузочно-доставочных машин ЛН307:

Определяю рабочий парк машин:

$$N_{\text{раб}} = \frac{A_{\text{г}}}{Q_{\text{эксп}}^{\text{г}}}, \text{ ед.} \quad (2.55)$$

где, $A_{\text{г}}$ – Годовая производительность рудника, т.

$$N_{\text{раб}} = \frac{2,5 \cdot 10^6}{314091,7} = 7,96 \text{ ед.}$$

Принимаю $N_{\text{раб}} = 8$ ед.

Инвентарный парк машин ЛН307:

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{раб}}}{K_{\text{г}}}, \text{ ед.} \quad (2.56)$$

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

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

$$N_{инв} = \frac{8}{0,85} = 10 \text{ ед.}$$

Принимаю $N_{инв} = 10$ ед.

Определения оптимального варианта доставки руды выше приведенными погрузочно-доставочными машинами приведена в таблице 2.4.

Таблица 2.4 – Сравнение рабочих параметров ПДМ

Показатель	Тип установки	
	ПД-8	Sandvik LH307
Количество машин, ед.	13	10
Эксплуатационная сменная производительность, т/смену	297,4	387,8
Грузоподъемность, т	8	6,7
Вместимость ковша, м ³	4,1	3,7
Двигатель	Дизельный	Дизельный
Мощность, кВт	220	160
Масса, т	22	18

Из таблицы 2.4 видно, что машина ПД-8 почти при той же грузоподъемности уступают фирме Sandvik LH307 в скорости передвижения и производительности. Практика эксплуатации зарубежных погрузочно-доставочных машин на рудниках доказала их преимущество перед отечественными машинами подобного типа. При прочих равных условиях достоинства первых: безотказность работы, ремонтпригодность, надежность. Уменьшение этих качеств обратно пропорционально ведет к увеличению рабочего парка машин.

2.1.9 Правила технической эксплуатации самоходного оборудования

Для правильной технической эксплуатации деталей и узлов основного технологического оборудования (ОТО), а также поддержания его в постоянной эксплуатационной готовности и обеспечения его производительной и безопасной работы проводится система планово-предупредительного ремонта (ППР). Она состоит из циклически повторяющихся организационных и технических мероприятий, предусматривающих выполнение планированных во времени профилактических работ по осмотру, уходу и устранению неисправностей, а также ремонтов, восстанавливающих работоспособность действующего технологического 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 5т, 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 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 топливо-пропускной скважине, у которой также предусмотрен склад.

Периодический осмотр водитель машины выполняют 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 околоствольном 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 узловый 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.

					ДП-21.05.04.09-2020 121403834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

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.

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.

					<i>ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		40

Таблица 2.5 - Ремонтные нормативы оборудования

№ п/п	Оборудование	Количество	Масса, т.	Ремонт				Трудоемкость, чел.-ч.	
				Вид работы	Периодичность, ч	Продолжительность, ч	Число в цикле	Одного ремонта	Среднегодовая
1	DD321	10	22	ТО	587	7	15	9	72
				T1	1762	23	4	54	108
				T2	3525	37	2	180	240
				К	10575	90	1	540	360
2	LH307	10	18	ТО	447	6	11	11	91
				T1	1340	15	3	68	137
				T2	2679	38	2	228	303
				К	8037	152	1	855	570

2.2.1 Определение видов и количества ремонтов

Количество и виды технических обслуживаний и ремонтов являются исходной информацией для составления годового и месячного графиков ремонтных работ по каждой единице принятого к эксплуатации оборудования.

Количество и виды технических обслуживаний и ремонтов определяют одним из следующих методов: аналитическим, графическим, методом номограмм. Расчеты проводят для каждого типа машин и оборудования на календарный год в зависимости от планируемой выработки на год.

Аналитический метод

Определяю количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для буровой машины DD321:

Количество капитальных ремонтов:

$$N_K = \frac{H_{\Gamma} + H_K}{K} \quad (2.57)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;
 $H_K = 0$ – выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч;
 K – ремонтный цикл машины, ч.

$$H_{\Gamma} = T_{\Gamma} \cdot k_{\Pi}^{\Pi} - T_p, \text{ ч} \quad (2.58)$$

где, $k_{\Pi}^{\Pi} = 0,8 \div 0,9$ – планируемый коэффициент использования машины в смену;

T_{Γ} – номинальный фонд времени работы оборудования, ч;

T_p – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

$$T_p = \frac{T_{\Gamma} \cdot (T_{\text{ТО}} \cdot N_{\text{ТО}}^{\text{Ц}} + T_{\text{T1}} \cdot N_{\text{T1}}^{\text{Ц}} + T_{\text{T2}} \cdot N_{\text{T2}}^{\text{Ц}} + T_K \cdot N_K^{\text{Ц}})}{K}, \text{ ч} \quad (2.59)$$

где, $T_{\text{ТО}}$; T_{T1} ; T_{T2} ; T_K – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч;

$N_{\text{ТО}}^{\text{Ц}}$; $N_{\text{T1}}^{\text{Ц}}$; $N_{\text{T2}}^{\text{Ц}}$; $N_K^{\text{Ц}}$ – число в цикле, соответственно, технических обслуживаний, текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$T_p = \frac{6240 \cdot (7 \cdot 15 + 23 \cdot 4 + 37 \cdot 2 + 90 \cdot 1)}{10575} = 213 \text{ ч}$$

$$H_{\Gamma} = 6240 \cdot 0,9 - 213 = 5403 \text{ ч}$$

$$N_K = \frac{5403 + 0}{10575} = 0$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{\text{T2}} = \frac{H_{\Gamma} + H_{\text{T2}}}{T_2} - N_K \quad (2.60)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;

T_2 – периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

H_{T2} – выработка машины от предыдущего второго текущего ремонта, ч.

$$H_{\text{T2}} = H_K - T_2 \cdot n_2, \text{ ч} \quad (2.61)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.61);

T_2 – периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

n_2 – целое число проведенных вторых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_2 = \frac{H_K}{T_2} \quad (2.62)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.61);

T_2 – то же, что и в формуле (2.65);

$$n_2 = \frac{0}{3525} = 0$$

$$H_{T2} = 0 - 3525 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T2} = \frac{5403 + 0}{3525} - 0 = 1,5 \approx 1$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T_1} - N_K - N_{T2} \quad (2.63)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;

H_{T1} – выработка машины от предыдущего первого текущего ремонта, ч.

$$H_{T1} = H_K - T_1 \cdot n_1, \text{ ч} \quad (2.64)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.61);

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;

n_1 – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_K}{T_1} \quad (2.65)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.61);

T_1 – то же, что и в формуле (2.68);

$$n_1 = \frac{0}{1762} = 0$$

$$H_{T1} = 0 - 1762 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T1} = \frac{5403 + 0}{1762} - 0 - 1 = 2,06 \approx 2$$

Количество технических осмотров:

$$N_{To} = \frac{H_{\Gamma} + H_{To}}{T_o} - N_K - N_{T2} - N_{T1} \quad (2.66)$$

где, H_{Γ} – то же, что и в формуле (2.64);

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

T_0 – периодичность технических осмотров машины, ч;
 H_T -выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.

$$H_{T0} = H_K - T_0 \cdot n_0, \text{ ч} \quad (2.67)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.61);

T_0 – периодичность технических осмотров, ч;

n_0 - целое число проведенных технических осмотров времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_0 = \frac{H_K}{T_0} \quad (2.68)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.61);

T_0 – то же, что и в формуле (2.71);

$$n_0 = \frac{0}{587} = 0$$

$$H_{T0} = 0 - 587 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T0} = \frac{5403 + 0}{587} - 0 - 1 - 2 = 6,73 \approx 7$$

Определяю количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для погрузочно-доставочной машины LH307:

Количество капитальных ремонтов:

$$N_K = \frac{H_\Gamma + H_K}{K} \quad (2.69)$$

где, H_Γ – планируемая выработка на год, час;

$H_K = 0$ – выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч;

K – ремонтный цикл машины, ч.

$$H_\Gamma = T_\Gamma \cdot k_{\text{и}}^{\text{п}} - T_p, \text{ ч} \quad (2.70)$$

где, $k_{\text{и}}^{\text{п}} = 0,8 \div 0,9$ – планируемый коэффициент использования машины в смену;

T_Γ - номинальный фонд времени работы оборудования, ч;

T_p - количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

$$T_p = \frac{T_{T0} \cdot N_{T0}^{\text{ц}} + T_{T1} \cdot N_{T1}^{\text{ц}} + T_{T2} \cdot N_{T2}^{\text{ц}} + T_K \cdot N_K^{\text{ц}}}{K}, \text{ ч} \quad (2.71)$$

где, T_{T0} ; T_{T1} ; T_{T2} ; T_K - продолжительность, соответственно, одного

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч;

$N_{Т0}^ц; N_{Т1}^ц; N_{Т2}^ц; N_K^ц$ – число в цикле, соответственно, технических обслуживаний, текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$T_p = \frac{6240 \cdot (6 \cdot 11 + 15 \cdot 3 + 38 \cdot 2 + 152 \cdot 1)}{8037} = 263 \text{ ч}$$

$$H_{\Gamma} = 6420 \cdot 0,9 - 263 = 5346 \text{ ч}$$

$$N_K = \frac{5346 + 0}{8037} = 0$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{Т2} = \frac{H_{\Gamma} + H_{Т2}}{T_2} - N_K \quad (2.72)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;

T_2 – периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

$H_{Т2}$ – выработка машины от предыдущего второго текущего ремонта, ч.

$$H_{Т2} = N_K - T_2 \cdot n_2, \text{ ч} \quad (2.73)$$

где, N_K – то же, что и в формуле (2.73);

T_2 – периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

n_2 – целое число проведенных вторых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_2 = \frac{N_K}{T_2} \quad (2.74)$$

где, N_K – то же, что и в формуле (2.73);

T_2 – то же, что и в формуле (2.77);

$$n_2 = \frac{0}{2679} = 0$$

$$H_{Т2} = 0 - 2679 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{Т2} = \frac{5346 + 0}{2679} - 0 = 1,99 \approx 2$$

Количество первых текущих ремонтов:

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T_1} - N_K - N_{T2} \quad (2.75)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;

H_{T1} - выработка машины от предыдущего первого текущего ремонта, ч.

$$H_{T1} = H_K - T_1 \cdot n_1, \text{ ч} \quad (2.76)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.73);

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;

n_1 - целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_K}{T_1} \quad (2.77)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.73);

T_1 – то же, что и в формуле (2.79);

$$n_1 = \frac{0}{1340} = 0$$

$$H_{T1} = 0 - 1340 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T1} = \frac{5346 + 0}{1340} - 0 - 2 = 1,98 \approx 2$$

Количество технических осмотров:

$$N_{T0} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T0}}{T_0} - N_K - N_{T2} - N_{T1} \quad (2.78)$$

где, H_{Γ} – то же, что и в формуле (2.79);

T_0 – периодичность технических осмотров машины, ч;

H_{T0} -выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.

$$H_{T0} = H_K - T_0 \cdot n_0, \text{ ч} \quad (2.79)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.73);

T_0 – периодичность технических осмотров, ч;

n_0 - целое число проведенных технических осмотров времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_0 = \frac{H_K}{T_0} \quad (2.80)$$

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

где, N_K – то же, что и в формуле (2.73);

T_0 – то же, что и в формуле (2.83);

$$n_0 = \frac{0}{447} = 0$$

$$H_{T_0} = 0 - 447 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T_0} = \frac{5346 + 0}{447} - 0 - 2 - 2 = 7,95 \approx 8$$

Таблица 2.8 – Количество технических обслуживаний и ремонтов оборудования

№	Наименование оборудования	N_{T_0}	N_{T_1}	N_{T_2}	N_K
1	DD321	7	2	1	0
2	LH307	8	2	2	0

Годовой и месячный графики планово-предупредительных ремонтов приведены в приложении А и Б.

2.2.2 Расчет численности трудового персонала

Годовые суммарные затраты

Годовые суммарные трудозатраты рассчитывают по формуле:

$$T_H = (t_{T_0}^1 + t_{T_1}^1 + t_{T_2}^1 + t_K^1) \cdot N^1 + (t_{T_0}^2 + t_{T_1}^2 + t_{T_2}^2 + t_K^2) \cdot N^2, \text{ чел.} \cdot \text{ч.} \quad (2.81)$$

где, $t_{T_0}^1; t_{T_0}^2$ - нормативная среднегодовая трудоемкость технических осмотров отдельных видов оборудования, чел.-ч.;

$t_{T_1}^1; t_{T_1}^2$ - нормативная среднегодовая трудоемкость первых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;

$t_{T_2}^1; t_{T_2}^2$ - нормативная среднегодовая трудоемкость вторых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;

$t_K^1; t_K^2$ - нормативная среднегодовая трудоемкость капитальных ремонтов, чел.-ч.;

$N^1; N^2$ - число единиц отдельных видов оборудования, принятых к эксплуатации.

$$T_H = (72 + 108 + 240 + 360) \cdot 10 + (91 + 137 + 303 + 570) \cdot 10 = 18810 \text{ чел.} \cdot \text{ч.}$$

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

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

$$M = \frac{\alpha \cdot T_H}{D_p \cdot k_{п.в}}, \text{ чел.} \quad (2.82)$$

где, $\alpha = 1,4 \div 1,7$ - коэффициент, учитывающий выполнение внеплановых работ;

$k_{п.в} = 1,1 \div 1,15$ - коэффициент выполнения норм выработки рабочими;

T_H - годовые суммарные трудозатраты, чел.-ч.;

D_p - номинальный годовой фонд времени одного рабочего, ч.

$$D_p = (365 - В - П - О) \cdot T_{см} \cdot k_n, \text{ ч.} \quad (2.83)$$

где, В - количество выходных дней в планируемом году;

П - количество праздничных дней;

О - средняя продолжительность отпуска производственного рабочего;

$T_{см}$ - продолжительность одной смены, ч.;

$k_n = 0,95 \div 0,98$ - коэффициент, учитывающий потери времени рабочего по уважительным причинам (болезни и т.д.);

$$D_p = (365 - 104 - 8 - 30) \cdot 7 \cdot 0,965 = 1506,3 \text{ ч.}$$

$$M = \frac{1,7 \cdot 18810}{1506,3 \cdot 1,15} = 18,4 \approx 19 \text{ чел.}$$

Ориентировочный штат ремонтных рабочих по профессиям от плановой численности показан в таблице 2.9.

Таблица 2.9 - Штат ремонтных рабочих по профессиям

Профессия рабочего	Численность, чел.
Слесари и электрослесари	8(45%)
Токари-станочники	5(25%)
Кузнецы, пресовщики, бурозаправщики	2(10%)
Электрогазосварщики	2(10%)
Прочие	2(10%)

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

$$M_B = M \cdot (0,10 \div 0,12), \text{ чел.} \quad (2.84)$$

где, М – плановая численность производственных рабочих, чел.

$$M_B = 19 \cdot 0,10 = 2 \text{ чел.}$$

Численность инженерно-технических работников:

$$M_{и} = (M + M_{в}) \cdot (0,07 \div 0,09), \text{ чел.} \quad (2.85)$$

где, M – то же, что и в формуле (2.88).

$$M_{и} = (19 + 2) \cdot 0,08 = 1,68 \approx 2 \text{ чел.}$$

Численность счетно-нормировочного состава:

$$M_{с} = (M + M_{в} + M_{и}) \cdot (0,04 \div 0,05), \text{ чел.} \quad (2.86)$$

где, M – то же, что и в формуле (2.89).

$$M_{с} = (19 + 2 + 2) \cdot 0,05 = 1,15 \approx 1 \text{ чел.}$$

Численность младшего обслуживающего персонала:

$$M_{м} = (M + M_{в} + M_{и} + M_{с}) \cdot (0,02 \div 0,03), \text{ чел.} \quad (2.87)$$

где, M – то же, что и в формуле (2.90).

$$M_{м} = (19 + 2 + 2 + 1) \cdot 0,03 = 0,72 \approx 1 \text{ чел.} \quad (2.88)$$

Численность всего работающего персонала по категориям работ, приведена в таблице 2.10.

Таблица 2.10 – Численность персонала

Персонал	Численность, чел.
Ремонтные рабочие:	
- слесари и электрослесари	8
- токари-станочники	5
- кузнецы, пресовщики	2
- электро-газосварщики	2
- прочие	2
Вспомогательные и подсобные рабочие	2
Инженерно-технические работники	2
Счетно-нормировочный персонал	1
Младший обслуживающий персонал	1
Итого:	25

2.2.3 Расчет станочного оборудования

Количество станков:

$$N_{ст} = \frac{\delta \cdot \alpha \cdot T_{н}}{m \cdot D \cdot k_{и}}, \text{ ед.} \quad (2.89)$$

где, $\delta = 0,3 \div 0,35$ – коэффициент станочных работ;

m – число смен работы станков в сутки, обычно $m = 2$;
 $D = 2040$ ч. – годовой фонд рабочего времени одного станка;
 $k_{и} = 0,6 \div 0,65$ – коэффициент использования станка в течение смены.

$$N_{ст} = \frac{0,35 \cdot 1,7 \cdot 18810}{2 \cdot 2040 \cdot 0,65} = 6 \text{ ед.}$$

Распределение станков по типам показано в таблице 2.11.

Таблица 2.11 – Распределение станков по маркам и типам

Тип станка	Марка станка	Численность, чел.
Токарно-винторезный	1К62	1
Сверлильный	2А135	1
Фрезерный	6Р82	1
Шлифовальный	3М184	1
Расточной	2620В	1
Заточной	ЭТ-93-2	1
Прочие		2
Итого:		8

2.3 Специальная часть. Разработка технического предложения о целесообразности применения комплекса в условиях рудника из отечественных машин.

2.3.1 Описание технического предложения

В настоящее время на руднике «Комсомольский» и на других отечественных предприятиях все больше эксплуатируются оборудования зарубежных фирм таких как: (Atlas Copco, Sandvik, Caterpillar и другие). Впоследствии этого забывается отечественная техника, которая ничем не отстает по техническим параметрам. Цель специальной части определить, что отечественная техника будет конкурентоспособной с зарубежной, с точки зрения экономики по стоимости и по эксплуатационным затратам. Это бурильные установки и погрузочно-доставочные машины составляют комплекс добычного оборудования при подземной разработке пород. В таблице 2.12 представлены характеристики оборудования для рудника «Комсомольский».

Таблица 2.12 – Характеристики сравниваемых видов оборудования

Характеристика	Наименование оборудования.			
	Sandvik DD321	Sandvik LH307	УБШ-321Д	ПД-8
Вид оборудования	Бурильная установка	Погрузочно-доставочная машина	Бурильная установка	Погрузочно-доставочная машина
Стоимость, тыс. руб.	48 000	34 000	12 000	18 000
Масса, кг.	22000	18000	18000	22000
Сменная эксплуатационная производительность, шпм/смену, т/смену	125,7	387,8	105,6	297,4
Количество оборудования, ед.	10	10	12	12
Общая стоимость, тыс. руб.	410 000	270 000	160 000	220 000

Сравниваемый комплекс машин выполняет объем работ 25000000 м³ полезного ископаемого за один календарный год.

2.3.2 Определение количества ремонтов

Количество и виды технических обслуживаний и ремонтов являются исходной информацией для составления годового и месячного графиков ремонтных работ по каждой единице принятого к эксплуатации оборудования.

Количество и виды технических обслуживаний и ремонтов определяют одним из следующих методов: аналитическим, графическим, методом номограмм. Расчеты проводят для каждого типа машин и оборудования на календарный год в зависимости от планируемой выработки на год. В таблице 2.13 представлены нормативы по техническому обслуживанию и ремонту.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

Таблица 2.13 - Ремонтные нормативы оборудования

№ п/п	Оборудование	Количество	Масса, т.	Ремонт				Трудоемкость, чел.-ч.	
				Вид работы	Периодичность, ч	Продолжительность, ч	Число в цикле	Одного ремонта	Среднегодовая
1	DD321	10	22	ТО	587	7	15	9	72
				T1	1762	23	4	54	108
				T2	3525	37	2	180	240
				К	10575	90	1	540	360
2	ЛН307	10	18	ТО	447	6	11	11	91
				T1	1340	15	3	68	137
				T2	2679	38	2	228	303
				К	8037	152	1	855	570
3	УБШ-321Д	12	18	ТО	470	6	16	8	65
				T1	1410	21	4	49	97
				T2	2820	35	3	162	216
				К	8460	87	1	486	324
4	ПД-8	12	22	ТО	423	6	12	12	96
				T1	1269	16	3	72	144
				T2	2538	40	2	240	319
				К	7614	160	1	900	600

Определяю количество и виды технических обслуживаний и ремонтов аналитическим методом в году для буровой машины DD321:

Количество капитальных ремонтов:

$$N_K = \frac{N_T + N_K}{K} \quad (2.90)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;
 $H_{\text{К}} = 0$ – выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч;
 K – ремонтный цикл машины, ч.

$$H_{\Gamma} = T_{\Gamma} \cdot k_{\text{и}}^{\text{п}} - T_{\text{р}}, \text{ ч} \quad (2.91)$$

где, $k_{\text{и}}^{\text{п}} = 0,8 \div 0,9$ – планируемый коэффициент использования машины в смену;

T_{Γ} - номинальный фонд времени работы оборудования, ч;

$T_{\text{р}}$ - количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

$$T_{\text{р}} = \frac{T_{\Gamma} \cdot (T_{\text{т0}} \cdot N_{\text{т0}}^{\text{ц}} + T_{\text{т1}} \cdot N_{\text{т1}}^{\text{ц}} + T_{\text{т2}} \cdot N_{\text{т2}}^{\text{ц}} + T_{\text{к}} \cdot N_{\text{к}}^{\text{ц}})}{K}, \text{ ч} \quad (2.92)$$

где, $T_{\text{т0}}; T_{\text{т1}}; T_{\text{т2}}; T_{\text{к}}$ - продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч;

$N_{\text{т0}}^{\text{ц}}; N_{\text{т1}}^{\text{ц}}; N_{\text{т2}}^{\text{ц}}; N_{\text{к}}^{\text{ц}}$ – число в цикле, соответственно, технических обслуживаний, текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$T_{\text{р}} = \frac{6240 \cdot (7 \cdot 15 + 23 \cdot 4 + 37 \cdot 2 + 90 \cdot 1)}{10575} = 213 \text{ ч}$$

$$H_{\Gamma} = 6240 \cdot 0,9 - 213 = 5403 \text{ ч}$$

$$N_{\text{к}} = \frac{5403 + 0}{10575} = 0$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{\text{т2}} = \frac{H_{\Gamma} + H_{\text{т2}}}{T_2} - N_{\text{к}} \quad (2.93)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;

T_2 – периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

$H_{\text{т2}}$ - выработка машины от предыдущего второго текущего ремонта, ч.

$$H_{\text{т2}} = H_{\text{к}} - T_2 \cdot n_2, \text{ ч} \quad (2.94)$$

где, $H_{\text{к}}$ – то же, что и в формуле (2.61);

T_2 – периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

n_2 - целое число проведенных вторых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_2 = \frac{H_{\text{к}}}{T_2} \quad (2.95)$$

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

где, H_K – то же, что и в формуле (2.90);

T_2 – то же, что и в формуле (2.94);

$$n_2 = \frac{0}{3525} = 0$$

$$H_{T2} = 0 - 3525 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T2} = \frac{5403 + 0}{3525} - 0 = 1,5 \approx 1$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T_1} - N_K - N_{T2} \quad (2.96)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;

H_{T1} – выработка машины от предыдущего первого текущего ремонта, ч.

$$H_{T1} = H_K - T_1 \cdot n_1, \text{ ч} \quad (2.97)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.90);

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;

n_1 – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_K}{T_1} \quad (2.98)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.90);

T_1 – то же, что и в формуле (2.97);

$$n_1 = \frac{0}{1762} = 0$$

$$H_{T1} = 0 - 1762 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T1} = \frac{5403 + 0}{1762} - 0 - 1 = 2,06 \approx 2$$

Количество технических осмотров:

$$N_{To} = \frac{H_{\Gamma} + H_{To}}{T_o} - N_K - N_{T2} - N_{T1} \quad (2.99)$$

где, H_{Γ} – то же, что и в формуле (2.96);

T_0 – периодичность технических осмотров машины, ч;

H_{T_0} - выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.

$$H_{T_0} = H_K - T_0 \cdot n_0, \text{ ч} \quad (2.100)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.90);

T_0 – периодичность технических осмотров, ч;

n_0 - целое число проведенных технических осмотров времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_0 = \frac{H_K}{T_0} \quad (2.101)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.90);

T_0 – то же, что и в формуле (2.100);

$$n_0 = \frac{0}{587} = 0$$

$$H_{T_0} = 0 - 587 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T_0} = \frac{5403 + 0}{587} - 0 - 1 - 2 = 6,73 \approx 7$$

Определяю количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для погрузочно-доставочной машины ЛН307:

Количество капитальных ремонтов:

$$N_K = \frac{H_{\Gamma} + H_K}{K} \quad (2.102)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;

$H_K = 0$ – выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч;

K – ремонтный цикл машины, ч.

$$H_{\Gamma} = T_{\Gamma} \cdot k_{\text{и}}^{\text{п}} - T_{\text{р}}, \text{ ч} \quad (2.103)$$

где, $k_{\text{и}}^{\text{п}} = 0,8 \div 0,9$ – планируемый коэффициент использования машины в смену;

T_{Γ} - номинальный фонд времени работы оборудования, ч;

$T_{\text{р}}$ - количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

$$T_p = \frac{T_{\Gamma} \cdot (T_{\text{ТО}} \cdot N_{\text{ТО}}^{\text{Ц}} + T_{\text{Т1}} \cdot N_{\text{Т1}}^{\text{Ц}} + T_{\text{Т2}} \cdot N_{\text{Т2}}^{\text{Ц}} + T_{\text{К}} \cdot N_{\text{К}}^{\text{Ц}})}{K}, \text{ ч} \quad (2.104)$$

где, $T_{\text{ТО}}$; $T_{\text{Т1}}$; $T_{\text{Т2}}$; $T_{\text{К}}$ - продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч;

$N_{\text{ТО}}^{\text{Ц}}$; $N_{\text{Т1}}^{\text{Ц}}$; $N_{\text{Т2}}^{\text{Ц}}$; $N_{\text{К}}^{\text{Ц}}$ - число в цикле, соответственно, технических обслуживаний, текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$T_p = \frac{6240 \cdot (6 \cdot 11 + 15 \cdot 3 + 38 \cdot 2 + 152 \cdot 1)}{8037} = 263 \text{ ч}$$

$$H_{\Gamma} = 6240 \cdot 0,9 - 263 = 5346 \text{ ч}$$

$$N_{\text{К}} = \frac{5346 + 0}{8037} = 0$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{\text{Т2}} = \frac{H_{\Gamma} + H_{\text{Т2}}}{T_2} - N_{\text{К}} \quad (2.105)$$

где, H_{Γ} - планируемая выработка на год, час;

T_2 - периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

$H_{\text{Т2}}$ - выработка машины от предыдущего второго текущего ремонта, ч.

$$H_{\text{Т2}} = N_{\text{К}} - T_2 \cdot n_2, \text{ ч} \quad (2.106)$$

где, $N_{\text{К}}$ - то же, что и в формуле (2.102);

T_2 - периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

n_2 - целое число проведенных вторых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_2 = \frac{H_{\text{К}}}{T_2} \quad (2.107)$$

где, $N_{\text{К}}$ - то же, что и в формуле (2.102);

T_2 - то же, что и в формуле (2.105);

$$n_2 = \frac{0}{2679} = 0$$

$$H_{\text{Т2}} = 0 - 2679 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{\text{Т2}} = \frac{5346 + 0}{2679} - 0 = 1,99 \approx 2$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T_1} - N_K - N_{T2} \quad (2.108)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;

H_{T1} - выработка машины от предыдущего первого текущего ремонта, ч.

$$H_{T1} = H_K - T_1 \cdot n_1, \text{ ч} \quad (2.109)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.102);

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;

n_1 - целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_K}{T_1} \quad (2.110)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.102);

T_1 – то же, что и в формуле (2.109);

$$n_1 = \frac{0}{1340} = 0$$

$$H_{T1} = 0 - 1340 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T1} = \frac{5346 + 0}{1340} - 0 - 2 = 1,98 \approx 2$$

Количество технических осмотров:

$$N_{To} = \frac{H_{\Gamma} + H_{To}}{T_o} - N_K - N_{T2} - N_{T1} \quad (2.111)$$

где, H_{Γ} – то же, что и в формуле (2.79);

T_o – периодичность технических осмотров машины, ч;

H_{To} -выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.

$$H_{To} = H_K - T_o \cdot n_o, \text{ ч} \quad (2.112)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.73);

T_o – периодичность технических осмотров, ч;

n_o - целое число проведенных технических осмотров времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

$$n_0 = \frac{H_K}{T_0} \quad (2.113)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.102);
 T_0 – то же, что и в формуле (2.112);

$$n_0 = \frac{0}{447} = 0$$

$$H_{T0} = 0 - 447 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T0} = \frac{5346 + 0}{447} - 0 - 2 - 2 = 7,95 \approx 8$$

Таблица 2.14 – Количество технических обслуживаний и ремонтов оборудования

№	Наименование оборудования	N_{T0}	N_{T1}	N_{T2}	N_K
1	DD321	7	2	1	0
2	LH307	8	2	2	0

Определяю количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для погрузочно-доставочной машины УБШ-321ДГ:

Количество капитальных ремонтов:

$$N_K = \frac{H_\Gamma + H_K}{K} \quad (2.114)$$

где, H_Γ – планируемая выработка на год, час;

$H_K = 0$ – выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч;

K – ремонтный цикл машины, ч.

$$H_\Gamma = T_\Gamma \cdot k_{\text{и}}^{\text{п}} - T_{\text{р}}, \text{ ч} \quad (2.115)$$

где, $k_{\text{и}}^{\text{п}} = 0,8 \div 0,9$ – планируемый коэффициент использования машины в смену;

T_Γ – номинальный фонд времени работы оборудования, ч;

$T_{\text{р}}$ – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

$$T_{\text{р}} = \frac{T_\Gamma \cdot (T_{T0} \cdot N_{T0}^{\text{ц}} + T_{T1} \cdot N_{T1}^{\text{ц}} + T_{T2} \cdot N_{T2}^{\text{ц}} + T_K \cdot N_K^{\text{ц}})}{K}, \text{ ч} \quad (2.116)$$

где, T_{T0} ; T_{T1} ; T_{T2} ; T_K – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч;

$N_{T0}^{\text{ц}}$; $N_{T1}^{\text{ц}}$; $N_{T2}^{\text{ц}}$; $N_K^{\text{ц}}$ – число в цикле, соответственно, технических обслуживаний, текущих и капитальных ремонтов, ед.

										Лист
										59
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ					

$$T_p = \frac{6240 \cdot (6 \cdot 16 + 21 \cdot 4 + 35 \cdot 3 + 87 \cdot 1)}{8460} = 274,38 \text{ ч}$$

$$H_{\Gamma} = 6240 \cdot 0,9 - 274,38 = 5341,62 \text{ ч}$$

$$N_K = \frac{5341,62 + 0}{8460} = 0,63 \approx 0$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T2}}{T_2} - N_K \quad (2.117)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;

T_2 – периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

H_{T2} - выработка машины от предыдущего второго текущего ремонта, ч.

$$H_{T2} = H_K - T_2 \cdot n_2, \text{ ч} \quad (2.118)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.73);

T_2 – периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

n_2 - целое число проведенных вторых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_2 = \frac{H_K}{T_2} \quad (2.119)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.114);

T_2 – то же, что и в формуле (2.118);

$$n_2 = \frac{0}{2820} = 0$$

$$H_{T2} = 0 - 2820 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T2} = \frac{5341,62 + 0}{2820} - 0 = 1,89 \approx 2$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T_1} - N_K - N_{T2} \quad (2.120)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;

T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;

H_{T1} - выработка машины от предыдущего первого текущего ремонта, ч.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

$$H_{T1} = H_K - T_1 \cdot n_1, \text{ ч} \quad (2.121)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.114);
 T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;
 n_1 – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_K}{T_1} \quad (2.122)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.114);
 T_1 – то же, что и в формуле (2.121);

$$n_1 = \frac{0}{1410} = 0$$

$$H_{T1} = 0 - 1410 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T1} = \frac{5341,62 + 0}{1410} - 0 - 2 = 1,78 \approx 2$$

Количество технических осмотров:

$$N_{T0} = \frac{H_T + H_{T0}}{T_0} - N_K - N_{T2} - N_{T1} \quad (2.123)$$

где, H_T – то же, что и в формуле (2.120);
 T_0 – периодичность технических осмотров машины, ч;
 H_{T0} -выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.

$$H_{T0} = H_K - T_0 \cdot n_0, \text{ ч} \quad (2.124)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.114);
 T_0 – периодичность технических осмотров, ч;
 n_0 – целое число проведенных технических осмотров времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_0 = \frac{H_K}{T_0} \quad (2.125)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.102);
 T_0 – то же, что и в формуле (2.102);

$$n_0 = \frac{0}{470} = 0$$

$$H_{T0} = 0 - 470 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{т0} = \frac{5341,62 + 0}{470} - 0 - 2 - 2 = 9,95 \approx 10$$

Определяю количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для погрузочно-доставочной машины ПД-8:

Количество капитальных ремонтов:

$$N_K = \frac{H_{Г} + H_K}{K} \quad (2.126)$$

где, $H_{Г}$ – планируемая выработка на год, час;

$H_K = 0$ – выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч;

K – ремонтный цикл машины, ч.

$$H_{Г} = T_{Г} \cdot k_{и}^п - T_p, \text{ ч} \quad (2.127)$$

где, $k_{и}^п = 0,8 \div 0,9$ – планируемый коэффициент использования машины в смену;

$T_{Г}$ – номинальный фонд времени работы оборудования, ч;

T_p – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

$$T_p = \frac{T_{Г} \cdot (T_{т0} \cdot N_{т0}^ц + T_{т1} \cdot N_{т1}^ц + T_{т2} \cdot N_{т2}^ц + T_K \cdot N_K^ц)}{K}, \text{ ч} \quad (2.128)$$

где, $T_{т0}; T_{т1}; T_{т2}; T_K$ – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч;

$N_{т0}^ц; N_{т1}^ц; N_{т2}^ц; N_K^ц$ – число в цикле, соответственно, технических обслуживаний, текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$T_p = \frac{6240 \cdot (6 \cdot 12 + 16 \cdot 3 + 40 \cdot 2 + 160 \cdot 1)}{7614} = 295 \text{ ч}$$

$$H_{Г} = 6240 \cdot 0,9 - 295 = 5321 \text{ ч}$$

$$N_K = \frac{5321 + 0}{7614} = 0,69 \approx 0$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{т2} = \frac{H_{Г} + H_{т2}}{T_2} - N_K \quad (2.129)$$

где, $H_{Г}$ – планируемая выработка на год, час;

T_2 – периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

$H_{т2}$ – выработка машины от предыдущего второго текущего ремонта, ч.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

$$H_{T2} = H_K - T_2 \cdot n_2, \text{ ч} \quad (2.130)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.126);
 T_2 – периодичность вторых текущих ремонтов, ч;
 n_2 – целое число проведенных вторых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_2 = \frac{H_K}{T_2} \quad (2.131)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.126);
 T_2 – то же, что и в формуле (2.130);

$$n_2 = \frac{0}{2538} = 0$$

$$H_{T2} = 0 - 2538 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T2} = \frac{5321 + 0}{2538} - 0 = 2,09 \approx 2$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T_1} - N_K - N_{T2} \quad (2.132)$$

где, H_{Γ} – планируемая выработка на год, час;
 T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;
 H_{T1} – выработка машины от предыдущего первого текущего ремонта, ч.

$$H_{T1} = H_K - T_1 \cdot n_1, \text{ ч} \quad (2.133)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.126);
 T_1 – периодичность первых текущих ремонтов, ч;
 n_1 – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_K}{T_1} \quad (2.134)$$

где, H_K – то же, что и в формуле (2.126);
 T_1 – то же, что и в формуле (2.133);

$$n_1 = \frac{0}{1269} = 0$$

$$H_{T1} = 0 - 1269 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T1} = \frac{5321 + 0}{1269} - 0 - 2 = 2,19 \approx 2$$

Количество технических осмотров:

$$N_{T0} = \frac{H_{T1} + H_{T0}}{T_0} - N_{K1} - N_{T2} - N_{T1} \quad (2.135)$$

где, H_{T1} – то же, что и в формуле (2.132);

T_0 – периодичность технических осмотров машины, ч;

H_{T0} – выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.

$$H_{T0} = H_{K1} - T_0 \cdot n_0, \text{ ч} \quad (2.136)$$

где, H_{K1} – то же, что и в формуле (2.126);

T_0 – периодичность технических осмотров, ч;

n_0 – целое число проведенных технических осмотров времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_0 = \frac{H_{K1}}{T_0} \quad (2.137)$$

где, H_{K1} – то же, что и в формуле (2.126);

T_0 – то же, что и в формуле (2.136);

$$n_0 = \frac{0}{423} = 0$$

$$H_{T0} = 0 - 423 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T0} = \frac{5321 + 0}{423} - 0 - 2 - 2 = 8,87 \approx 9$$

Таблица 2.15 – Количество технических обслуживаний и ремонтов оборудования

№	Наименование оборудования	N_{T0}	N_{T1}	N_{T2}	N_{K1}
1	УБШ-321ДГ	10	2	2	0
2	ПД-8	9	2	2	0

Далее из рассчитанных количеств технических обслуживаний и ремонтов можно показать общее количество ремонтов за год с учетом общего количества оборудования в таблице 2.16.

Таблица 2.16 – Общее количество ремонтов за год с учетом общего количества оборудований

№ п/п	Оборудование	Количество	Вид работы	Ремонт			Трудоемкость, чел.-ч.	
				Количество ремонтов	Продолжительность, ч	Число в цикле	Одного ремонта	Среднегодовая
1	DD321	10	ТО	70	7	15	9	72
			T1	20	23	4	54	108
			T2	10	37	2	180	240
			К	0	90	1	540	360
2	ЛН307	10	ТО	80	6	11	11	91
			T1	20	15	3	68	137
			T2	20	38	2	228	303
			К	0	152	1	855	570
3	УБШ-321Д	12	ТО	120	6	16	8	65
			T1	24	21	4	49	97
			T2	24	35	3	162	216
			К	0	87	1	486	324
4	ПД-8	12	ТО	108	6	12	12	96
			T1	24	16	3	72	144
			T2	24	40	2	240	319
			К	0	160	1	900	600

2.3.3 Оптимальная надежность систем рудничного оборудования

Задача определения целесообразных значений параметров надёжности для оборудования бурильных установок является одной из важных задач. Качество работы характеризуется его реальной эффективностью, которая зависит от целого ряда показателей, в том числе и от параметров надёжности. Количественная активность выражается вероятностью безотказной работы в определённых условиях эксплуатации. Чем выше требуемая эффективность,

тем при прочих равных условиях выше должна быть требования к надежности.

Повышение надежности, как правило, связано с определенными дополнительными экономическими затратами при разработке и производстве оборудования. Однако более надежное оборудование дешевле в эксплуатации, так как в этом случае затрачивается меньше усилий и средств для поддержания его работоспособном состоянии.

Под оптимальной надежностью понимают такое значение параметра надежности, при котором обеспечивается минимальная стоимость выполнения поставленных задач, включая затраты на повышение надежности при производстве и эксплуатации оборудования.

Общая переменная часть стоимости, непосредственно связана с надежностью бурового оборудования, может быть представлена суммой двух составляющих:

$$C = C_э + C_п \quad (2.137)$$

где, $C_э$ - стоимость эксплуатации, зависящая от надежности оборудования, входящего в комплекс, руб.;

$C_п$ - стоимость производства, обусловленная затратами на повышение надежности при производстве машин, руб.

Первая составляющая с повышением надежности имеет тенденцию к снижению, так как эксплуатация и ремонт надежного оборудования требуют меньших затрат. Вторая составляющая с повышением надежности возрастает в связи с дополнительными затратами на мероприятия, по повышению надежности при изготовлении.

Для машин, входящих в механизированный комплекс, в качестве составляющей стоимости эксплуатации принята стоимость ликвидации всех отказов в течение одного года. Стоимость отказов включает непосредственная стоимость ремонта (содержание ремонтного персонала), стоимость израсходованных запасных частей, а также стоимость ущерба, вызываемого отказами оборудования. (Стоимость капитального ремонта машин в расчете не учитывается).

Таким образом, составляющая стоимости эксплуатации, зависящая от надежности машины:

$$C_э = C_{р.п} + C_{з.ч} + C_у \quad (2.138)$$

где, $C_{р.п}$ - непосредственная стоимость ремонта (стоимость содержания ремонтного персонала), руб.;

$C_{з.ч}$ - стоимость израсходованных запасных частей, руб.;

$C_у$ - стоимость ущерба, вызываемого отказами оборудования, руб.

Для зарубежного:

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

$$C_3 = 9\,944\,118\,720 + 69\,544\,800 + 9\,514\,700 = \\ = 10\,023\,178\,220 \text{ руб.}$$

Для отечественного:

$$C_3 = 14\,282\,493\,696 + 69\,544\,800 + 18\,297\,500 = \\ = 14\,370\,335\,996 \text{ руб.}$$

Непосредственная стоимость ремонта рассчитывается, исходя из средней трудоемкости ремонтных работ по шахтам, эксплуатирующим механизированные комплексы:

$$C_{р.п} = \left(\sum T_{о.р} \cdot n_{рем} \right) \cdot C_T \quad (2.139)$$

где, $T_{о.р}$ - трудоемкость одного ремонта (значения, которых в таблице 2.17), чел-ч;

$n_{рем}$ – количество ремонтов;

C_T – годовая заработная плата слесаря, руб.

Для зарубежного:

$$C_{р.п} = \left(\sum (9 \cdot 70 + 54 \cdot 20 + 180 \cdot 10) + (11 \cdot 80 + 68 \cdot 20 + 228 \cdot 20) \right) \cdot 964512 = 9\,944\,118\,720 \text{ руб.}$$

Для отечественного:

$$C_{р.п} = \left(\sum (8 \cdot 120 + 49 \cdot 24 + 162 \cdot 24) + (12 \cdot 108 + 72 \cdot 24 + 240 \cdot 24) \right) \cdot 964512 = 14\,282\,493\,696 \text{ руб.}$$

Стоимость израсходованных запасных частей определяется на основании фактических среднемесячных затрат на запасные части (значения которых приведена в таблице 2.8) по формуле:

$$C_{з.ч} = C_{тек.рем.}, \text{ руб.} \quad (2.140)$$

где, $C_{тек.рем.}$ – стоимость текущих ремонтов, руб.

$$C_{з.ч} = 69\,544\,800 \text{ руб.}$$

Стоимость ущерба, вызываемого отказами машины:

$$C_y = B \cdot t_{п}, \text{ руб.} \quad (2.141)$$

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

где, C_y – часовая стоимость простоев, руб.;

$t_{пр}$ – суммарное время простоев в год, вызванное неисправностями данной машины (принимаем: для зарубежного – 130, а для отечественного – 250), час;

Для зарубежного:

$$C_y = 73190 \cdot 130 = 9\,514\,700 \text{ руб.}$$

Для отечественного:

$$C_y = 73190 \cdot 250 = 18\,297\,500 \text{ руб.}$$

Составляющие стоимости производства включает в себя все дополнительные затраты на разработку и производство машины, связанные только с повышением надежности. Основную часть стоимости составляют затраты на резервирование отдельных узлов, на специальный отбор деталей, на обеспечение разгруженных режимов за счет выбора деталей с большим запасом прочности на применение новых высоко ненадежных деталей и узлов, на встроенные системы автоматического контроля работоспособности машины и другие.

Составляющая стоимости производства, обусловленная затратами на повышение надежности при производстве машины:

$$C_{п} = C_{м} \cdot n \cdot H, \text{ руб.} \quad (2.142)$$

где, $C_{м}$ - стоимость машины, руб.;

H – норма амортизации;

n – количество оборотов.

Для зарубежных оборудований:

$$C_{п} = 48\,000\,000 \cdot 10 \cdot 0,25 + 34\,000\,000 \cdot 10 \cdot 0,2 = 188\,000\,000 \text{ руб.}$$

Для отечественных оборудований:

$$C_{п} = 12\,000\,000 \cdot 12 \cdot 0,25 + 18\,000\,000 \cdot 12 \cdot 0,2 = 79\,200\,000 \text{ руб.}$$

Общая переменная часть стоимости, непосредственно связана с надежностью бурового оборудования, может быть представлена суммой двух составляющих:

$$C = C_{э} + C_{п} \quad (2.143)$$

где, $C_{э}$ - стоимость эксплуатации, зависящая от надежности оборудования, входящего в комплекс, руб.;

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68

C_{Π} - стоимость производства, обусловленная затратами на повышение надежности при производстве машин, руб.

Для зарубежного:

$$C = 10\,023\,178\,220 + 188\,000\,000 = 10\,211\,178\,220 \text{ руб.}$$

Для отечественного:

$$C = 14\,370\,335\,996 + 79\,200\,000 = 14\,449\,535\,996 \text{ руб.}$$

Исходя, из расчета стоимости переменной части можно сделать сравнение:

$$10\,211\,178\,220 \text{ руб.} < 14\,449\,535\,996 \text{ руб.}$$

2.3.4 Вывод

В данном дипломном проекте было разработано и рассчитано техническое предложение о целесообразности применения в условиях рудника комплекса из отечественных машин. Были рассмотрены два механических комплекса: зарубежный и отечественный.

Исходя, из расчета оптимальной надежности комплекса оборудования целесообразно применение зарубежной техники.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

3 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

3.1 Краткая характеристика предприятия

В данном проекте разрабатывается рудное месторождение подземным способом, рудника «Комсомольский».

Талнахские, медно-никелевые руды являются комплексными, из них современными технологическими методами извлекают:

- цветные металлы: никель, медь, кобальт;
- благородные металлы: золото, серебро;
- главные элементы платиновой группы: платина, палладий, родий;
- попутно извлекают: придий, осмий, рутений, селен, теллур.

Нижняя граница оруднения $H_n = 510$ м; длина месторождения по простиранию и падению соответственно $L = 1200$ м, $B = 200$ м; угол падения $\alpha = 5^\circ$; мощность месторождения $m = 16$ м.; объемный вес руды $\gamma = 4.4$ т/м³; годовая производительность проектируемого рудника $A = 2,5$ млн. т.; месторождение располагается в равнинной местности; налегающий массив представлен крепкими скальными породами с углом сдвижения $\delta = 75^\circ$.

3.2 Анализ опасных и вредных факторов

При строительстве и обслуживании подземных выработок необходимо учитывать опасные и вредные факторы. Для проведения подземных выработок используется буровое и самоходное оборудование, которое негативно влияет на здоровье человека опасными факторами, такие как: пыль, вибрация, шум, газ (выхлоп). Также используются взрывчатые вещества, при работе с которыми следует соблюдать особые меры предосторожности: при хранении, доставке, зарядании, взрывании. Особое внимание следует обращать на наиболее опасные виды работ, при которых наиболее вероятен травматизм:

- работы в проходческом забое;
- работы на высоте;
- работа с движущимися механизмами и оборудованием (ремонт);
- работа при совмещении технологических операций;
- работа с электроустановками.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

- все люди, не связанные с ведением взрывных работ, выводятся в безопасные места с нормальным проветриванием и защищенные от обрушения и разлета обломков;
- в местах возможных подступов к забою выставляются посты охраны из специально проинструктированных и дисциплинированных работников;
- выработки с исходящей струей, по которым направляются газообразные продукты взрыва, закрываются с запретом входа в них;
- на расстоянии 20 метров от места взрыва выработки расчищаются от загромождений, затрудняющих проветривание забоя и выход из него;
- для каждого места и вида взрывных работ готовится обязательный паспорт к исполнению буровзрывных работ;
- подготовка зарядов ВВ., монтаж взрывной сети, а также взрыв производятся собственноручно взрывником;
- зарядов подготавливается столько, сколько будет взорвано за один прием;
- обязательно применяется забойка, которая повышает эффект взрывания и предотвращает попадание в горную массу не взорвавшихся патронов;
- патроны-боевики изготавливаются только на месте взрывных работ и строго по числу зарядов;
- боевики массой более 300 г изготавливаются в специально отведенном месте по усмотрению лица, ответственного за взрыв;
- обеспечивается обязательная подача звуковых и световых сигналов;
- осмотр забоя после взрывания производится взрывником вместе с лицом технического надзора по истечении времени разжижения продуктов детонации, но не ранее чем через 15 мин. Мастер-взрывник может производить допуск рабочих к месту взрыва только после разрешения мастера-взрывника или лица технического надзора.

При каждом способе взрывания возникают свои опасности, требующие определенных мер предосторожности.

Взрывание с помощью электродетонаторов (ЭД) импульс тока подается из укрытия или с безопасного расстояния. Однако и этот способ взрывания имеет свои опасности. Прежде всего, это возможность попадания в электровзрывную сеть блуждающих токов и, как результат, преждевременное взрывание снарядов.

Для устранения опасностей, связанные с блуждающими токами, ЕП предписывают:

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

1. все электроустановки, кабели, контактные и другие провода, находящиеся в пределах зоны монтажа электровзрывной сети, обесточивать;
2. в шахтной сети с помощью реле утечек устранять утечки;
3. стыковые, межрельсовые и межпутевые электрические соединения выполнять тщательно;
4. концы соединяемых проводов изолировать при помощи зажимов;
5. замыкание накоротко проводников ЭД и магистральных проводов до момента присоединения их к проводам последующей части сети;
6. не использовать в качестве второго провода воду, землю, трубы, рельсы;
7. регулярно измерять блуждающие токи и следить, чтобы сила их не превышала значения, при котором наступает взрывание ЭД.
8. Радикальным мероприятием против опасности блуждающих токов является применение специальных ЭД пониженной чувствительности к посторонним токам.

3.3.2 Ликвидация отказов

Отказавшие заряды должны быть обнаружены, зарегистрированы и немедленно ликвидированы мастером - взрывником. Во всех случаях, когда заряды не могут быть взорваны по техническим причинам, они рассматриваются как отказы.

Если ликвидировать отказ по каким-либо причинам не удалось, мастер-взрывник обязан уведомить об этом руководителя взрывных работ или лицо технического надзора, закрыв предварительно забой. Дальнейшая ликвидация отказа производится по указанию и в присутствии лица технического надзора.

Если работы по ликвидации отказов не могут быть закончены в данной смене, то они передаются мастеру - взрывнику очередной смены.

Запрещается разбуривать стаканы вне зависимости от наличия или отсутствия в них остатков ВВ.

3.3.3 Борьба с пылью как профессиональной вредностью

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

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

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73

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

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

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

По конструкции противопылевые респираторы делятся на две группы:

1. клапанные, со сменными фильтрами многоразового использования;
2. бесклапанные и клапанные, в которых фильтром служит сама маска, предназначенная для одностороннего пользования.

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

Комплексное обеспыливание.

Для борьбы с запыленностью и загазованностью рудничного воздуха предусматривается комплекс организационно-технических мер в соответствии с действующим на руднике проектом "Комплексное

									Лист
									74
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-21.05.04.09-2020 121403834 ПЗ				

«Временного положения о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах на горных предприятиях АО «Норильский комбинат».

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 вентиляционным стволам ВС- 1, 2 воздух, проходя по горным выработкам, очищается путем взаимодействия с влагой и оседания загрязняющих компонентов воздуха на поверхности горных выработок. Таким 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 «Таймырский» 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 поступает на отстой в отдельный шахтный водоём 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 отдельного шахтного водоёма направляется без очистки на ПЗК рудника для производства закладочных смесей.

Порода от проходки горных выработок выдается на поверхность и складировается в породный отвал на промплощадках стволов ВПС и КС. 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.

3.5 План ликвидации аварий

План ликвидации аварий (ПЛА) - это документ, предусматривающий все мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией в шахте, по ликвидации аварий в начальный период их развития, а также определяющий

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

4 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

4.1 Организация управления производством и организация труда

4.1.1 Организация управления и производственная структура

Общее руководство работой рудника осуществляется генеральным директором, путем использования общих методов и приемов организации работ.

Оперативно-техническое руководство и производственный контроль осуществляется главным инженером рудника. Под его руководством разрабатываются производственно-технические планы и мероприятия по исполнению. Главный инженер несет ответственность за состояние техники безопасности и охраны труда на руднике. В подчинении главного инженера находится главный механик и главный энергетик. Они отвечают за правильную эксплуатацию машин и ремонт оборудования. В подчинении у главного инженера так же находятся начальники участков.

Планово-экономический отдел ведет работы, связанные с планированием производства, выполнение анализа производственно-хозяйственной деятельности. Вопросы организации производственных процессов на руднике рассматриваются в непрерывной связи с организацией работ комплексов оборудования.

Организация работ должна обеспечивать максимальную производительность оборудования и обеспечение подготовительными запасами.

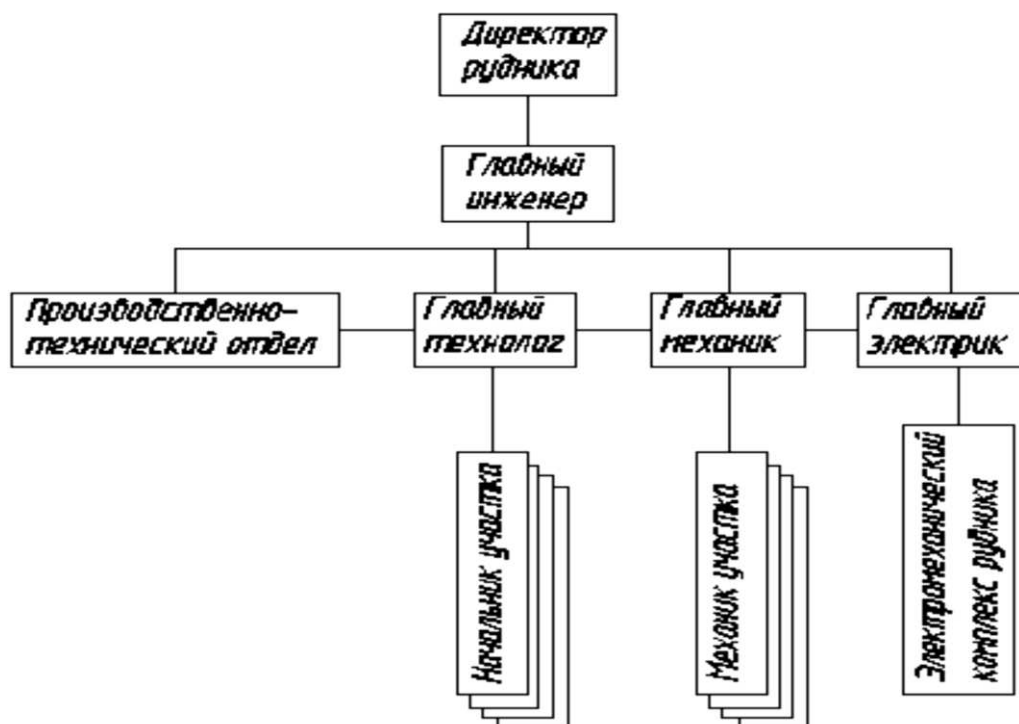


Рисунок 9.1 –Схема управления рудника

4.1.2 Режим работы предприятия

Предприятие работает круглосуточно в три смены. Продолжительность смены составляет 7 часов.

Необходимость круглосуточной работы обусловлена потребностью в сырье на нужды обогатительной фабрики.

Плановый баланс рабочего времени на 2019 год сведен в таблицу 4.1

Таблица 4.1 – Плановый баланс рабочего времени на 2019 г.

Показатели	Режим работы, дни
Календарный фонд времени, дни	365
Выходные дни	104
Праздничные дни	14
Номинальный фонд времени, дни	247
Невыходы на работу:	50
В том числе:	
отпуск, дней	45
болезни, дней	5
Эффективный фонд рабочего времени, дни	197
Коэффициент списочного состава	1,2

4.2 Расчет капитальных затрат на строительство

Капиталообразующие затраты определяют как сумму средств, необходимых для строительства и оснащения оборудованием инвестируемых объектов, расходы на подготовку капитального строительства и прироста оборотных средств, необходимого для стабильного функционирования предприятия.

Сумму затрат на горно-капитальные работы определяют по трем группам:

- горно-капитальные выработки, используемые для вскрытия всех запасов поля;
- горно-капитальные выработки, вскрывающие запасы горизонтов;
- горно-капитальные выработки, вскрывающие часть запасов горизонтов;

Смета затрат на горно-капитальные работы при подземном способе добычи приведена в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Смета горно-капитальных затрат

Наименование сооружения	Объем работ, м ³	Стоимость единицы работ, тыс. руб.	Общая стоимость, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Амортизационные отчисления, тыс. руб.
ГКР					
СС, КС, ВС-1	94605	4,6	432219,9	4	17288,796
Горизонт -410 м.	32120	2,1	84252	4	3 370,0
Горизонт -480 м.	90540	2,2	199188	4	7 967,52
ОД вспомогат.	6000	5	30000	4	1 200

Продолжение таблицы 4.2

Наименование сооружения	Объем работ, м ³	Стоимость единицы работ, тыс. руб.	Общая стоимость, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Амортизационные отчисления, тыс. руб.
ОД основной	28000	5	140000	4	5600
ГПР					
Откаточный орт	2580	0,95	2451	30	735,3
Вентиляционный восстающий	220,5	1,5	330,75	30	99,2
Рудоспуски	220,5	2	441	30	132,3
Фланговые уклоны	1680	0,95	1596	30	478,8
Нарезные работы					
Слоевые орты	19600	0,95	18620	15	2 793
Отработка 1-го слоя	84000	0,95	79800	15	11 970
Всего:	359566		988898,65		51 634,9

В данных расчетах определяется размер амортизационных отчислений по этим фондам. Все производственные здания и сооружения на горных предприятиях делят на две группы:

1. Специализированные здания и сооружения, связанные с отработкой промышленных запасов поля или участка. Эти фонды после отработки полезного ископаемого не могут в дальнейшем использоваться. К ним относятся: здания и сооружения (башенные копры, эстакады, бункеры, тоннели, галереи, подвесные дороги, железнодорожные пути на промышленной площадке, внутренние площадные сети водопровода, канализации, энергоснабжения и связи, ограждения промышленной площадки).

2. Все остальные здания и сооружения, которые после окончания могут быть использованы для других целей. К этой группе относят: здания котельных, электростанций, административно-бытовых комбинатов, механических мастерских, складов и другие здания, не включенные в первую группу: сооружения – внешние сети водопровода и канализации, шоссейные дороги, железнодорожные подъездные пути, внутри-площадные линии электроснабжения и связи, а также сооружения, не включенные в первую группу.

В таблице 9.3 приведены затраты на строительство производственных зданий и сооружений при разработке рудного месторождения

Таблица 4.3 - Смета капитальных затрат на здания и сооружения

Наименование зданий и сооружений	Количество, шт.	Цена за единицу, тыс. руб	Общая сумма затрат, руб.	Норма амортизации, % (по тонная ставка)	Годовая сумма амортизационных отчислений, руб.
Механические мастерские	2	12518,00	25036,00	40%	10014,4
Надшахтные здания (копры)	5	24149,00	120745,00	40%	48298
АБК	1	40000,00	40000,00	40%	16000
ЛЭП	1	10000,00	10000,00	40%	4000
Всего по предприятию			195781		78312,4

Капитальные затраты на электромеханическое оборудование и подвижной состав транспорта приведены в таблице 4.4

Таблица 4.4 – Смета капитальных затрат на электромеханическое оборудование подвижного состава транспорта.

Наименование	Количество единиц с учетом резерва	Балансовая стоимость, тыс. руб.				Годовой фонд амортизационных отчислений, тыс. руб.
		Рыночная цена	Стоимость транспортных расходов, монтаж	Общая сумма капитальных затрат,	Норма амортизации	
Бурение						
DD321	10	48000	1800	498000	25%	124500
Транспортирование						
ЛН307	10	34000	700	347000	20%	69400
Всего по оборудованию		820000	25000	845000		193 900
Вспомогательное оборудование						
Вспомогательное оборудование	7	1100,00	330,00	24310,00	25%	6 077,5
Итого по руднику:	7	821100	27310	869310		199 977,5

Размер затрат на благоустройство промышленной площадки устанавливаются в пределах 1% от 1 части сметы.

Затраты на временные здания и сооружения, служащие для строительно-монтажных работ, принимаются для освоенных районов 2,9% и на не освоенных районах – 3,9% от 1 части сметы.

Содержание дирекции строящегося предприятия определяют в размере 0,6% от 1 части сметы.

Затраты на подготовку эксплуатационных кадров рассчитывают по нормативам расходов, в среднем 3 тыс. руб. на одного рабочего и 100 тыс. руб. на одного специалиста и руководителя.

Величину затрат на проектные и сметные работы принимают в размере 2- 4% от сметной стоимости строительства.

Затраты на жилищно-культурное строительство определяют из выражения:

$$C_{\text{ж}} = Ч \cdot K_1 \cdot K_c \cdot K_{\text{ж}} \cdot Н \cdot K_0 \cdot K_6 = \\ = 288 \cdot 0,5 \cdot 3 \cdot 5,45 \cdot 20 \cdot 1,1 \cdot 1,3 = 67335,84 \text{ тыс. руб.} \quad (9.1)$$

где, Ч – количество работающих на предприятии, чел.;

K_1 – коэффициент обеспечения жилплощадью за счёт предприятия ($K_1=0,5$);

K_c – коэффициент, учитывающий число членов семьи ($K_c = 3$);

$K_{\text{ж}}$ – стоимость 1 м² жилплощади ($K_{\text{ж}} = 5,45 \text{ тыс.руб./м}^2$);

Н – норма площади на 1 человека ($Н = 12 \div 20 \text{ м}^2$);

K_0 – коэффициент, учитывающий число рабочих, занятых в капитальном строительстве ($K = 1,1$);

K_6 – коэффициент, учитывающий стоимость социально-культурного строительства ($K_6 = 1,3$).

Стоимость непредвиденных работ принимают в размере 5-10% от стоимости первой и второй части сметы. Величину возвратных сумм по временным зданиям и сооружениям устанавливают в размере 40% от их стоимости. Сумму капитальных вложений в прирост оборотных средств, принимают 10-40% от сметной стоимости строительства.

В хозяйственной деятельности российских предприятий сложилась практика, что собственные нормируемые средства, как правило, составляют 20% от потребности в оборотных средствах. Прирост оборотных средств выполняют за счёт краткосрочных кредитов банка под Е% годовых:

$$E = U_{\text{СПБ}} + C_{\text{КБ}} = 6,5 + 8,5 = 15\% \quad (9.2)$$

где, Е – норма дисконта или дохода банковской группы;

$U_{\text{СПБ}}$ – учётная ставка банковского процента или ставка рефинансирования Центробанка РФ ($U_{\text{СПБ}} = 6,5\%$);

$C_{\text{КБ}}$ – ставка коммерческого банка ($C_{\text{КБ}} = 8,5\%$).

Таблица 4.5 – Сводная смета затрат на строительство горного предприятия.

Наименование затрат	Сумма затрат, тыс. руб.	Затраты на 1 т. производственной мощности, тыс. руб./т.
Часть 1		
Промышленные здания и сооружения		
Горно-капитальные работы	988898,65	0,39
Здания и сооружения	195781	0,078
Электромеханическое оборудование	869310	0,34
Благоустройство промышленной площадки	20539,89	0,0082
Временные объекты на строительные работы	60161,35	0,024
Итого по 1 части сметы	2134690,89	0,85
Часть 2		
Проектно-сметные работы		
Подготовка эксплуатационных кадров	342,00	0,00013
Содержание дирекции строящегося предприятия	1500,00	0,0006
Проектные и сметные работы	1083,93	0,00043
Итого по 2 части сметы:	2925,93	0,00117
Всего по 1 и 2 частям сметы:	2137616,82	0,85
Непредвиденные работы	106 880,84	0,042
Жилищное, культурно-бытовое строительство	67335,84	0,02
Всего по смете:	2311833,5	0,92

4.3 Организация труда и расчет заработной платы

4.3.1 Расчет плановой численности

Таблица 4.6 – Расчёт плановой численности

Профессия рабочего	Кол-во оборудования, ед.	Норма численности, чел./ед.	Число смен, ед.	Ксс	Явочная численность, чел.	Списочная численность, чел.
Основные рабочие						
Бурение						
Бурильщик	10	1	3	1,2	30	36
Заряжание						
Взрывник		3	1	1,2	3	4
Доставка						
Машинист ПДМ	10	1	3	1,2	30	36
Вспомогательные рабочие						
Слесарь		10	3	1,2	30	34
Горный рабочий		18	3	1,2	54	65
Электрик		8	3	1,2	24	29
Электрослесарь		8	3	1,2	24	29
Сварщик		4	3	1,2	12	14
Доставщик		4	3	1,2	12	14
Итого:					219	261

4.3.2 Основная заработная плата производственных рабочих

Таблица 4.7 – Основная заработная плата производственных рабочих

Профессия рабочего	Списочная численность, чел.	Дневная тарифная ставка, руб.	Годовой фонд рабочего времени, дни	Основной фонд заработной платы, тыс. руб.				Фонд дополнит. зар. платы, тыс. руб.	Всего годовой фонд заработной платы, тыс. руб.	
				Тарифный фонд	Премия	Доплата за работу в ночное и вечернее время	Итого			Всего с учетом районного коэффициента
Основные рабочие										
Бурильщик	36	2000	197	14184	7 092	1418,4	22694,4	40849,9	9331,2	50181
Взрывник	4	2100	197	827	827	165,4	2646,4	4763,52	1088,1	5851,6
Машинист ПДМ	36	1900	197	13474	6737	1347,4	21558,4	38805,1	8864,1	47669,2
Вспомогательные рабочие										
Прочие	185	1700	197	61956,5	30978,25	6195,65	99130,4	178434,72	40759	219193,9
Всего:	261							262853,24		322895,7

К основной заработной плате относят все виды выплат за фактически выполненную работу или отработанное время. Сюда включают оплату по тарифам, окладам, доплату за работу в ночное время, премии, районные коэффициенты и северные надбавки. Надбавка за ночное и вечернее время составляет 30% к тарифной ставке. Районный коэффициент Норильского промышленного района равен 1,8. Расчёт заработной платы представлен в виде таблицы 4.7. При выполнении плана, премиальный фонд составляет 50%.

Таблица 4.8 – План по труду и заработной плате

Показатели	По проекту
Численность ППП всего, чел.	288
в том числе:	
рабочие	261
специалисты	21
руководители	6
Общий ФОТ всего ППП, тыс. руб.	348550,62
Среднегодовая заработная плата на одного работника, тыс. руб./год	1210,2
Среднемесячная заработная плата на одного работника, тыс. руб./мес.	100,85
Производительность труда на одного работника, т/чел. в год	8 680,5

4.3.3 Единый социальный налог и другие отчисления

Единый социальный налог составляет 30% от фонда оплаты труда. Обязательное социальное страхование от несчастных случаев на производстве и профзаболеваний – 2,9%.

Таблица 4.9 – Штатное расписание и фонд заработной платы руководителей и специалистов

Наименование должностей	Количество, чел.	Месячный оклад, тыс руб.	Заработок с районным коэффициентом, тыс. руб.	Сумма годового заработка, тыс. руб.
Директор рудника	1	90	162	1944
Главный инженер	1	85	153	1836
Главный энергетик	1	80	144	1728
Энергетик	2	65	117	1404
Мастер по ремонту электромеханического оборудования	1	60	108	1296
Главный механик	1	78,35	141,03	940,2
Механик	2	73,26	131,86	1582,32
Начальник участка БВР	1	65	117	1404
Мастер БВР	2	60	108	1296
Зав. складом ВМ	1	50	90	1080
Техник по учёту	1	45,5	81,9	982,8
Горный мастер	5	68,9	124,02	1488,24
Начальник отдела ТБ	1	57,56	103,6	1243,2
Геолог	1	39,32	70,77	849,24
Главный геолог	1	61	109,8	1317,6
Главный маркшейдер	1	75,23	135,4	1624,8
Маркшейдер	2	56,32	101,37	1216,44
Мастер по ремонту вспомогательного оборудования	1	62,82	113,07	1356,84
Мастер по ремонту оборудования	1	49,32	88,77	1065,24
Итого:	27			25654,92

4.3.4 Дополнительная заработная плата производственных рабочих

Затраты на дополнительную заработную плату принимаются укрупнено в размере 20,5% от основной заработной платы.

4.4 Вспомогательные материалы

4.4.1 Расходы на вспомогательные материалы

Данная статья включает затраты:

а) нормируемые материалы на добычу 1 т руды (1 м³ ГПР) –

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88

взрывчатые вещества, средства взрывания, крепление выработок, кабель, шины и др.;

б) материалы, погашаемые в сметно-нормативном порядке – рельсы, шпалы, стрелочные переводы, вентиляция временного проветривания и др.

Таблица 4.10 – Расчёт затрат по статье вспомогательные материалы

Наименование	Единица измерения	Годовой объем производства, тыс.т	Норма расхода, ед/т	Цена за единицу, тыс.руб	Сумма затрат, тыс. руб
Бурение					
Буровые коронки d=46 мм	шт	2500	0,029	2,1	152250
Буровые штанги d=38 мм	шт	2500	0,04	9	900000
Заряжание					
Взрывчатое вещество Аммонит №6 ЖВ	кг	2500	1,27	0,2	635000
Доставка					
Шины	компл/т	2500	0,001	40	100000
Дизельное топливо	кг/т	2500	0,9	0,5	1125000
Смазочные материалы	кг/т	2500	0,12	0,5	150000
Вспомогательные работы					
Канат	м	2500	0,005	0,43	5375
Шланг	м	2500	0,02	0,15	7500
Кабель (ТТШЭ)	м	2500	0,001	0,6	1500
ИТОГО					3076625

4.4.2 Расходы на эксплуатацию и содержание оборудования

В данную статью включаются затраты по заработной плате (основной, дополнительной, единый социальный налог и др.) ремонтных рабочих: затраты на материалы, используемые при ремонте оборудования и амортизацию вспомогательного оборудования. Затраты на запасные части можно принять ориентировочно в размере 2 – 3% от балансовой стоимости оборудования.

Таблица 4.11 – Сводная смета затрат по содержанию и эксплуатации оборудования

Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.
Эксплуатация оборудования (3% от стоимости)	26079,3
Основная и дополнительная зарплата	348550,62
Отчисления на социальное страхование (26% от суммы заработных плат)	90623,16
Текущий ремонт оборудования (8% от стоимости)	69544,8
Прочие затраты (10% от 1 и 4 строк)	956,2
Итого:	535754,08

4.4.3 Амортизация

Размер амортизационных отчислений определяется по видам основных фондов, с учётом объёма добычи, исходя из балансовой стоимости и установленных норм амортизации. Данные расчёты приведены в таблицах 4.1-4.4.

Таблица 4.12 - Амортизационные отчисления

Наименование	Амортизационные отчисления, тыс. руб.
Горно-капитальные работы	51 634,9
Здания и сооружения	78312,4
Электромеханическое оборудование	199 977,5

4.4.4 Цеховые расходы

Сумму цеховых расходов определяют сметой по номенклатуре элементов.

Таблица 4.13 – Смета цеховых расходов

Наименование элементов	Сумма, тыс. руб.
'Заработная плата цехового персонала (руководителей и специалисты)	348550,62
Отчисление на социальные нужды	10107,9
Охрана труда и техника безопасности - 2% от заработной платы рабочих и цехового персонала	6971
Содержание зданий и сооружений 1-2% от их стоимости	1957,81
Текущий ремонт зданий и сооружений 2-3% от их стоимости	3915,62
Расходы на рационализацию и изобретательство 10,5% общего фонда зарплаты	36597,81
Канцелярские и почтово-телеграфные расходы (до 2 тыс. руб. на каждого руководителя и специалиста)	54,00
Амортизация зданий и сооружений	78312,4
Итого:	486467,16

4.4.5 Калькуляция себестоимости

Калькуляция себестоимости 1 т полезного ископаемого определяется по всем процессам и является важной частью технико-экономического обоснования плана по себестоимости.

Затраты на погашение вскрышных пород определяют, исходя из себестоимости 1 т добычи и коэффициент погашения, который принимаем по данным практики.

Таблица 4.14 – Сводная калькуляция себестоимости 1 т. добычи.

Статьи затрат	на 1 т.	на весь объем, тыс. руб.
Вспомогательные материалы на технологические цели	1,23	3076625
Основная заработная плата	0,105	262853,24
Дополнительная заработная плата	0,024	60042,4
Отчисления на социальные нужды	0,004	10107,9
Амортизация	0,13	329924,8
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	0,214	535754,08
Цеховые расходы	0,194	486467,16
Горно-капитальные затраты	0,39	988898,65
Полная себестоимость	2,59	6496100,43

4.5 Заключение

В таблице 4.15 приведен расчет технико-экономические показатели качества проекта

Таблица 4.15 – Технико-экономические показатели качества проекта

Наименование показателей	По проекту
Промышленные запасы месторождения, т	64 000 000
Годовая производительность, т	2 500 000
Себестоимость добычи, руб/т	2 590
Производительность труда рабочего, т/год	8 680,5
Капитальные затраты, руб.	6 496 100 430
Списочный состав ПП, чел	288
в т.ч. ИТР	27
в т.ч. рабочие	261
Средняя заработная плата рабочего за месяц, руб	100 850
Фондоотдача, руб./руб	3
Фондоёмкость, руб./руб	0,3
Рентабельность производства, %	84,2
Прибыль, руб	4 392 500 000
Срок окупаемости капитальных затрат, лет	1,5

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В ходе рассмотрения условий залегания месторождения богатых медноникелевых руд, было принято решение о разработке его подземным способом и фланговым вскрытием двумя стволами. Также принята, с учётом опыта разработки подобных рудных тел, слоевая система с комбинированной выемкой, которая позволяет применить самоходное пневмоколесное оборудование, имеющее сравнительно высокие эксплуатационные показатели.

В работе принято решение об использовании данного оборудования с дизельным приводом. В итоге при годовой производительности 2500 тысяч тонн полезного ископаемого, парк самоходного оборудования составил: 10 единиц СБУ Sandvik DD321 и 10 единиц ПДМ Sandvik LH307.

Несмотря на то, что принятая техника имеет сравнительно высокие показатели надежности, она также требует проведения ТО и Р путем ППР. Составлены месячный и годовой графики ремонта, выполнен расчет количества ремонтного персонала.

В специальной части было разработано техническое предложение о целесообразности применения комплекса из отечественных и зарубежных машин в условиях рудника. Итоги расчета показали целесообразность использования зарубежного комплекса.

Проведен расчет экономических показателей производства работ. Экономический эффект достигается за счет разности от оптовой продажи получаемой продукции и ее себестоимости, которая складывается из производительности машин и оборудования. Также определены основные технико-экономические показатели рудника.

Рассмотрены общие правила безопасности и предложены соответствующие меры и способы для ее обеспечения.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		92

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Справочник по горному делу / Под ред. В. А. Гребешкова, Я. С. Пыжьянова, И. Е. Ерофеева. [Текст].-М.: Недра, 1993.-816 с.
2. Справочник по буровым работам.[Текст].-М.: Недра,1976.-631 с.
3. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. [Текст].-М.: Недра,1976.-253 с.
4. “Методика расчета производительности самоходного оборудования на очистных и проходческих работах в подземных рудниках Норильского ГМК” [Текст]. Гипроникель, Ленинград, 1983 324 с.
5. Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горнодобывающей промышленности. Москва, 1984-1985
6. Пухов Ю.С. Рудничный транспорт [Текст].-М.: Недра,1991,-368 с.
7. Григорьев В.Н., Дьяков В.А., Пухов Ю.С.-транспортные машины для подземных работ [Текст]. -М.: Недра,1984.-385 с.
8. Картавый Н.Г. Стационарные машины. [Текст]. - М.: Недра,1981. - 327 с.
9. Шилов П.М. Технология производства и ремонт горных машин [Текст].-М.: Недра,1989.-374 с.
10. Гилев, А.В. Эксплуатация и ремонт механического оборудования карьеров [Текст]: методическое указания по практическим занятиям, самостоятельной работе и дипломному проектированию для студентов специальностей 17.01, 09.05, и 21.05 всех форм обучения / Л.Н. Коростовенко - КИЦМ: Красноярск, 1990.-56 с.
11. Братченко Б.Ф Стационарные установки шахт [Текст]: справочное пособие. - М. Недра 1977.-440 с.
12. Барашников Н.М. Стационарные установки рудников и шахт [Текст]: учеб. Пособие. – Красноярск: изд-во Красноярского Университета, 1985. -196 с.
13. Морозов В.Н. Справочник по электроснабжению угольных шахт [Текст].-М.: Недра,1975.-574 с.: ил.
14. Галайко, В.В. Экономика и менеджмент горного производства [Текст]: методические указания по выполнению курсовой работы и экономической части дипломного проекта для специальности 090500 “Горные работы” – Красноярск: изд-во ГАЦМиЗ, 2002.-31 с.
15. Михайлов А. М. Охрана окружающей среды при разработке месторождений подземным способом [Текст].-М.: Недра,1991.-184 с.

					ДП-21.05.04.09-2020 1214.03834 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		93

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

« 27 » 01 2020 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

21.05.04 «Горное дело»

код и наименование специальности

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»

специализация

Эксплуатация комплекса оборудования в условиях рудника
«Комсомольский» со специальной частью «Разработка технического
предложения о целесообразности применения в условиях рудника комплекса
из отечественных машин»

тема

Пояснительная записка

Руководитель

Карепов В. А.
подпись, дата должность, ученая степень
29.01.2020

Карепов В. А.
инициалы, фамилия

Выпускник

Платонов А. С.
подпись, дата
27.01.2020

Платонов А. С.
инициалы, фамилия

Красноярск 2020