

**Федеральное государственное автономное  
образовательное учреждение  
высшего образования**

**«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

**Институт горного дела, геологии и геотехнологий  
Кафедра «Горные машины и комплексы»**

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»  
код и наименование специальности

УТВЕРЖДАЮ  
Заведующий кафедрой  
\_\_\_\_\_ А.С. Морин  
подпись инициалы, фамилия  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2022 г.

**ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА  
в форме дипломного проекта**

**ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГОРНЫХ МАШИН И КОМПЛЕКСОВ ПРИ  
РАЗРАБОТКЕ РУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ  
СО СПЕЦИАЛЬНОЙ ЧАСТЬЮ «ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ  
ЭКСПЛУАТАЦИИ РУДНИЧНОГО ТРАНСПОРТА».**

Пояснительная записка  
СФУ ИГДГиГ ДП– 21.05.04.09 – 121517741

Руководитель \_\_\_\_\_ к.т.н.,  
Студент ЗГГ15-06ГМ \_\_\_\_\_

Плютов Ю.А.  
Плотников В.В.

Красноярск 2022

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						1
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Продолжение титульного листа

Консультанты по разделам:

Технология горных работ  
наименование раздела

\_\_\_\_\_  
подпись, дата

Ю.А. Требушев  
инициалы, фамилия

Горные машины и оборудование  
Подземных горных работ  
наименование раздела

\_\_\_\_\_  
подпись, дата

В.Т.Чесноков  
инициалы, фамилия

Специальная часть  
наименование раздела

\_\_\_\_\_  
подпись, дата

Ю.А. Плютов  
инициалы, фамилия

Транспорт  
наименование раздела

\_\_\_\_\_  
подпись, дата

Ю.А.Плютов  
инициалы, фамилия

Технология ремонта  
наименование раздела

\_\_\_\_\_  
подпись, дата

Т.А. Герасимова  
инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности  
наименование раздела

\_\_\_\_\_  
подпись, дата

А.В. Галайко  
инициалы, фамилия

Стационарные машины  
наименование раздела

\_\_\_\_\_  
подпись, дата

А.С. Морин  
инициалы, фамилия

Экономическая часть  
наименование раздела

\_\_\_\_\_  
подпись, дата

Р.Р. Бурменко  
инициалы, фамилия

Нормоконтролер

\_\_\_\_\_  
подпись, дата

Ю.А. Плютов  
инициалы, фамилия

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		2

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1. ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНЫХ РАБОТ.....	6
1.1 Краткие сведения о районе месторождения.....	6
1.1.1 Горно-геологическая характеристика.....	6
1.2 Вскрытие и подготовка месторождения.....	7
1.2.1 Вскрытие вертикальными стволами.....	7
1.2.2 Система разработки.....	10
1.2.3 Расчет баланса блока.....	15
1.2.4 Расчет горно-капитальных затрат.....	17
1.2.5 Организация работ на руднике.....	20
2. МЕХАНИЗАЦИЯ БУРОВЫХ И ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНЫХ РАБОТ.....	21
2.1. Обоснование выбора способа отделения горной массы от массива.....	21
2.1.1. Обоснование выбора способа бурения и его механизация.....	21
2.2. Буровое оборудование.....	22
2.2.1 Выбор инструмента для бурения.....	24
2.2.2 Расчет параметров бурения.....	25
2.2.3 Правила технической эксплуатации бурильных машин.....	32
2.3 Механизация погрузочно-доставочных работ.....	33
2.3.1 Расчет режимных параметров погрузочно-доставочных машин.....	35
2.4 Самоходные оборудование для вспомогательных работ.....	46
2.5. Правила технической эксплуатации самоходного дизельного оборудования.....	47
3. МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКАТКИ РУДЫ И ПОРОДЫ.....	49
3.1 Обоснование выбора вида и параметров средств рудничного транспорта.....	49
3.1.1 Обоснование выбора вида транспорта.....	49
3.1.2 Приближенный расчет откатки самоходным транспортом.....	50
3.1.3 Приближенный расчет конвейерной откатки.....	55
3.1.4 Приближенный расчет локомотивной откатки.....	59
3.1.5 Окончательный выбор вида транспорта.....	62
3.2 Расчет локомотивной откатки.....	62
3.2.1 Выбор локомотива.....	62
3.2.2 Выбор вагонеток.....	63
3.3 Расчет параметров локомотивной откатки.....	65
3.3.1 Расчет количества тяговых батарей.....	72
3.3.2 Расчет расхода электроэнергии.....	73
3.4 Обоснование выбора средств загрузки и разгрузки вагонеток.....	75
3.4.1 Вспомогательное оборудование.....	77

4 СТАЦИОНАРНЫЕ УСТАНОВКИ	78
4.1. Выбор и расчет системы водоотлива рудника.....	78
4.1.1 Расчет водоотливной установки гор.-1180.....	79
4.1.2 Расчёт водоотливной установки го.-900 м.....	91
4.1.2.1 Проверка выбранного насоса на обеспечение экономичности, устойчивости и отсутствие кавитации.....	96
4.2 Выбор и расчет систем вентиляции рудника.....	98
4.2.1 Расчет расхода воздуха для обеспечения вентиляции рудника.....	98
4.2.2 Проверка сечения стволов по допустимым скоростям движения воздуха.....	101
4.2.3 Расчет депрессии рудника.....	103
4.2.4 Выбор вентилятора главного проветривания.....	104
5 ТЕХНОЛОГИЯ РЕМОНТА В УСЛОВИЯХ РУДНИКА «ОКТЯБРЬСКИЙ».....	107
5.1. Определение количества и видов ремонтов.....	108
5.1.1. Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов в году для буровой машины Atlas Copco Boomer 282///.....	108
5.1.2. Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов в году для погрузочно-доставочной машинс Cfterpillar R1700G.	111
5.1.3 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов в году для аккумуляторного локомотива АРП-20.....	114
5.1.4 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов в году насоса ЦНС 22-157.....	116
5.1.5 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонта в году насоса ЦНС 38-176.....	119
5.1.6 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов в году насоса ЦНС 180-1024.....	121
5.1.7 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов в году для вентелятора ВЦД-47А.....	123
5.2 Расчет численности ремонтного персонала.....	126
5.2.1 Годовые суммарные трудозатраты.....	126
5.2.2. Плановая численность производственных рабочих.....	127
5.2.3 Ориентировочный штат ремонтных рабочих.....	127
5.2.4 Расчет станочного оборудования.....	129
5.3 Проектирование ремонтной базы.....	130
5.3.1 Расчет производительных площадей.....	130
5.4 Выбор схемы ремонтной базы.....	132
5.5 Определение параметнов пролета здания ремонтной базы.....	133
5.6 Управление электромеханической службой рудника.....	137
5.7 Виды износа.....	138
5.8 Выбор детали.....	139
6 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ: «Повышение эффективности эксплуатации рудничного транспорта»	144

6.1 Технологические характеристики САТ R1700G.....	145
6.1.1 Двигатель.....	149
6.1.2 Тормозная система.....	151
6.1.3 Гидрооборудование.....	151
6.1.4 Силовые элементы конструкции.....	152
6.1.5 Ковш.....	153
6.2 Устройства ПДМ САТ R1700G.....	154
6.3 Техническое предложение по Модернизацию конструкции ковша ПДМ САТ R1700G в процессе ремонта.....	156
6.3.1. Анализ существующих конструкций.....	156
6.3.2 Технологии наварки.....	158
6.3.3 Вывод о применении технического предложения.....	160
<b>7 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....</b>	<b>161</b>
7.1 Организация и управление производством рудника.....	161
7.1.1 Организация управления производством и производственная структура.....	161
7.1.2 Режим и организация работ.....	162
7.2 Расчет основных технико-экономических показателей процесса добычи полезного ископаемого.....	162
7.2.1 Расчёт суммы капитальных вложений и амортизационных отчислений.....	162
7.2.2 Организация труда и заработной платы работников рудника.....	164
7.2.2.1 Расчет численности работников рудника.....	164
7.2.2.2 Расчет фонда заработной платы работников рудника.....	165
7.3 Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого.....	165
7.3.1 Вспомогательные материалы.....	166
7.3.2 Электроэнергия.....	167
7.3.3 Основная заработная плата производственных рабочих.....	167
7.3.4 Отчисления в фонды социального страхования.....	167
7.3.5 Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования.....	167
7.3.6 Цеховые расход.....	171
7.3.7 Калькуляция себестоимости.....	172
7.4 Расчет экономической эффективности проекта.....	173
<b>8 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ.....</b>	<b>176</b>
8.1 Общая характеристика предприятия.....	176
8.2 Безопасность жизнедеятельности в производственной среде.....	176
8.2.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов.....	176
8.2.2 Организационные и технические мероприятия.....	178
8.2.3 Охрана труда, техника безопасности и промсанитария.....	180
8.2.4 Техника безопасности при работе подъемных сосудов.....	183
8.2.5 Противопожарная защита.....	184

8.2.6 Локализация и тушение пожара в начальной стадии возникновения.	185
8.2.7 Мероприятия по профилактике подземных пожаров.....	185
8.2.8 Соблюдение установленных противопожарных правил при ведении буровзрывных работ.....	185
8.2.9 Противопожарная защита подземных горных выработок и камер, в которых производится эксплуатация и обслуживание дизельного оборудования.....	186
8.2.10 Контроль за состоянием вентиляции на шахте.....	187
8.2.11 Обучение людей, работающих на руднике, умению пользоваться средствами пожаротушения.....	189
8.2.12 Защита электрических сетей от перегрузок и коротких замыканий.	190
8.2.13 Связь пожарной сигнализация и автоматизированная система контроля и управления.....	190
8.3 Охрана окружающей среды.....	192
ВЫВОД	194
Список использованных источников	195

## ВВЕДЕНИЕ

Значительное место в нашей стране занимает развитие горнорудной промышленности и, в частности, добыча полезных ископаемых. Рост добычи полезных ископаемых осуществляется не только в связи с вводом в эксплуатацию новых горных предприятий, но и в результате научно-технического прогресса на рудниках и карьерах.

В настоящее время растут темпы развития разных производств, и для поддержки возрастающих показателей необходимо увеличивать поставки сырья. Следует отметить, что первой ступенью производства является добыча сырья.

В данном проекте поставлена задача для подземного месторождения, которое имеет неповторимые горно-геологические и климатические условия. Необходимо найти более рациональный вариант вскрытия и разработки, подобрать оптимальный комплекс машин и оборудования, выполнить экономические расчеты, при этом сохраняя высокие показатели безопасности и охраны труда при ведении горных работ в условиях рудника.

Целью данного проекта является повышение технического использования горных машин и оборудования, увеличение срока эксплуатации, и модернизация конструкции ковша ПДМ САТ R1700G в условиях рудника «Октябрьский».

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						5
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

# 1 ТЕХНОЛОГИЯ ГОНЫХ РАБОТ

## 1.1 Краткие сведения о районе месторождения

Талнахский рудный узел, объединяющий в себе пять рудников это Октябрьский, Таймырский, Комсомольский, Скалистый и Маяк сульфидные медно-никелевые месторождения, является в настоящее время основной сырьевой базой АО «Норильский горно- металлургический комбинат».

Талнахский рудный узел расположен в Норильском горно-промышленном районе на правом берегу реки Норильской. В пределах рудного узла выделяются два месторождения сульфидных медно- никелевых руд: Талнахское и Октябрьское.

Климат района суровый Полярный. Снежный покров держится с середины сентября до середины июня. Среднегодовая температура воздуха равна 8, 6 градуса.

Особенностью климата являются сильные ветра, наиболее частые в зимний период.

Мерзлота распространена повсеместно. Мощность многолетнемерзлых пород в горной части достигает 300- 400 метров, в долинной, под руслами рек и озер, развиты талики.

Источниками промышленного и бытового водоснабжения являются артезианские скважины и р. Норильская. Электроэнергия поступает от Хантайской ГЭС.

Промышленное значение имеют Норильск-1, Талнахское и Октябрьское месторождения.

Все месторождения локализируются в сложной по строению зоне Норильско- Хараелахского разлома. Рудник «Октябрьский», входящий в состав горно- рудных предприятий «АО НГМК», строится на базе запасов богатых и медистых руд западного фланга Октябрьского месторождения и в настоящее время разрабатывает богатые медно- никелевые руды.

### 1.1.1 Горно-геологическая характеристика.

Рудник «Октябрьский» разрабатывает Октябрьское месторождение сульфидных медно-никелевых руд. Поле рудника пространственно приурочено к западной части Хараелахской ветви Талнахской дифференцированной интрузии.

Хараелахская интрузивная ветвь представляет собой линзовидное тело сложной формы, вытянутое в северо-западном направлении, мощностью до 200 м.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		6



Интрузив согласно ложится на метаморфизованные породы нижнего девона и полого погружается в северо-восточном направлении. В пределах поля рудника наблюдается многоярусное развитие оруденения. Выделяются три промышленных типа медно-никелевых руд на глубинах от 450 до 1050 м: богатые (сплошные), вкрапленные в интрузии и "медистые" (прожилково-вкрапленные во вмещающих интрузив породах). Наибольшую ценность представляют богатые руды, первоочередная выемка которых ведется в настоящее время. В 2009 году и далее будут продолжены работы по подготовительной проходке и обработке "медистых" руд.

Основная залежь богатых руд приурочена к приподошвенной части интрузии габбро-долеритов и представляет собой пластообразное тело, падающее в восток-северо-восточном направлении под углом 13:15°. На локальных участках и флангах залежи отмечается более крутое падение контактов (до 45°). Мощность богатых руд меняется в широких пределах: от первых метров (в местах пережимов и на выклинивании) до 40:45 м - в раздувах. В северной части поля шахты №1 выше основной залежи располагаются локальные тела богатых руд X-1В и X-Л сложной морфологии. Мощность их не выдержана и меняется от долей метра до 6:10 метров. Незначительная часть запасов этих руд отработывалась в процессе строительства защитного перекрытия для основного рудного тела.

## 1.2 Вскрытие и подготовка месторождения

Данное месторождение представляет собой условно прямоугольное тело выдержанное по мощности  $m=24,5$  м. Нижняя граница оруденения  $H_n=1050$  м; длина месторождения по простиранию и падению соответственно  $L=1100$  м,  $B=400$  м; угол падения выдержан по всей длине в пределах  $a=10^\circ$ ; объемный вес руды  $\gamma=4,4$  т/м<sup>3</sup>.

Месторождение располагается в равнинной местности; налегающий массив представлен крепкими скальными породами с углом сдвижения  $\delta=75^\circ$ . Для разработки месторождения проектируется рудник с годовой производительностью  $A=2,5$  млн.т.;

Учитывая, что проектируется рудник с годовой производительностью  $A=2,5$  млн.т., принял требуемые балансовые запасы месторождения  $B=50$  млн.т.

### 1.2.1 Вскрытие вертикальными стволами

Вскрытие залежи, обрабатываемых богатых руд, осуществляется пятью вертикальными стволами и главными квершлагами откаточных и вентиляционнозакладочных горизонтов -900м, и -1050м.

На основной площадке рудника находится два ствола: клетевой ствол КС-1, предназначенный для подачи свежего воздуха в горные выработки,

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

спуска- подъема людей, материалов, оборудования, взрывчатых материалов; скиповый ствол СС-1, предназначенный для подъема руды и породы.

На вспомогательной площадке рудника находится два ствола: вспомогательнозакладочный ствол (ВЗС), предназначен для подачи свежего воздуха в горные выработки, спуска-подъема людей, материалов, оборудования; грузовой ствол (ГС) предназначен для спуска самоходных машин, длинномерных материалов, крупногабаритного оборудования.

На промплощадке вентиляционных стволов находится один вентиляционный ствол: ВС-1, который служит для выдачи исходящей струи воздуха из шахты. Стволы оборудованы подъемными установками для аварийного выхода людей из шахты.

Характеристика вскрывающих стволов представлена в таблице 1.1.

### 1.2.2 Вскрытие вертикальными стволами

Вскрытие залежи, обрабатываемых богатых руд, осуществляется пятью вертикальными стволами и главными квершлагами откаточных и вентиляционнозакладочных горизонтов -900м, и -1050м.

На основной площадке рудника находится два ствола: клетевой ствол КС-1, предназначенный для подачи свежего воздуха в горные выработки, спуска- подъема людей, материалов, оборудования, взрывчатых материалов; скиповый ствол СС-1, предназначенный для подъема руды и породы.

На вспомогательной площадке рудника находится два ствола: вспомогательнозакладочный ствол (ВЗС), предназначен для подачи свежего воздуха в горные выработки, спуска-подъема людей, материалов, оборудования; грузовой ствол (ГС) предназначен для спуска самоходных машин, длинномерных материалов, крупногабаритного оборудования.

На промплощадке вентиляционных стволов находится один вентиляционный ствол: ВС-1, который служит для выдачи исходящей струи воздуха из шахты. Стволы оборудованы подъемными установками для аварийного выхода людей из шахты.

Таблица 1.1 - Характеристика стволов

Наименование	Глубина	Сечение в свету, м <sup>2</sup>	Сечение в проходке, м <sup>2</sup>	Назначение
Клетевой Ствол	1180	8	58,1	Предназначен для спуска подъема людей, материалов, оборудования, ВВ, подачи свежего воздуха и вскрывает горизонты:-900 м -1050м

Скиповой Ствол	1155	6,5	44,2	Предназначен для выдачи руды с откаточных горизонтов и вскрывает горизонты: -900 м и -1050м
Грузовой Ствол	918	6,5	44,2	По стволу ГС опускаются на горизонт - 900 м длинномерные грузы, крупногабаритные механизмы, оборудование, ПДМ, буровые установки.

Наименование	Глубина	Сечение в свету, м <sup>2</sup>	Сечение в проходке, м <sup>2</sup>	Назначение
Вспомогательный Закладочный ствол	937	6,5	44,2	Служит для подачи свежей струи, подачи закладочной смеси, спуска-подъема людей, материалов и оборудования
Вентиляционный ствол	1030	6,5	44,2	Служит для выдачи исходящей струи воздуха и является запасным выходом

Схема вскрытия месторождения представлена на рисунке 1.1

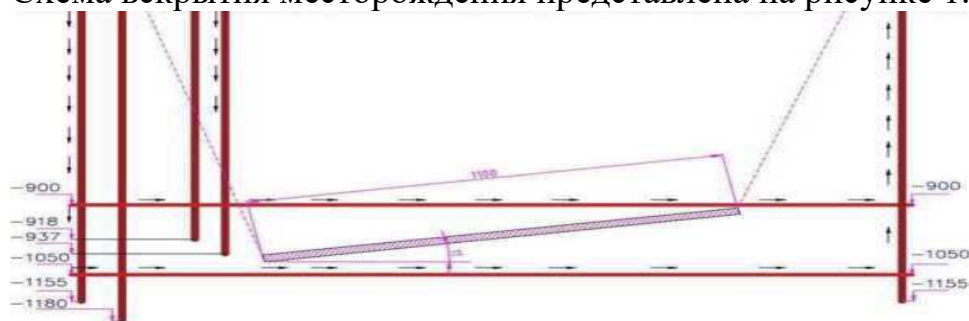


Рисунок 1.1- Схема вскрытия месторождения

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

### 1.2.3 Система разработки

Для отработки полезного ископаемого на руднике применяю слоевую систему разработки.

Основным способом управления горным давлением при сплошных слоевых системах разработки является полная закладка выработанного пространства твердеющими смесями.

К сплошной слоевой системе разработки в условиях рудника «Октябрьский» отношу следующие варианты:

- слоевая система с восходящим порядком выемки слоев;
- слоевая система с комбинированным порядком выемки слоев;
  
- слоевая система с нисходящим порядком выемки слоев.

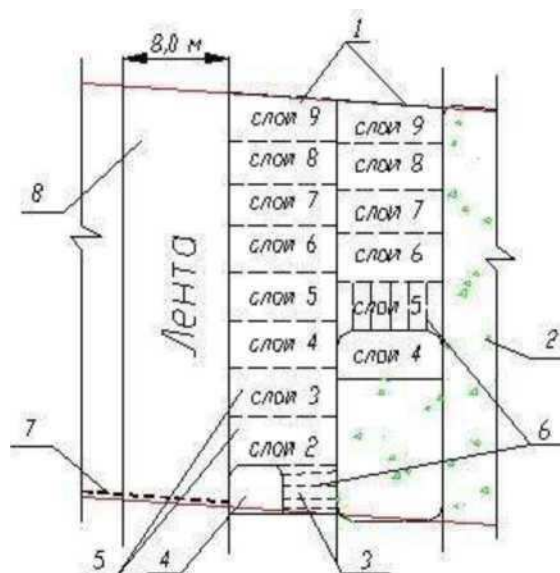
Основным принципом слоевых систем разработки является выемка рудной залежи или ее части сплошным фронтом без оставления в выработанном пространстве каких-либо неразгруженных опорных целиков. Общая линия

фронта очистных работ может быть ориентирована как по простиранию, так и по падению рудного тела. По условиям устойчивости рудных элементов очистных выработок рекомендуется ориентировать фронт работ (очистных выработок) под углом не менее  $60^\circ$  к простиранию преобладающей системы трещин (тектонических нарушений).

Рудную залежь обычно обрабатывают одним фронтом в направлении от одного фланга к другому (односторонний фронт очистных работ) или двумя расходящимися фронтами в направлении от середины рудной залежи к флангам (двухсторонний фронт очистных работ).

При сплошных слоевых системах разработки рудное тело (или его часть) в плане разделяют на панели (секции), а панели - на вертикальные (крутонаклонные) полосы (ленты). Каждую полосу (ленту) делят по вертикали на горизонтальные слои, что представлено на рисунке 1.2.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						10
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



Восходящий порядок отбойки слоев.

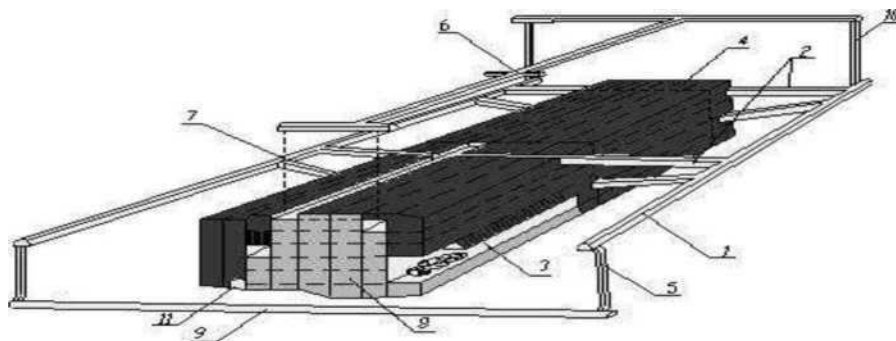
1-подкровельный слой; 2- закладочный массив; 3- расширение разрезного штрека (нижний слой); 4- разрезной штрек; 5-основные слои; 6-шпуров для отбойки руды; 7-разгрузочные скважины; 8-рудное тело; 9-выработки защитного слоя.

Рисунок 1.2 - Разбивка рудного тела на ленты и слои.

Отработка встречными и догоняющими фронтами допускается по согласованию с головной научно-исследовательской организацией, ведущей исследования на месторождении по горному давлению и горным ударам, на основании решения Комиссии по горным ударам.

Восходящий порядок выемки слоев на участках опасных по горным ударам (глубина более 700 м) допускается применять в защищенной зоне, образованной бурением разгрузочных скважин (шпуров), при разработке руд слабой и средней нарушенности на глубинах до 1500 м. Обязательным является систематический контроль напряженно-деформированного состояния руды и пород в при забойной зоне.

Сущность восходящего порядка выемки слоев состоит в разделении рудной залежи на вертикальные ленты, которые отрабатывают слоями снизу вверх с оставлением между кровлей слоя и закладкой свободного технологического пространства.



1-фланговый уклон; 2- слоевые заезды; 3-очистной слой; 4-панельныйцелик; 5-рудоспуск; 6-вентиляционно-закладочныйгоризонт; 7-закладочнаяскважина; 8-заложённый массив; 9-откаточный орт; 10-вент. восстающий; 11-разрезной штрек.

Рисунок 1.3 - Сплошная слоевая система разработки с восходящим порядком выемки слоев.

Выемка слоев снизу вверх предусматривает три стадии: отработка нижнего (подсечного), основных и слоя под искусственной кровлей.

Технологические схемы отработки первого (нижнего) и последующих (основных) слоев представлены на Рисунке 1.4.

Выемку нижнего слоя выполняют проходкой вприсечку к закладке или через временный целик разрезного штрека с последующим его расширением до ширины ленты.

Отбойку руды в основных слоях производят взрыванием зарядов ВВ, размещаемых в круто наклонных восстающих шпурах или скважинах, продольными или поперечными рядами, что представлено на рисунке 1.4.

Можно применять отбойку со встречным взрыванием поперечных рядов шпуров на предварительно образованную врубовую полость, что представлено на рисунке 1.5.

Для бурения шпуров и скважин применяются самоходные буровые установки типа: «Бумер-353Н», «Бумер-282», «Бумер L2D», «Бумер L2D», «SOLO 1020», «Minimatic-205 40», «Simba - H254» и др.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		12

а- проходкой разрезного штрека с последующим расширением; б- проходкой разрезного штрека с расширением и одновременной обработкой второго слоя

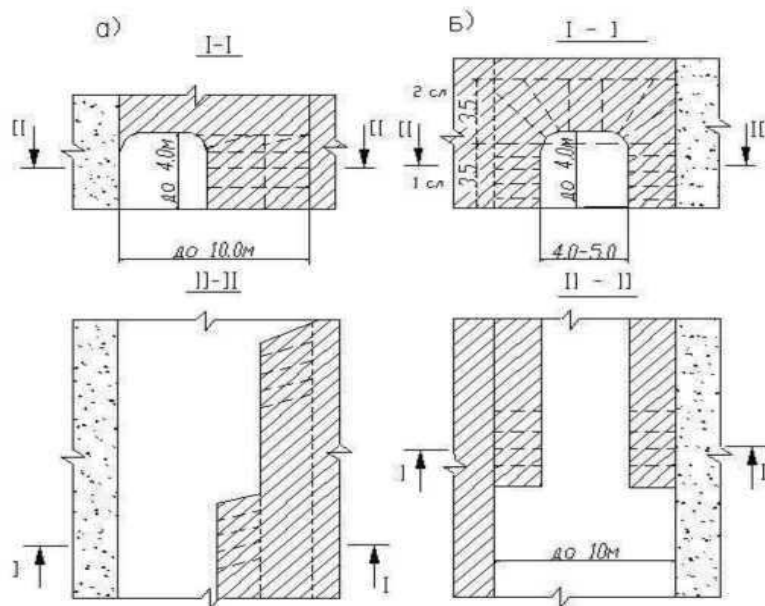


Рисунок 1.4 - Технологические схемы обработки нижнего слоя.

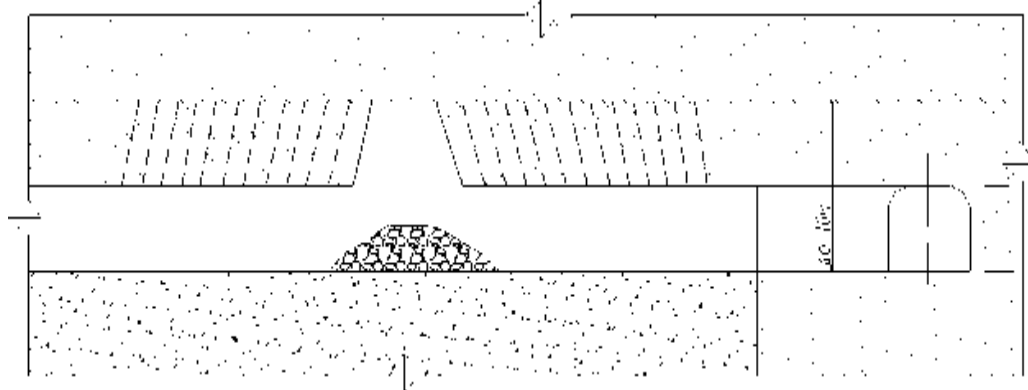


Рисунок 1.5- Секционная отбойка встречным взрыванием поперечных рядов шпуров на предварительно образованную полость.

Механизация вспомогательных технологических операций (осмотр, оборка, крепление кровли, зарядание шпуров, доставка оборудования и материалов, перевозка людей, и др.) обеспечивается применением самоходных машин с дизельным приводом типа UTILIFT-607, Utimec 1500 Transvixer, Charmec1907/9805, UTITRUCK-800CR, UTITRUCK-818, UTILUBE-842, и другого аналогичного оборудования.

									Лист
									13
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ				

Отгрузка горной массы, представлена на рисунке 1.6 и осуществляется ПДМ TORO-151D, TORO - 301DL, TORO-400D и др.

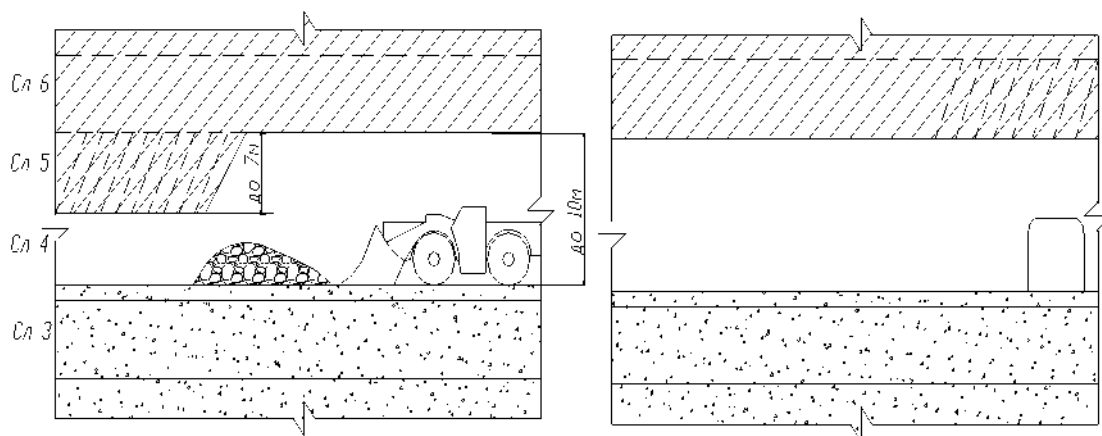


Рисунок 1.6- Схема выемки основных слоев с применением самоходных буровых установок.

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

При сплошном порядке выемки рудной залежи две соседние ленты отрабатывают одновременно при соблюдении следующих условий:

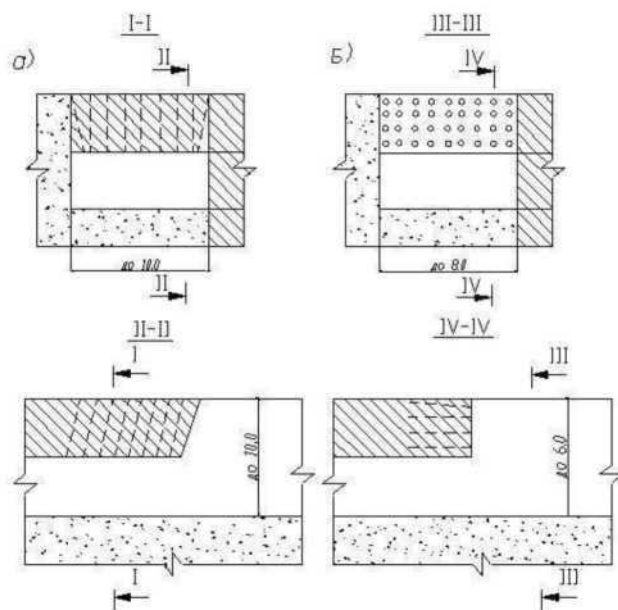
-превышение почвы одной выработки над кровлей другой очистной выработки смежной ленты не менее 3,5 м;

-превышение почвы слоя (закладочного массива) отрабатываемой ленты над кровлей проводимого вприсечку с закладочным массивом разрезного штрека в смежной ленте не менее 3 м; кровля разрезного штрека, который проходят в смежной ленте с оставлением целика у закладочного массива не менее 3 м, не должна быть выше почвы слоя в отрабатываемой ленте.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14



Выше сказанное представлено на рисунке 1.7.



а- при слабой нарушенное™ пород кровли; б- при средней нарушенное™ пород кровли

Рисунок 1.7 - Схемы отбойки подкровельного слоя при слабой и средней нарушенное™ пород кровли.

### 1.2.3 Расчет баланса блока

Расчет баланса блока сведен в таблицу 1.2.

Таблица 1.2- Расчет баланса блока

Наименование выработок	Количество	Сечение, м <sup>2</sup>	Длина, м		Объем, м <sup>3</sup>		Погашено запасов, т	Потери, доли ед.	Извлечено запасов, т	Разубоживание, доли ед.	Добыто рудной массы, т	Доля погашенный запасов, %
			По руде	По породе	По руде	По породе						
<b>ГПР</b>												
Фланговый уклон	1	14	1	120	1	1680	1	1	1	1	1	1
Рудоспуск	1	0'	1	24,5	1	К. О' С1 С1	1	1	1	1	1	1

Откаточный орт	1	1	Итого по ГПР	384	24,5	215
	Вент. восстановленный	1				
	1	9				
	-	-				
	384	24,5	4701	220,5	2580	
<b>Нарезные работы</b>						
Слоевые орты	7	14				
Итого по Нарезным	25	28				
Орты	3000	1400				
Итого по Нарезным	105	0	103600	84000	19600	
	735	0	735	0	735	
	455840	36960 0	86240			
	0,02	0				
	448448	36220 8	86240			
	0,1	0				
	488693,3	40245 3,3	86240			
	17,87	14,72	3,15			

Продолжение Таблицы 1.2

Итого по блоку	Итого по очистным	Очистка Слоев	Наименование выработок	Количество	Длина, м	Объем, м <sup>3</sup>
				Сечение, м <sup>2</sup>		
		150				
		-				
		-	По руде			
		-	По породе			
588000	484400	484400	По руде			
		-	По породе			
2587200	2131360	2131360	Погашено запасов, т			
0,011		0,01	Потери, доли, ед.			
2558494,4	2110046,4	2110046,4	Извлечено запасов, т			
0,063		0,06	Разубоживание, доли ед.			
2733423,5	488693,3	2244730,2	Добыто рудной массы, т			
100		82,22	Доля погашенный запасов, %			

По данным Таблицы 1.2 по системе разработки рассчитываю следующие показатели:

1) Удельный объем горно-подготовительных работ, учитывающий объем подготовительных выработок, приходящийся на 1000т добытой рудной массы:

$$V_{j-д} = \xi V_{гпр} \cdot K_k \cdot 1000 / (B_{Бл} \cdot K_n), \text{ м}^3/1000\text{т} \quad (1.1)$$

где  $U_{уд}$  - удельный объем подготовительных выработок в блоке,  $\text{м}^3$ ;

$\sum V_{гпр}$  - суммарный объем подготовительных выработок в блоке,  $\text{м}^3$ ;

$B_{Бл}$  - балансовые запасы блока, т.

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

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

$$B_{уд} = \xi L_{гпр} \cdot K_k \cdot 1000 / (B_{Бл} \cdot K_n), \text{ м}/1000\text{т} (1.2)$$

где  $L^{\wedge}$  - удельная длина подготовительных выработок в блоке, м;

$\sum L_{гпр}$  - суммарная длина подготовительных выработок в блоке, м;

$B_{Бл}$  - балансовые запасы блока, т.

Таблица 1.3- Расчет горно-капитальных затрат по варианту вскрытия

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

### 1.2.4 Расчет горно-капитальных затрат

Расчет горно-капитальных затрат по варианту вскрытия, сведен в таблицу 3.

Наименование	Параметры Выработок			Стоимость единицы 1 м, руб.	Капитальные затраты, руб.
	Длина, м	Сечение в проходке, м	Объем, м		
<b>Стволы</b>					
Скиповой	1180	58,1	68558	4500	30851100
Клетевой	1155	44,2	51051	4600	23483460

Грузовой	918	44,2	40575,6	4600	186647760
Вспомогательный Закладочный	937	44,2	41415,4	4600	190510840
Вентиляционный	1155	44,2	51051	4600	234834600
<b>Итого</b>	5345	44,2	252651		1155338800

**Горизонт -900 м**

Откаточный квершлаг	510	8	4080	2100	8568000
Вспомогательный квершлаг	505	8	4040	2100	8484000
Откаточный Орт	800	8	6400	2100	13440000
Откаточный штрек	2200	8	17600	2100	36960000
О.Д	-	-	8000	5000	40000000
<b>Итого</b>	4015		40120		107452000

**Горизонт -1050м**

Откаточный квершлаг	510	12	6120	2200	13464000
Откаточный штрек	3330	12	39960	2200	87912000
Откаточный орт	3200	12	38400	2200	84480000

**Продолжение таблицы 1.3**

Вспомогательный квершлаг	505	12	6060	2200	13332000
О.Д основной	-	-	28000	5000	140000000
О.Д. вспомог.	-	-	6000	5000	30000000
<b>Итого</b>	7545		124540		369188000
<b>Всего по варианту</b>	16775		417311		1631978800

Удельные капитальные затраты определяю по формуле:

$$K_{уд} = \frac{\text{£}K}{A_r} \text{ руб/т} \cdot \text{год} \quad (1.3)$$

где £ K - капитальные затраты по варианту вскрытия, руб.;

$A_r$  - годовая производительность рудника, т.

$$K_{уд} = \frac{1631978800}{25 \cdot 10^6} = 652,79 \text{ руб/т} \cdot \text{год}$$

Удельный объем горно-капитальных работ определяю по формуле:

$$V_{y/i} = \frac{\text{£}V^{1000}}{B}, \text{ м}^3/1000 \text{ т} \quad (1.4)$$

где £ V - объем выработок по варианту вскрытия, м<sup>3</sup>; B- балансовые запасы, т.

$$B = m \cdot L \cdot y, \text{ м}^3 \quad (1.5)$$

где m - мощность рудного тела, м;

L - длина месторождения по простиранию, м;

B - длина месторождения по падению, м;

y - объемный вес руды, т/м<sup>3</sup>.

$$B = 24,5 \cdot 1100 \cdot 400 \cdot 4,4 = 47432000 \text{ т}$$

$$V_{y/i} = \frac{417311 \cdot 1000}{47432000} = 8,79 \text{ м}^3/1000 \text{ т}$$

Потонную ставку амортизации горно-капитальных работ определяю по формуле:

$$a = \frac{\text{£}K}{B} \text{ руб/т}$$

где £ K - капитальные затраты по варианту вскрытия, руб.; B- балансовые запасы, т.

$$a = \frac{1631978800}{47432000} = 34,41 \text{ руб/т}$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		19

## 1.2.5 Организация работ на руднике

Номинальный фонд времени работы на руднике представлен в таблице 1.4

Таблица 1.4- Номинальный фонд времени рудника.

Характеристика производства	Н <sub>р</sub> , дней	П <sub>с</sub> м	Номинальный фонд времени работы, час.			
			Т <sub>см</sub>	Т <sub>сут</sub>	Т <sub>мес</sub>	Т
С прерывным технологическим процессом	305	3	7	21	520	6240

## 2 МЕХАНИЗАЦИЯ БУРОВЫХ И ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНЫХ РАБОТ

### 2.1 Обоснование выбора способа отделения горной массы от массива

На сегодняшний день есть 3 наиболее распространенных способа отделения горной массы от массива :

- Механический
- Буровзрывной
- Гидравлический

Механическим способом использование режущего инструмента который разрушает весь или часть забоя. Энергоёмкость этого способа, т.е. расход энергии на единицу объема разрушаемой породы составляет 0,2 - 1,7 кВтч/м<sup>3</sup>.

При гидравлическом способе порода отделяется от массива напорной струёй воды, подаваемой из монитора или когда порода со дна водоёма вместе с водой всасывается специальным оборудованием. Энергоёмкость в первом случае равна 0,4 - 4 кВтч/м<sup>3</sup>, во втором случае в два раза меньше.

Эффективность буровзрывного способа подготовки объясняется специфическим характером выделения тепловой энергии при взрыве взрывчатого вещества и преобразованием ее в кинетическую энергию продуктов взрыва и энергию взрывной волны, которая распространяется со скоростью, превышающей или равной скорости звука, благодаря чему в движение за короткое время вовлекаются большие объёмы среды. Поэтому взрывные работы остаются практически единственным средством разрушения больших объёмов горных пород, отличаются быстротой исполнения и относительно небольшими затратами, занимая в себестоимости добычи полезных ископаемых всего 12-20 %. При выборе способа отделения горной массы от массива, следует учитывать, что общая оценка буровзрывного способа базируется на трёх основных критериях: безопасности, экономичности и экологичности.

При выборе наиболее приемлемого для заданных горно-геологических условий способа отделения горной массы от массива решающую роль играет, прежде всего, коэффициент крепости т.к. он равен f-10 по шкале профессора Протодяконова то наиболее пригодным будет буровзрывной способ отделения горной массы от массива.

#### 2.1.1 Обоснование выбора способа бурения и его механизация

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

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

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

- высокая крепость и абразивность руд;
- разнообразие площадей поперечных сечении 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;
- Вращательный;
- Ударно-вращательный;
- Вращательно-ударный.

Область применения и тип используемого оборудования при различных способах бурения, сведены в таблицу 2.

Таблица 2.1 Область применения и тип используемого оборудования при различных способах бурения

Способ бурения	Коэффициент крепости пород	Тип оборудования
Вращательный	до 2	Ручные сверла, пневматические сверла; колонковые сверла
	2-6	
Ударный	2-20	Переносные телескопные перфораторы, буровые каретки с бурильными машинами ударно-поворотного действия
		Погружные пневмоударники
Ударновращательный	2-20	
Вращательноударный	2-16	Буровые головки



Анализируя вышесказанное и учитывая крепость горных пород  $f=10$ , принимаю ударно-вращательный способ бурения.

## 2.2 Буровое оборудование

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 основным требованиям:

- Обеспечивать заданную производительность;
- Обеспечивать высокую надёжность;
- Обеспечивать минимальную трудоёмкость и стоимость;
- Обеспечивать экологичность окружающей среды.

Критерии выбора бурового оборудования:

- Соответствие горно-геологическими 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);
- Надёжность (безотказность, долговечность, ремонтпригодность);
- Обеспечение необходимой технической производительности.

В соответствие с этими критериями предварительно приняты буровые установки типа УБШ-312А и Atlas Copco Boomer 282. Рисунок 2.1  
Технические характеристики этих установок сведены в таблицу 2.2.



					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23



б)

Рисунок 2.1 -Установки :а) Atlas Copco Boomer 282. и б) УБШ-312А

### 2.2.1 Выбор инструмента для бурения

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

Типы выпускаемых промышленность коронок приведены в ГОСТ 17196-71.

Учитывая, что породы вязкие монолитные и в соответствии с ГОСТ 17196-71 принимаю коронку долотчатую пластинчатую (КДП) - Рисунок 2.2. 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 горно-техническими условиями принимаю буровые коронки диаметром  $d_k=46$  мм марки КДП46-32.

ГОСТом 17196-71 предусматривается коническое и резьбовое соединение коронок со штангами. Для данных горно-технических условий принимаю буровую штангу изготовленную из круглой стали диаметром  $s_{1ш}$  38 мм



Рисунок 2.2 Коронка долотчатая пластинчатая

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

## 2.2.2 Расчет параметров бурения

Расчет режимных параметров бурения установкой УБШ-312А:

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

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

где  $A_y$  - энергия удара поршня ударника, Дж;  
 $f$  - коэффициент крепости горных пород.

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

Число ударов за один оборот бура:

$$m = \frac{360}{\omega} = \frac{360}{47} = 7,7 \quad (2.2)$$

Рациональная частота ударов бурильной машины:

$$n_y = 33,3 + \frac{5000 * f}{A_y^2}, \text{ Гц} \quad (2.3)$$

где  $A_y$  - энергия удара поршня ударника, Дж.

$$n_y = 33,3 + \frac{5000 * 10}{98^2} = 38,5 \approx 38 \text{ Гц}$$

Частота вращения бура:

$$n = \frac{60 * n_y}{m} = \frac{60 * 38}{7,7} = 296 \text{ мин}^{-1} \quad (2.4)$$

Крутящий момент на буре:

$$M = 500 - 25 * f \quad (2.5)$$

где  $f$  - коэффициент крепости горных пород.

$$M = 500 - 25 * 10 = 250 \text{ Н}$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						25
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Механическая скорость бурения:

$$V_M = 100 * (20 - f) \quad (2.6)$$

где  $f$  - коэффициент крепости горных пород.

$$V_M = 100 * (20 - 10) = 1000 \text{ мм/мин}$$

Техническая производительность УБШ-312А:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}}, \text{ шпм/ч} \quad (2.7)$$

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

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{V_M * n * k_0}, \text{ мин} \quad (2.8)$$

где  $n$  – количество бурильных машин на установке;

$k_0 = 0,8$  - коэффициент одновременности;

$V_M$  - механическая скорость бурения, м/мин.

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{1 * 2 * 0,8} = 0,6 \text{ мин}$$

$$t_{\text{вспом}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}+t_{\text{к},\text{мин}}} \quad (2.9)$$

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.

$$t_{\text{вспом}} = 0,4 + 0,4 + 0,1 = 0,9 \text{ мин}$$

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{0,6 + 0,9} = 40 \text{ шпм/ч}$$

Эксплуатационная сменная производительность УБШ-312А:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$Q_{\text{смэ}} = \frac{T - (t_{\text{пз}} + t'_{\text{пз}} + t_o + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}}, \text{ Т/см} \quad (2.10)$$

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

$t_{\text{пз}} = 10$  мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 480 мин);

$t'_{\text{пз}} = 45$  мин (9,5 % от 480 мин);  $t_o = 48$  мин – время отдыха бурильщика (10 % от 480 мин);

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

$$Q_{\text{смэ}} = \frac{420 - (10,5 + 45 + 48 + 57)}{0,6 + 0,9} = 173 \text{ м/см}$$

Годовая эксплуатационная производительность установки УБШ-312А:

$$Q_{\text{экс}}^{\text{Г}} = Q_{\text{экс}} \cdot (H - n_p) \cdot S \text{ шпм/год} \quad (2.11)$$

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.

$$Q_{\text{экс}}^{\text{Г}} = 173 \cdot (305 - 35) \cdot 3 = 140130 \text{ шпм/год}$$

Расчет количества буровых установок УБШ-312А:

Рабочий парк установок УБШ-312А:

$$N_{\text{раб}} = \frac{V_{\text{смб}}}{Q_{\text{смэ}}} \quad (2.12)$$

где  $Q_{\text{смб}}$  - план по бурению в смену, шпм/см.

План по бурению в смену определяю по формуле:

$$Q_{\text{смен}} = \frac{Q_{\text{доб}}^{\text{смен}}}{\lambda \cdot \gamma} \text{ шпм/год} \quad (2.13)$$

где  $\lambda$  - выход руды с 1 п.м. шпура, м<sup>3</sup>м;

$\gamma$  - плотность породы, м<sup>3</sup>/т.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

Рациональная частота ударов бурильной машины:

$$n_y = 33,3 + \frac{5000 * f}{A_y^2}, \text{Гц} \quad (2.17)$$

где  $A_y$  - энергия удара поршня ударника, Дж.

$$n_y = 33,3 + \frac{5000 * 10}{56,6^2} = 48,91 \approx 49 \text{Гц}$$

Частота вращения бура:

$$n = \frac{60 * n_y}{m} = \frac{60 * 49}{14} = 210 \text{ мин}^{-1} \quad (2.18)$$

Крутящий момент на буре:

$$M = 500 - 25 * f \quad (2.19)$$

где  $f$  - коэффициент крепости горных пород.

$$M = 500 - 25 * 10 = 250 \text{ Н}$$

Механическая скорость бурения:

$$V_m = 100 * (20 - f) \quad (2.20)$$

где  $f$  - коэффициент крепости горных пород.

$$V_m = 100 * (20 - 10) = 1000 \text{ мм/мин}$$

Техническая производительность УБШ-312А:

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}}, \text{шпм/ч} \quad (2.21)$$

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.

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{v_m * n * k_0}, \text{мин}$$

(2.22)

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						28
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где  $n$  – количество бурильных машин на установке;

$k_0 = 0,8$  - коэффициент одновременности;

$V_M$  - механическая скорость бурения, м/мин.

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{1 * 2 * 0,8} = 0,6 \text{ мин}$$

$$t_{\text{вспом}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}} + t_{\text{к}}, \text{ мин} \quad (2.23)$$

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.

$$t_{\text{вспом}} = 0,4 + 0,4 + 0,1 = 0,9 \text{ мин}$$

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{0,6 + 0,9} = 40 \text{ шпм/ч}$$

Эксплуатационная сменная производительность УБШ-312А:

$$Q_{\text{смэ}} = \frac{T - (t_{\text{пз}} + t'_{\text{пз}} + t_o + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}}, \text{ Г/см} \quad (2.24)$$

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

$t_{\text{пз}} = 10$  мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 480 мин);

$t'_{\text{пз}} = 45$  мин (9,5 % от 480 мин);  $t_o = 48$  мин – время отдыха бурильщика (10 % от 480 мин);

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

$$Q_{\text{смэ}} = \frac{420 - (10,5 + 45 + 48 + 57)}{0,6 + 0,9} = 173 \text{ м/см}$$

Годовая эксплуатационная производительность установки УБШ-312А:

$$Q_{\text{экс}}^{\text{Г}} = Q_{\text{экс}} \cdot (H - n_p) \cdot S \text{ шпм/год} \quad (2.25)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

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.

$$Q_{\text{экс}}^r = 173 \cdot (305 - 35) \cdot 3 = 140130 \text{ шпм/год}$$

Расчет количества буровых установок Boomer 282:

Рабочий парк установок УБШ-312А:

$$N_{\text{раб}} = \frac{V_{\text{см.б}}}{Q_{\text{см.э}}} \quad (2.26)$$

где  $Q_{\text{см.б}}$  - план по бурению в смену, шпм/см.

План по бурению в смену определяю по формуле:

$$V_{\text{см.б}} = \frac{Q_{\text{доб}}^{\text{смен}}}{\lambda \cdot \gamma} \text{ шпм/год} \quad (2.27)$$

где  $\lambda$  - выход руды с 1 п.м. шпура, м<sup>3</sup>м;  
 $\gamma$  - плотность породы, м<sup>3</sup>/т.

$$V_{\text{см.б}} = \frac{2777,8}{0,96 \cdot 4,4} = 657 \text{ шпм/см}$$

$$N_{\text{раб}} = \frac{657}{173} = 3,8$$

Принимаю  $N_{\text{раб}} = 4$

Инвентарный парк установок УБШ-312А:

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{раб}}}{K_r} \quad (2.28)$$

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

$$N_{\text{инв}} = \frac{4}{0,85} = 4,7$$

Принимаю  $N_{\text{инв}} = 5$

Окончательно принимаю 5 буровых установок Boomer 282

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30



Сравнивая значение годовой производительности рудника по бурению ( $V_r \sim 591856$  шпм/год) с годовой эксплуатационной производительностью 6 буровых установок Boomer 282 ( $p_{экс}^r = 140130 \cdot 5 = 700650$  шпм/год), имеем  $p_{экс}^r > V_r$ .

Следовательно, принятые установки Boomer 282 удовлетворяют заданной производительности рудника.

Так как оба типа буровых установок удовлетворяют годовой производительности рудника по бурению, то окончательный выбор произвожу по таблице 2.4

Таблица 2.4-Сравнительная характеристика УБШ-312А и

Показатель	Тип установки	
	УБШ-312А	Boomer 282
Количество установок	5	5
Механическая скорость бурения, мм/с	16,6	16,6
Эксплуатационная сменная производительность шпм/смену	173	173
Тип бурильной головки	ГП-1	СОР 1838

Исходя из сравнения наиболее оптимальным вариантом для разработки данной системы является буровая каретка Atlas Copco Boomer 282 т.к. она в той же самой ценовой стоимости что УБШ-312А, но она меньше по габаритам, быстрее перемещается по выработкам и имеет большую площадь обуривания забоя.

Схема расположения буровой каретки Atlas Copco Boomer 282, представлена на рисунке 2.3

Самоходная дробящая каретка Atlas Copco Boomer 282

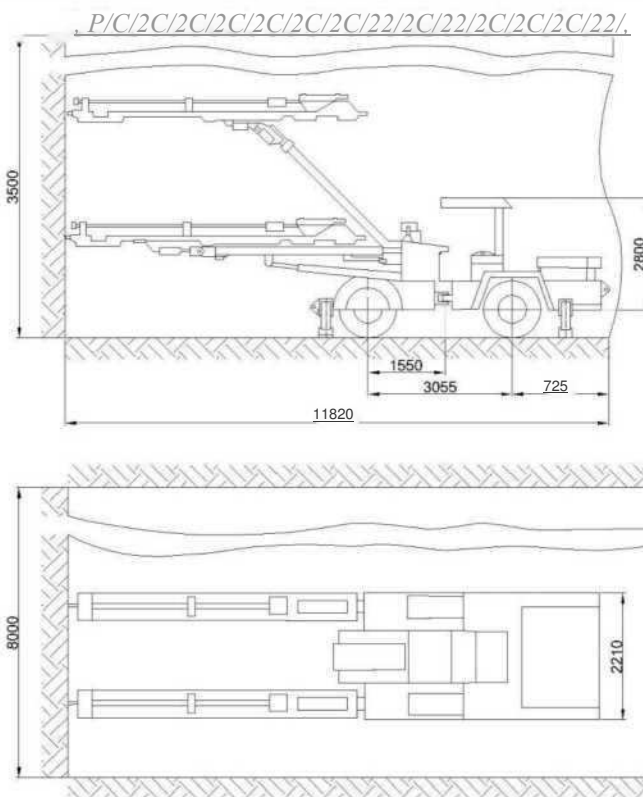


Рисунок 2.3- Расположение буровой каретки Atlas Copco Boomer 282 в забое

### 2.2.3 Правила технической эксплуатации бурильных машин

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 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 травмирование обслуживающего персонала. Работать на перфораторе разрешается при использовании средств защиты от шума, вибрации и пыли.

### 2.3 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-геологическими и горно-техническим 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);

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

- 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 м<sup>2</sup> 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 500м), предварительно принимаются машины типа ПД-8 и Caterpillar R1700G, технические характеристики которых машин сведены в таблицу 2.5

Таблица 2.5- техническая характеристика машин ПД-8В и Caterpillar R1700G

Параметры	ПД-8В	Caterpillar R1700G
Грузоподъемность, т	8	12,5
Грузоподъемность, т	8	12,5
Объем ковша, м3: Основного	4	5,7
Сменного	2, 3, 4,5	3,4,6; 5,0; 6,6; 7,3; 8,8
Сечение выработок в свету, м2	12-14	12-14
Рекомендуемые расстояния откатки, м	200	450
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	2200	2443
Радиус поворота по наружному колесу, мм	7500	6878
Минимальный дорожный просвет, мм	350	429
Привод	Дизельный	Дизельный
Мощность дизельного привода, кВт	210	263
Основные размера, мм:		
Длина	9000	10589
Ширина	2500	2894
Высота (по кабине)	2500	2557
Масса, т	22	38,5



Рисунок 2.4 ПД-8В и ПДМ САТ R1700G

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

### 2.3.1 Расчет режимных параметров погрузочно-доставочных машин

Расчет режимных параметров погрузочно-доставочных машин ПД8В:

Определяю вместимость грузонесущего ковша с учётом плотности породы:

$$V_k = \frac{Q}{\gamma}, \text{ м}^3 \quad (2.29)$$

где Q-грузоподъёмность машины, т;  
 $\gamma_{\text{пор}} = 4,4 \text{ т/м}^3$  - 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:

$$M_m = 4 \cdot Q^{0,77}, \text{ т} \quad (2.30)$$

где Q- грузоподъёмность машины, т.

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

Определяю удельную энерговооружённость:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

$$Q_N = \frac{22,7}{Q^{0,18}}, \text{кВт/ч} \quad (2.31)$$

где Q- грузоподъемность машины, т.

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

Определяю усилие внедрения:

$$P_{\text{вн}} = K_{\Gamma} \cdot K_{\text{в}} \cdot L_{\text{вн}}^{1,25} \cdot V_{\text{к}} \cdot K_{\text{ш}} \cdot K_{\text{ф}}, \text{кгс} \quad (2.32)$$

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.

$$L_{\text{вн}} = (0,7 - 0,8) \cdot L_{\text{к}}, \text{см} \quad (2.33)$$

где  $L_{\text{к}}$ - длина днища ковша, см.

$$L_{\text{к}} = 11,4 \cdot \sqrt[3]{V_{\text{к}}}, \text{см} \quad (2.34)$$

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

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

$V_{\text{к}}$ - ширина ковша принимаемая равной ширине машины.

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

Определяю сцепной вес, приходящийся на приводные колёса

$$G_{\text{с}} = \frac{n \cdot P_{\text{вн}}}{\psi}, \text{кН} \quad (2.35)$$

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

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

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

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

Определяю усилие, которое может реализовать ходовая часть:

$$F_c = G_c \cdot \psi, \text{ кН} \quad (2.36)$$

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

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):

$$F_c > P_{\text{вн}}$$

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

Условие выполняется.

Определяю мощность двигателя для погрузочных и транспортных режимов:

$$N_{\text{п}} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [(\psi - f) \cos a + f \cos a \pm] \left[ \pm \sin a \pm (1 + K_u) \cdot \frac{d_v}{d_t} \right], \text{ кВт} \quad (2.37)$$

$$N_{\text{т}} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot \left[ f \cdot \cos a \pm \sin a \pm (1 + K_u) \cdot \frac{d_v}{d_t} \right], \text{ кВт} \quad (2.38)$$

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

$$G = G_0 + Q \text{ Н} \quad (2.39)$$

где  $G_0$ -вес погрузочно- доставочной машины, т;

$Q$ - грузоподъемность погрузочно- доставочной машины, т.

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

$V$  - скорость движения машины, км/ч;

$\eta$  - КПД передачи от двигателя к колесам;

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

$a = 5^\circ$  - угол уклона трассы, град;

$K_u = 0,1-0,25$  - коэффициент, учитывающий инерцию всех вращающихся частей привода;

$d_v/d_t$  - линейное ускорение машины,  $\text{м/с}^2$ .

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

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

$$N_{\text{п}}^{\text{спуск}} = \frac{30400 \cdot 3}{1000 \cdot 0,75} \cdot ((0,7 - 0,15) \cdot \cos 5 + 0,15 \cdot \cos 5 - \\ - \sin 5 - (1 + 0,2) \cdot 0,4) = 189,1 \text{ кВт}$$

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

$$N_{\text{т}}^{\text{спуск}} = \frac{30400 \cdot 6}{1000 \cdot 0,75} \cdot (0,15 \cdot \cos 5 - \sin 5 - (1 + 0,2) \cdot 0,4) = 200,3 \text{ кВт}$$

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

Определяю сменную эксплуатационную производительность:

$$Q_{\text{см}} = \frac{V_{\text{к}} \cdot \gamma \cdot K_{\text{н}} \cdot 3600 \cdot T}{t_{\text{погр}} + t_{\text{дв}} + t_{\text{разг}}}, \text{ т/см} \quad (2.40)$$

где  $V_{\text{к}}$ - вместимость ковша, м<sup>3</sup>;  
 $\gamma = 4,4 \text{ т/м}^3$ - плотность породы;  
 $K_{\text{н}} = 0,9-0,98$ - коэффициент наполнения ковша;  
 $T = 7 \text{ ч}$ - продолжительность смены;  
 $t_{\text{погр}}$ - время погрузки, с;  
 $t_{\text{дв}}$ - время движения, с;  
 $t_{\text{разг}} = 30 \text{ с}$  – время разгрузки.

Определяю время погрузки:

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot \varepsilon \cdot K_{\text{рем}} \cdot t_{\text{ман}}, \text{ с} \quad (2.41)$$

где  $\xi = 1,15-2$  коэффициент, учитывающий время на разборку негабаритов в забое  
 $K_{\text{рем}} = 1,1$  коэффициент, учитывающий время на обслуживание машины;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38



$K_{ман}=1,3$  коэффициент, учитывающий время на манёвры машины в забое;  
 $t_{ц} = 10-12$ с – время черпания машины ковшем породы из штабеля горной массы, с.

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

Определяю время движения:

$$t_{дв} = 3600 \cdot L \cdot \left( \frac{1}{V_{гр}} + \frac{1}{V_{погр}} \right) K_{д}, \text{ с} \quad (2.42)$$

где  $L=0,3$ км рациональное расстояние откатки по технической характеристики;  
 $V_{гр}$ - скорость движения машины с гружённым ковшем;  
 $V_{погр}$ - скорость движения машины с порожним ковшем для;  
 $K_{д}=1,25-1,3$  коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины связанной с ускорением и замедлением.

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

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

Определяю годовую эксплуатационную производительность:

$$Q_{эксп}^г = Q_{см} \cdot (N_{раб} - 35) \cdot n_{см}, \text{ т/ГОД} \quad (2.43)$$

где  $N_{раб}$ - число рабочих дней в году;  
 $n_{см}$ - число смен.

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

Расчет количества погрузочно-доставочных машин ПД-8В:

Определяю рабочий парк машин:

$$N_{раб} = \frac{A_{г}}{Q_{эксп}^г} \quad (2.44)$$

где  $A_{г}$ - годовая производительность рудника, т.

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

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

Принимаю  $N_{\text{раб}} = 11$

Определяю инвентарный парк машин:

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{раб}}}{K_{\Gamma}} \quad (2.45)$$

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

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

Принимаю  $N_{\text{инв}} = 13$

Расчет режимных параметров погрузочно-доставочных машин CAT R1700G

Определяю вместимость грузонесущего ковша с учётом плотности породы:

$$V_k = \frac{Q}{\gamma}, \text{ м}^3$$

где  $Q$ -грузоподъёмность машины, т;  
 $\gamma_{\text{пор}} = 4 \text{ т/м}^3$ - плотность породы.

$$V_k = \frac{12,5}{4,4} = 2,84 \text{ м}^3 \quad (2,46)$$

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

Определяю конструктивную, ориентировочную массу машины:

$$M_m = 4 \cdot Q^{0,77}, \text{ т} \quad (2,47)$$

где  $Q$ -грузоподъёмность машины, т

$$M_m = 4 \cdot 12,5^{0,77} = 27,9 \text{ т}$$

Определяем удельную энерговооружённость:

$$Q_N = \frac{22,7}{Q^{0,18}}, \frac{\text{кВт}}{\text{т}} \quad (2.48)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где Q-грузоподъёмность машины, т;

$$Q_N = \frac{22,7}{12,5^{0,18}} = 14,4 \text{ кВт}$$

Определяю усилие внедрения:

$$P_{\text{вн}} = K_{\text{Г}} \cdot K_{\text{В}} \cdot L_{\text{вн}}^{1,25} \cdot V_{\text{к}} \cdot K_{\text{ш}} \cdot K_{\text{ф}}, \text{ кгс} \quad (2.49)$$

где  $K_{\text{Г}}=1,5$  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;

$$L_{\text{вн}} = (0,7 - 0,8) \cdot L_{\text{к}}, \text{ см} \quad (2.50)$$

где  $L_{\text{к}}$  - длина днища ковша, см.

$$L_{\text{к}} = 11,4 \cdot \sqrt[3]{V_{\text{к}}}, \text{ см} \quad (2.51)$$

$$L_{\text{к}} = 11,4 \cdot \sqrt[3]{284} = 74,93 \text{ см}$$

$$L_{\text{вн}} = 0,7 \cdot 74,93 = 52,45 \text{ см}$$

$V_{\text{к}}$  - ширина ковша, принимается равной ширине машины.

$$P_{\text{вн}} = 1,5 \cdot 0,2 \cdot 54,2^{1,25} \cdot 255,7 \cdot 1,2 \cdot 1,5 = 19489,75 \text{ кгс} = 191129 \text{ Н}$$

Определяю сцепной вес, приходящийся на приводные колёса:

$$G_{\text{с}} = \frac{n \cdot P_{\text{вн}}}{\psi}, \text{ кН} \quad (2.52)$$

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

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

$$G_{\text{с}} = \frac{1,1 \cdot 191129}{0,7 \cdot 10^3} = 300,3 \text{ кН}$$

Определяю усилие которое может реализовать ходовая часть:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

$$F_c = G_c \cdot \psi, \text{кН} \quad (2.53)$$

$$F_c = 300,3 \cdot 0,7 = 210,2 \text{ кН}$$

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):

$$F_c > P_{вн}$$

$$210200 \text{ Н} > 191129 \text{ Н}$$

Условие выполняется.

Определяю мощность двигателя для погрузочных режимов:

$$N_n = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} [(\psi - f) \cos a + f \cos a \pm \sin a] \pm \left[ (1 + K_u) \cdot \frac{d_v}{d_t} \right], \text{кВт} \quad (2.54)$$

$$N_T = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \left[ f \cdot \cos a \pm \sin a \pm (1 + K_u) \cdot \frac{d_v}{d_t} \right], \text{кВт} \quad (2.55)$$

где  $G$  - сила тяжести машины и наибольшего количества груза в ней, Н.

$$G = G_0 + Q, \text{Н} \quad (2.56)$$

где  $G_0$ -вес погрузочно-доставочной машины, т;

$Q$ - грузоподъемность погрузочно-доставочной машины, т.

$$G = 52,5 + 10 = 62,5 \text{ т} = 62500 \text{ Н}$$

$V$  - скорость движения машины, км/ч;

$\eta$  - КПД передачи от двигателя к колесам;

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

$a = 5^\circ$  - угол уклона трассы, град;

$K_u = 0,1-0,25$  - коэффициент, учитывающий инерцию всех вращающихся частей привода;

$d_v/d_t$  - линейное ускорение машины, м/с<sup>2</sup>.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

$$N_{\text{п}}^{\text{под}} = \frac{62500 \cdot 2}{1000 \cdot 0,75} \cdot ((0,7 - 0,15) \cdot \cos 5 + 0,15 \cdot \cos 5 +$$

$$+ \sin 5 + (1 + 0,2) \cdot 0,4) = 206,5 \text{ кВт}$$

$$N_{\text{п}}^{\text{спуск}} = \frac{62500 \cdot 4}{1000 \cdot 0,75} \cdot ((0,7 - 0,15) \cdot \cos 5 + 0,15 \cdot \cos 5 -$$

$$- \sin 5 - (1 + 0,2) \cdot 0,4) = 228,1 \text{ кВт}$$

$$N_{\text{т}}^{\text{под}} = \frac{62500 \cdot 4}{1000 \cdot 0,75} \cdot (0,15 \cdot \cos 5 + \sin 5 + (1 + 0,2) \cdot 0,4) = 223,3 \text{ кВт}$$

$$N_{\text{т}}^{\text{спуск}} = \frac{62500 \cdot 7}{1000 \cdot 0,75} \cdot (0,15 \cdot \cos 5 - \sin 5 - (1 + 0,2) \cdot 0,4) = 244,9 \text{ кВт}$$

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

Определяю сменную эксплуатационную производительность:

$$Q_{\text{см}} = \frac{V_{\text{к}} \cdot \gamma \cdot K_{\text{н}} \cdot 3600 \cdot T}{t_{\text{погр}} + t_{\text{дв}} + t_{\text{разг}}}, \frac{\text{т}}{\text{см}} \quad (2.57)$$

где  $V_{\text{к}}$  - вместимость ковша,  $\text{м}^3$ ;

$\gamma = 4 \text{ т/м}^3$  - плотность породы;

$K_{\text{н}} = 0,9-0,98$  - коэффициент наполнения ковша;

$T = 7 \text{ ч}$  - продолжительность смены;

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

$t_{\text{дв}}$  - время движения, с;

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

Определяю время погрузки:

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot \xi \cdot K_{\text{рем}} \cdot t_{\text{ман}}, \text{ с} \quad (2.58)$$

где  $\xi = 1,15-2$  коэффициент, учитывающий время на разборку негабаритов в забое

$K_{\text{рем}} = 1,1$  коэффициент, учитывающий время на обслуживание машины;

$K_{\text{ман}} = 1,3$  коэффициент, учитывающий время на манёвры машины в забое;

$t_{\text{ц}} = 10-12 \text{ с}$  - время черпания машины ковшем породы из штабеля горной массы, с.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

$$t_{\text{погр}} = 10 \cdot 1,15 \cdot 1,1 \cdot 1,3 = 20 \text{ с}$$

Определяю время движения:

$$t_{\text{дв}} = 3600 \cdot L \cdot \left( \frac{1}{V_{\text{гр}}} + \frac{1}{V_{\text{погр}}} \right) K_{\text{д}}, \text{ с} \quad (2.59)$$

где  $L=0,3\text{км}$  рациональное расстояние откатки по технической характеристики;  
 $V_{\text{гр}}$ - скорость движения машины с гружённым ковшем;  
 $V_{\text{погр}}$ - скорость движения машины с порожним ковшем для;  
 $K_{\text{д}}=1,25-1,3$  коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины связанной с ускорением и замедлением.

$$t_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,35 \cdot \left( \frac{1}{4} + \frac{1}{7} \right) \cdot 1,25 = 618 \text{ с}$$

$$Q_{\text{см}} = \frac{3 \cdot 4,4 \cdot 0,9 \cdot 3600 \cdot 7}{20 + 618 + 12} = 460,6 \text{ т/см}$$

Определяю годовую эксплуатационную производительность:

$$Q_{\text{эксп}}^{\text{г}} = Q_{\text{см}} \cdot (N_{\text{раб}} - 35) \cdot n_{\text{см}}, \text{ т/год} \quad (2.60)$$

где  $N_{\text{раб}}$ - число рабочих дней в году;  
 $n_{\text{см}}$ - число смен.

$$Q_{\text{эксп}}^{\text{г}} = 460,6 \cdot (305 - 35) \cdot 3 = 373086 \text{ т/год}$$

Расчет количества погрузочно-доставочных машин Caterpillar R1700G:  
 Определяю рабочий парк машин:

$$N_{\text{раб}} = \frac{A_{\text{г}}}{Q_{\text{эксп}}^{\text{г}}} \quad (2.61)$$

где  $A_{\text{г}}$ - годовая производительность рудника.

$$N_{\text{раб}} = \frac{2,5 \cdot 10^6}{373086} = 6,6$$

Принимаю  $N_{\text{раб}} = 7$

Определяю инвентарный парк машин:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{раб}}}{K_r} \quad (2.62)$$

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

$$N_{\text{инв}} = \frac{7}{0,85} = 8,23$$

Принимаю  $N_{\text{инв}} = 9$

Для определения оптимального варианта доставки руды выше приведенными погрузочно-доставочными машинами составляется таблица 2.6.

Таблица 2.6 Сравнение рабочих параметром ПДМ

Основные параметры	Единица измерения	Машины	
		ПД-8В	Caterpillar R1700G
Количество машин	шт.	13	9
Эксплуатационная сменная производительность	т/смену	299,1	484,5
Грузоподъёмность	т	8	12,5
Вместимость кузова	м <sup>3</sup>	-	-
Вместимость ковша	м <sup>3</sup>	4,1	5,7
Двигатель		Дизельный	Дизельный
Мощность	кВт	220	263
Масса	т	22	38,5

Из таблицы 2.6 видно, что у машины зарубежного производства Caterpillar R1700G рабочие параметры заметно лучше чем у отечественного ПД-8В, для данных горно- технических условий требуется меньше машин Caterpillar R1700G на 3 единицы, а так же производительность у Caterpillar R1700G больше чем у ПД-8В, то принимаю машины Caterpillar R1700G.

Схема расположения погрузочно-доставочной машины Caterpillar R1700G в забое, приведена на рисунке 2.5

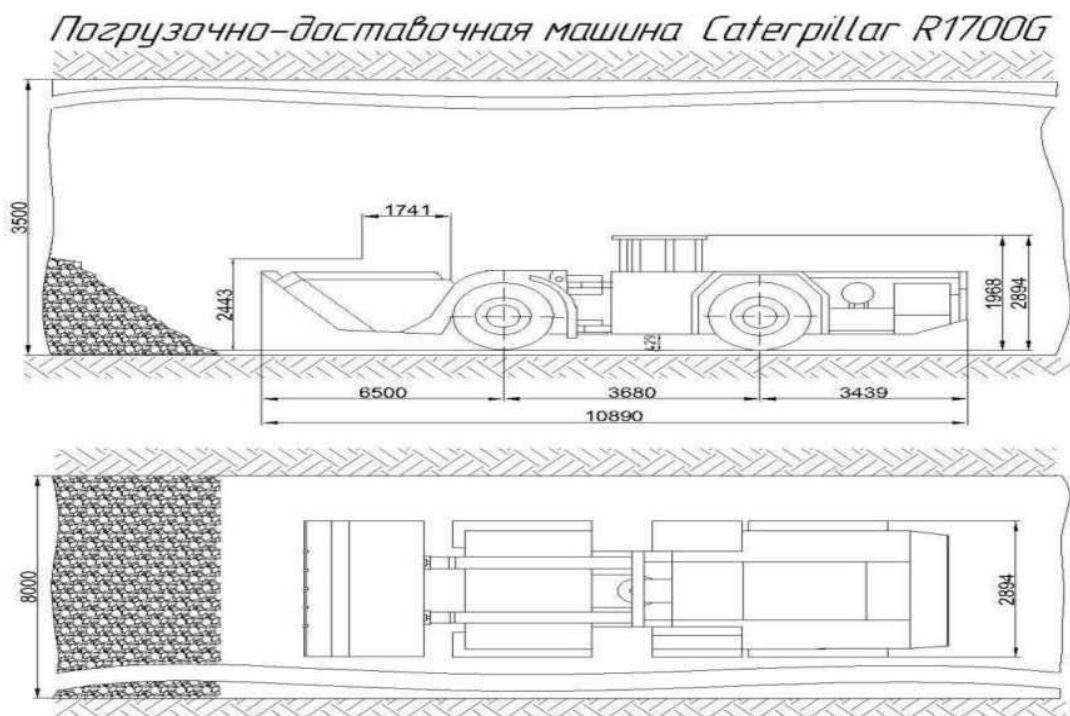


Рисунок 2.5 - Расположение погрузочно-доставочной машины Caterpillar R1700G в забое

## 2.4 Самоходное оборудование для вспомогательных работ

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

Принимаю:

- для доставки гранулированных ВВ и зарядания шпуров предназначена дизельная машина Charmec 6605 В. Принимаем 3 ед.
- машина Charmek-2К применяется в качестве кровлеоборочной, при установке штанговой крепи, а так же используются при выполнении различных подъёмных и монтажных операций. Принимаем 4 ед.
- машина Utimes для перевозки людей Rider. Принимаем 3 ед.
- грузовая автотележка с краном Crane для выполнения подъёмно-транспортных операций. Принимаем 3 ед.
- топливо маслозаправщик Lube. Принимаем 3 ед.
- машины для штангового крепления Robolt G 395. Принимаем 2 ед.
- машины для дробления негабаритов (типа Скаймек 800 Брейкер фирмы Тамрок). Принимаем Скаймек 800 - 1 ед. Брейкер - 1 ед.

Общее количество и Таблица 2.7- Количество используемого оборудования спользуемого оборудования приведено в таблице 2.7

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46



Наименование	Количество
Буровые установки:	6
Погрузочно-доставочные машины:	9
Машины для перевозки людей	3
Машины для доставки ВВ	3
Машины для доставки ГСМ	3
Машины для оборки кровли	4
Машины для дробления негабаритов	2
Машины для крепления выработок	2
Машины для доставки грузов и материалов	3
<b>Итого:</b>	<b>35</b>

**Р  
а  
в**

**ила технической эксплуатации самоходного дизельного оборудования**

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

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

Периодический осмотр водитель машины выполняет совместно со слесарем по ремонту. Они проводят ревизию основных узлов, устраняют неисправности, заменяют масло в редукторах, реагенты для очистки выхлопных газов дизельных двигателей и т.д. Длительность периодического осмотра машины около двух часов. Возникающие в процессе работы неисправности машины, их устранение и перечень выполненных работ заносят в специальный журнал, который должен находиться на каждой машине.

## 2.6 Правила технической эксплуатации самоходного дизельного оборудования

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

Комплекс сооружений в сочетании с набором передвижных ремонтных средств обеспечивает выполнения 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.

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

Периодический осмотр водитель машины выполняет совместно со слесарем по ремонту. Они проводят ревизию основных узлов, устраняют неисправности, заменяют масло в редукторах, реагенты для очистки выхлопных газов дизельных двигателей и т.д. Длительность периодического осмотра машины около двух часов. Возникающие в процессе работы неисправности машины, их устранение и перечень выполненных работ заносят в специальный журнал, который должен находиться на каждой машине.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						48
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 3 МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКАТКИ РУДЫ И ПОРОДЫ

### Введение

Целью данного раздела дипломного проекта является технико-экономическое обоснование выбора вида транспорта рудника, которое ориентируемое минимумом себестоимости транспортных работ в данных горно-геологических условиях залегания полезных ископаемых, физико-механических свойств руды и породы и технологий очистных работ.

Транспортирование руды в забоях и по главным откаточным выработкам осуществляется рудничным транспортом, это является одним из основных производственных процессов горнорудного предприятия, который в значительной мере влияет на выбор параметров подземных систем разработки, способов подготовки блоков и технологии их отработки.

Единственным критерием при решении инженерных задач по проектированию транспорта рудника является минимум себестоимости перевозки одной тонны руды.

### 3.1 Обоснование выбора вида и параметров средств рудничного транспорта.

#### 3.1.1 Обоснование выбора вида транспорта

В технологическом процессе добычи полезного ископаемого на горном предприятии рудничный транспорт является одним из важнейших звеньев. К рудничному транспорту относят операции по погрузке и перемещению грузов в пределах рудника, а также по перевозке людей по подземным выработкам.

С помощью транспортных устройств обеспечивается: перемещение добытого в забое полезного ископаемого до бункеров разгрузки; транспортирование к стволу или к местам закладки породы, полученной при ведении горных работ или доставляемой с поверхности; перевозка от ствола к забоям и обратно людей, оборудования, крепежных и других материалов.

Выбор вида транспорта для данных горно-геологических условий залегания месторождения, горно-геологических условий отработки, физико-механических свойств породы и руды, производительности и расстояния транспортирования, производим на основе технико-экономического сравнения вариантов, применение которых может оказаться целесообразным с точки зрения обеспечения минимума себестоимости транспортирования единицы горной массы.

По принципу действия шахтные транспортные средства разделяются на две группы: установки непрерывного действия, перемещающие груз непрерывным потоком, и установки прерывного действия с периодическим перемещением груза.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Сменная производительность рудника:

$$A_{\text{см}} = \frac{A_{\text{г}}}{n_{\text{д}} \cdot n_{\text{см}}}, \frac{\text{т}}{\text{см}} \quad (3.1)$$

где  $A_{\text{г}}$  - годовая производительность рудника, т/год;  $n_{\text{д}}$  - число рабочих дней в году;

$n_{\text{см}}$  - число смен в сутки.

По заданной годовой производительности и принятой режиму работы предприятия рассчитываем планы по транспортированию в год, сутки, смену по горной массе. Полученные расчеты заносим в таблицу 3.1.

Таблица 3.1- План по транспортированию

Сменная производительность, т	Суточная производительность, т	Г одовая производительность, т
2732	8196,7	2500000

Учитывая заданную производительность и длину откатки, из опыта цивилизации, наиболее вероятными могут быть использование видов транспорта обеспечивающих минимум себестоимости транспортных работ. Наиболее вероятными из них являются локомотивный, конвейерный и откатку самоходными транспортными машинами.

### 3.1.2 Приближенный расчет откатки самоходным транспортом

Самоходные транспортные машины, характеризуются высокой производительностью и маневренностью, высокими капитальными затратами и большими эксплуатационными расходами.

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

Из всех марок автомашин, предлагаемых отечественными и зарубежными производителями, для транспортирования полезного ископаемого и пустых пород принимаю шахтные автосамосвалы Sandvik TORO-40D и Atlas Copco Minetruck MT5020, техническая характеристика которых представлена в таблице 3.2.

Таблица 3.2- техническая характеристика Sandvik TORO-40D и Atlas Copco Minetruck MT5020

Показатель	Sandvik TORO-40D	Minetruck MT5020
Эксплуатационная масса, кг	30700	30600
Грузоподъемность, кг	40000	50000
Мощность, кВт	354	485
Длина, мм	10217	11220
Ширина, мм	2990	3325
Высота, мм	2670	2840

В таблице 3.2 наиболее важными параметрами для выбора машины являются её ширина и высота, т.к. они будут определять размеры выработки, которые нужно стремиться уменьшить. Минимальные габариты имеет шахтный автосамосвал Sandvik TORO-40D

Параметры горной выработки:

$$a = 1200 \text{ мм}; b = 500 \text{ мм};$$

$$A_m = 2990 \text{ мм};$$

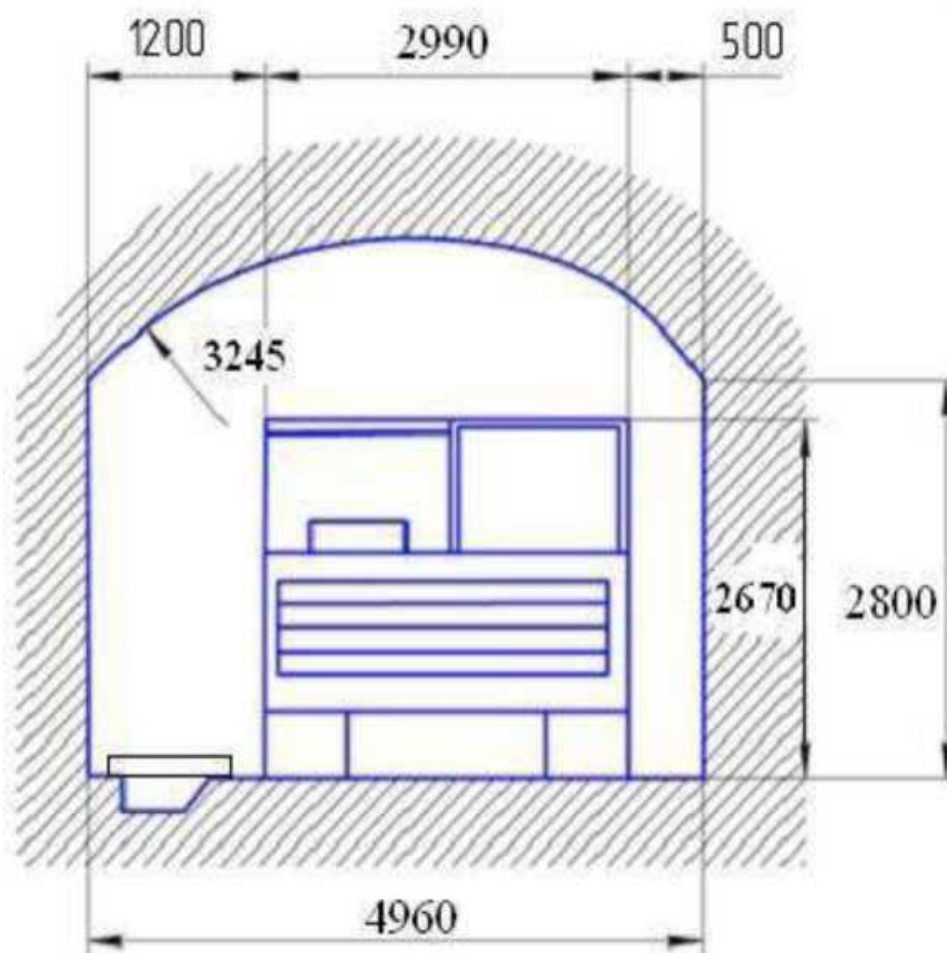
$$H = 2670 \text{ мм};$$

$$B = 1200 + 2990 + 500 = 4960 \text{ мм};$$

$$R = 0,692 \cdot B = 0,692 \cdot 4960 = 3245 \text{ мм};$$

$$S = B \cdot (H + 0,25 \cdot R) = 4960 \cdot (2670 + 0,25 \cdot 3245) = 16,3 \text{ м}^2$$

Рисунок 3.1- Сечение откаточной выработки при самоходном транспорте



$$V = S \cdot 3000 = 16,3 \cdot 3000 = 48900 \text{ м}^3$$

Стоимость проведения горизонтальной горной выработки составляет 2200 руб./м<sup>3</sup>. Тогда затраты на проходку составят:

$$Ц_{\text{ош}} = V \cdot Ц_{\text{м}^3} = 48960 \cdot 2200 = 107712000 \text{ руб} \quad (3.2)$$

Стоимость Sandvik TORO - 40D равна 25059320,29 руб.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

Число возможных рейсов в смену одной машиной:

$$\chi = \frac{60 \cdot T_{см}}{T_p} \quad (3.3)$$

где  $T_{см}$  - продолжительность работы в смену, ч;

$T_p$  - продолжительность одного рейса, мин.

$$\chi = \frac{60 \cdot 7}{51} = 8,23 \approx 8$$

Продолжительность одного рейса:

$$T_p = 3600 \cdot L \cdot \left( \frac{1}{V_{гр}} + \frac{1}{V_{погр}} \right) \cdot K_{дв}, \text{ мин} \quad (3.4)$$

где  $L$  – 3,5 км длина откатки руды;

$V_{гр}$  - 8км/ч-скорость машины в грузовом направлении;

$V_{погр}$  - 14км/ч-скорость машины в порожнем направлении;

$K_{дв}$  - 1,25...1,3-коэффициент, неравномерность движения машины.

$$T_p = 3600 \cdot 3,5 \cdot \left( \frac{1}{8} + \frac{1}{14} \right) \cdot 1,25 = 51 \text{ мин}$$

Потребное число всех рейсов для вывозки грузов по всей шахте:

$$\chi_{пт} = \frac{k \cdot Q_{см}}{G} \quad (3.5)$$

где:  $k = 1,5$  - коэффициент неравномерности;

$Q_{см}$  - сменная производительность шахты, т;

$G$  –грузоподъемность машины, т.

$$\chi_{пт} = \frac{1,5 \cdot 3278,6}{40} = 122,9 \approx 123$$

Потребное число машин для работы:

$$N_{маш} = \frac{\chi_{пт}}{\chi} = \frac{123}{8} = 15,37 \approx 16 \text{ шт} \quad (3.6)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

Вес груза с машиной:

$$G_{M+П} = G_M + G_{П}, \text{ т} \quad (3.7)$$

где  $G_M$  - вес машины, т;

$G_{П}$  - вес груза, т.

$$G_{M+П} = 30,7 + 40 = 70,7$$

Вес машины без груза:

$$G_M = 30,7 \text{ т.}$$

Тяговое усилие рабочего хода:

$$T_{рх} = G_{M+П} \cdot \omega = 70,7 \cdot 0,1 = 7,07 \text{ тс} \quad (3.8)$$

где  $\omega = 0,1$  - коэффициент сопротивления движению.

Тяговое усилие холостого хода:

$$T_{хх} = G_M \cdot \omega = 30,7 \cdot 0,1 = 3,07 \text{ тс} \quad (3.9)$$

Теплотворная способность солярки  $q_c = 10000$ .

Расход топлива при рабочем и холостом ходе с учётом КПД двигателя и трансмиссии  $\eta = 0,27$  составит:

при рабочем ходе

$$A_{рх} = \frac{T_{рх} \cdot L}{427 \cdot 10^4 \cdot 0,27} = \frac{7070 \cdot 1400}{427 \cdot 10^4 \cdot 0,27} = 8,6 \text{ кг} \quad (3.10)$$

при холостом ходе

$$A_{хх} = \frac{T_{хх} \cdot L}{427 \cdot 10^4 \cdot 0,27} = \frac{3070 \cdot 1400}{427 \cdot 10^4 \cdot 0,27} = 3,3 \text{ кг} \quad (3.11)$$

Итого за рейс:

$$A_p = A_{рх} + A_{хх} = 8,6 + 3,3 = 11,9 \text{ кг} \quad (3.12)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54



Количество топлива в одну смену:

$$A_{\text{см}} = A_{\text{р}} * T_{\text{см}} * N_{\text{маш}} = 11,9 * 7 * 6 = 1332,8 \text{ кг} \quad (3.13)$$

где  $T_{\text{см}} = 7$  ч - время смены;  
 $N_{\text{маш}}$  - число машин.

Стоимость 1 кг. топлива 32 руб., значит сменный расход на топливо:

$$\frac{C_{\text{т}}}{\text{см}} = A_{\text{см}} \cdot C_{\text{л.т}} = 1332,8 \cdot 32 = 42649,6 \text{ руб} \quad (3.14)$$

где  $C_{\text{л.т}} = 32$  руб- цена за литр топлива.

В год расход на топливо составит:

$$\frac{C_{\text{т}}}{\text{г}} = \frac{C_{\text{т}}}{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot c = 42649,6 \cdot 3 \cdot 305 = 39024384 \text{ руб} \quad (3.15)$$

где  $n_{\text{см}} = 305$ - число рабочих дней в году;  
 $n_{\text{см}} = 3$ - число смен в сутки.

В итоге имеем по данному варианту транспортировки:

Капитальные затраты:

$$Z_{\text{кап}} = C_{\text{ош}} + C_{\text{м}} \cdot n_{\text{м}} = 107712000 + 25059320,29 \cdot 16 = 508661124 \text{ руб} \quad (3.16)$$

Стоимость транспортирования 1т груза:

$$C = \frac{Z_{\text{кап}}}{A_{\text{г}}} = \frac{508661124}{2500000} = 203,46 \frac{\text{руб}}{\text{тонну}} \quad (3.17)$$

### 3.1.3 Приближённый расчет конвейерной откатки

Конвейерный транспорт. Характеризуется высокой производительностью, высокой надёжностью, низкой трудоёмкостью. Но наряду с этим требует высоких затрат при эксплуатации. Необходимо иметь по руднику вторую транспортную ветвь для доставки материалов людей и оборудования.

Для окончательного выбора того или иного варианта необходимо

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

произвести некоторые технико-экономические расчёты.

Для данных условий принимаем конвейер 2ЛБТ100 т.к. он при длине откатки 1400 м наиболее подходит по производительности, имеет меньшие размеры

Для транспортирования грузов и людей принимаю аккумуляторный локомотив АРП20.

**Конвейер 2ЛБТ100:**

Скорость ленты 2,5 м/с;

Приемная способность 16,5 м<sup>3</sup>/мин;

Максимальная производительность 600 т/ч;

Максимальная возможная конструктивная длина 3500 м;

Мощность привода 250 кВт;

Ширина 1108 мм;

Высота 930 мм.

**Локомотив АРП-20:**

Сцепная масса 20000 кг;

Ширина колеи 900 мм;

Габаритные размеры:

- Длина 10870мм;

- Ширина 1360мм;

- Высота 1550мм.

Жесткая база 1650 мм;

Параметры часового режима:

- Тяговая мощность двигателей 47 кВт;

- Сила тяги 18 кН;

- Скорость 9 км/ч.

Параметры длительного режима:

- Тяговая мощность двигателей 18,8 кВт;

- Сила тяги 4,5 кН;

- Скорость 14,4 км/ч.

Параметры гонной выработки:

$$B = 700 + 1360 + 200 + 1108 + 200 = 3568 \text{ мм}$$

$$R = 0,692 \cdot B = 0,692 \cdot 3568 = 2469 \text{ мм}$$

$$S = B \cdot (H + 0,25 \cdot R) = 3568 \cdot (1800 + 0,25 \cdot 2469) = 8,6 \text{ м}^2$$

Принимаю  $S = 9 \text{ м}^2$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

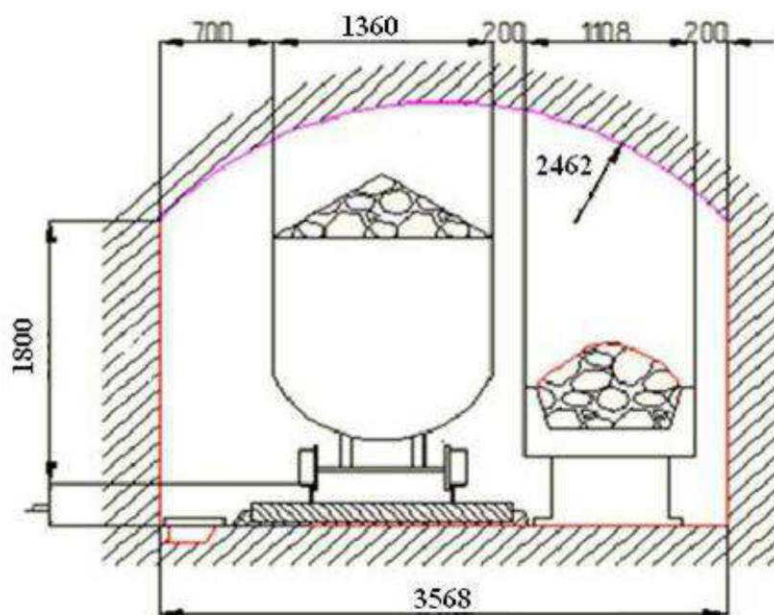


Рисунок 3.2 – Сечение откаточной выработки при конвейерной откатке

Стоимость проходки  $1\text{ м}^3$  горизонтальной горной выработки откаточного штрека составляет 2200 руб. Тогда затраты на проходку составят:

$$C_{\text{ош}} = L \cdot C_{\text{м}^2} \cdot S \cdot 1,5 = 1400 \cdot 2200 \cdot 9 \cdot 1,5 = 41580000 \text{ руб.} \quad (3.17)$$

Затраты на 1 м конвейера с шириной ленты 800 мм 100000 руб.

Затраты на сооружение конвейера:

$$Z_{\text{конв}} = L \cdot C_{\text{м}} = 1400 \cdot 100000 = 140000000 \text{ руб.} \quad (3.18)$$

где  $L$  – длина транспортирования, м;

Стоимость локомотива АРП20- 3000000 руб.( т.к К14-3200000руб)

Затраты на сооружение рельсовых путей:

Затраты на 1 м пути из рельсов типа Р-33- 300руб:

$$Z_{\text{р33}} = L \cdot 2 \cdot C_{\text{р24}} = 1400 \cdot 2 \cdot 300 = 840000 \text{ руб} \quad (3.19)$$

Затраты на вагонетки:

Вес груза в вагонетке ВГ-3,3:

$$G_r = V \cdot \gamma = 3,3 \cdot 4,4 = 14,5 \text{ т} \quad (3.20)$$

где  $V$ - вместимость вагонетки,  $\text{м}^3$ ;

$\gamma = 4,4 \text{ т}$ - объемный вес перевозимого груза,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

Вес вагонетки с грузом:

$$G_{r+v} = G_r + G_0 = 14,5 + 1,27 = 15,77 \text{ т} \quad (3.21)$$

где  $G_0$ - вес вагонетки, т.

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

$$P + Q_{гр} = \frac{1000 \cdot \psi \cdot P_c}{\omega + i_{гр} + 110 \cdot j_{п}} \quad (3.22)$$

где  $\psi = 0,21$  – коэффициент сцепления колёс с рельсами, зависящий от состояния рельсов;

$P_{сц}$  – сцепной вес локомотива, кН;

$\omega$ - удельное ходовое сопротивление вагонетки,  $\omega=9\text{Н}/\text{кН}$ ;

$j_{п}$  - ускорение состава при пуске,  $j_{п}=0,04\text{-}0,05\text{м}/\text{с}^2$ ;

$i$  – уклон пути в промиллях.

$$14 + Q_{гр} = \frac{1000 \cdot 0,21 \cdot 14}{9 + 3 + 110 \cdot 0,05} = 154\text{т}$$

$$Q_{гр} = 154 \text{ т.}$$

Количество вагонеток в составе:

$$n = \frac{Q_{гр}}{G + G_0} = \frac{154}{14,5 + 1,27} = 9,7 \approx 10 \text{ шт} \quad (3.23)$$

Тогда общие затраты на вагонетки равны:

Стоимость вагонетки ВГ - 3,3- 119000 руб.

$$Z_b = n \cdot Ц = 10 \cdot 1190000 \text{ руб} \quad (3.24)$$

Опрокидыватель вагонеток: 4000000 руб.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

В итоге имеем по данному варианту транспортировки:

Капитальные затраты:

$$Z_{\text{кап}} = C_{\text{ош}} + Z_{\text{конв}} + C_{\text{л}} + Z_{\text{р33}} + Z_{\text{в}} + Z_{\text{о}} = 41580000 + 140000000 + (3.25) \\ + 3000000 + 840000 + 1190000 + 4000000 = 190610000 \text{ руб}$$

Стоимость транспортирования тонны руды:

$$C = \frac{Z_{\text{кап}}}{A_{\text{г}}} = \frac{190610000}{2500000} = 76.24 \frac{\text{руб}}{\text{тонна}}$$

### 3.1.4 Приближенный расчет локомотивной откатки

Зная, что производительность рудника, которая составляет 2732 тонн/см, поскольку шахта опасна по газу и пыли, то для откатки рекомендуют применение аккумуляторных локомотивов.

Учитывая заданную производительность принимаю локомотив типа АРП-20.

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

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

Принимаю вагонетки типа ВГ с объемом кузова 3,3 м<sup>3</sup>

Параметры горной выработки:

$$h = 90 + 1100 = 200 \text{ мм}$$

$$B = 700 + 1360 + 200 = 2260 \text{ мм}$$

$$R = 0,692 \cdot B = 0,692 \cdot 2261564 \text{ мм}$$

$$S = D = B \cdot (H + 0,25 \cdot R) = 2260 \cdot (1550 + 0,25 \cdot 1564) = 4,3 \text{ м}^2$$

Принимаю  $S = 5 \text{ м}^2$

где  $A = 700$ ;  $b = 200$ ;  $H = 1550$ ;  $A_m = 850$ ;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

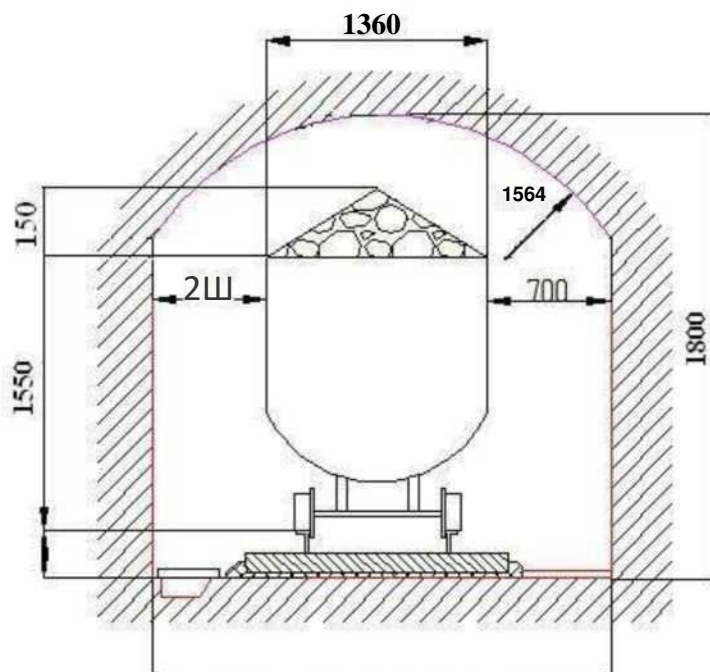


Рисунок 3.3-Сечение откаточной выработки при локомотивной откатке

Стоимость проходки  $1\text{ м}^3$  горизонтальной горной выработки откаточного штрека составляет 2200 руб. Тогда затраты на проходку составят:

$$C_{\text{ош}} = L \cdot C_{\text{М}^2} \cdot S = 1400 \cdot 2200 \cdot 5 = 15400000 \text{ руб.} \quad (3.27)$$

Стоимость локомотива АРП-20- 3000000 руб.

Затраты на сооружение рельсовых путей:

Затраты на 1 м пути из рельсов типа Р-33- 300руб:

$$Z_{\text{р33}} = L \cdot 2 \cdot C_{\text{р24}} = 1400 \cdot 2 \cdot 300 = 840000 \text{ руб} \quad (3.28)$$

Затраты на вагонетки:

Вес груза в вагонетке ВГ-3,3:

$$G_r = V \cdot \gamma = 3,3 \cdot 4,4 = 14,5 \text{ т} \quad (3.29)$$

где  $V$ - вместимость вагонетки,  $\text{м}^3$ ;

$\gamma = 4,4 \text{ т}$ - объемный вес перевозимого груза,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

Вес вагонетки с грузом:

$$G_{Г+В} = G_{Г} + G_{0} = 14,5 + 1,27 = 15,77 \text{ т} \quad (3.30)$$

где  $G_0$ - вес вагонетки, т.

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

$$P + Q_{гр} = \frac{1000 * \psi * P_c}{\omega + i_{гр} + 110 * j_{п}} \quad (3.31)$$

где  $\psi = 0,21$  – коэффициент сцепления колёс с рельсами, зависящий от состояния рельсов;

$P_{сц}$  – сцепной вес локомотива, кН;

$\omega$ - удельное ходовое сопротивление вагонетки,  $\omega=9\text{Н/кН}$ ;

$j_{п}$  - ускорение состава при пуске,  $j_{п}=0,04-0,05\text{м/с}^2$ ;

$i$  – уклон пути в промиллях.

$$14 + Q_{гр} = \frac{1000 * 0,21 * 14}{9 + 3 + 110 * 0,05} = 154\text{т}$$

$$Q_{гр} = 154 \text{ т.}$$

Количество вагонеток в составе:

$$n = \frac{Q_{гр}}{G + G_0} = \frac{154}{14,5 + 1,27} = 9,7 \approx 10 \text{ шт} \quad (3.32)$$

Тогда общие затраты на вагонетки равны:

Стоимость вагонетки ВГ - 3,3- 119000 руб.

$$З_в = n \cdot Ц = 10 \cdot 1190000 \text{ руб} \quad (3.33)$$

Опрокидыватель вагонеток: 4000000 руб.

В итоге имеем по данному варианту транспортировки:

Капитальные затраты:

$$З_{кап} = Ц_{ош} + З_{конв} + З_{рзз} + З_в + З_о = 41580000 + \quad (3.34)$$

$$+3000000 + 840000 + 1190000 + 4000000 = 50610000 \text{ руб}$$

Стоимость транспортирования тонны руды:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

$$Ц = \frac{З_{\text{кап}}}{A_r} = \frac{50610000}{2500000} = 20,24 \frac{\text{руб}}{\text{тонна}} \quad (3.35)$$

### 3.1.5 Окончательный выбор вида транспорта

Автомобильная откатка - по капитальным затратам превосходит вариант откатки с помощью конвейера и локомотивную откатку. По эксплуатационным затратам данный вид транспорта является самым дорогим. Необходимо отметить, что для транспортирования вспомогательных грузов понадобится большое количество топлива и амортизационные расходы на транспортную технику. Для использования автотранспорта необходимо также мощное вентиляционное оборудование, устройства понижающие токсичность выхлопных газов, запас автошин. Из вышеперечисленного следует, что полученные расчетом затраты являются значительно заниженными по сравнению с фактическими. Поэтому этот вид транспорта не применим на данном руднике.

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

Локомотивная откатка -оказалась самым дешевым видом транспорта. Локомотивную откатку можно использовать как для перевозки горной пород, так и для транспортирования вспомогательных материалов.

## 3.2 Расчет локомотивной откатки

### 3.2.1 Выбор локомотива

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

Не будем забывать о том, что сцепной вес и габариты прочно взаимосвязаны, следовательно, выиграв в одном, мы проиграем в другом.

Необходимо решение, которое приведет к усредненным результатам, которые в полной мере будут осуществлять планы по транспортированию горной массы, с минимальной себестоимостью и максимальной прибылью.

Так как рудник является опасным по газу и пыли, то по правилам безопасности допускается применение аккумуляторного локомотива.

Принимаю аккумуляторный локомотив АРП-20.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62



### 3.2.2 Выбор вагонеток

К конструкции вагонеток предъявляют следующие требования: максимальная вместимость кузова, минимальное время разгрузки, низкий коэффициент тары, небольшие динамические нагрузки, жесткость кузова.

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

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

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

В следствии тяжелых условий эксплуатации шахтных вагонеток к их конструкции предъявляются высокие требования в отношении прочности, износоустойчивости и надежности в эксплуатации. При своем движении по рельсовым путям вагонетки помимо веса груза и тяговой силы испытывают различные динамические нагрузки от ударов и толчков. Наряду с высокой прочностью вагонетка должна быть по возможности легкой, иметь ограниченные габариты и небольшое сопротивление движению.

Итак проанализировав типы вагонеток применяю вагонетки с глухим кузовом типа ВГ с объемом 3,3 м<sup>3</sup>, которая представлена на рисунке 3.4.

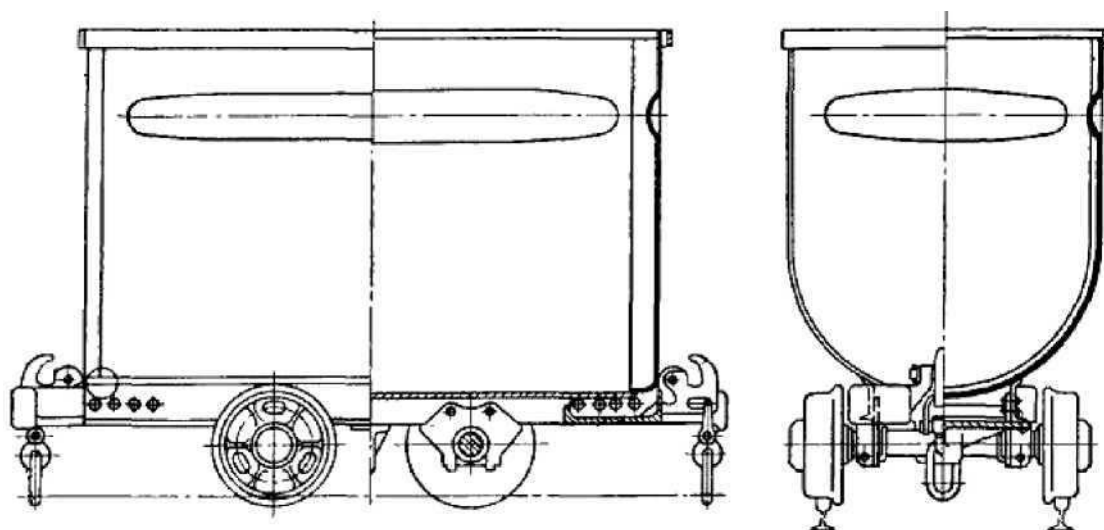


Рисунок 3.4- Шахтная вагонетка УВГ - 3,3 с глухим кузовом.

						ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			63

Техническая характеристика вагонетки ВГ-3,3 сведена в таблицу 3.3  
 Таблица 3.3- Техническая характеристика вагонетки ВГ-3,3

Параметры	Значения
Ёмкость кузова	3,3
Габаритные размеры, мм: -ширина -длина -высота	1320 3450 1300
Жесткая база, мм	1100
Ширина колеи, мм	900
Масса, кг	1207
Диаметр колеса, мм	350

Перевозка людей по горизонтальным выработкам должна осуществляться, если расстояние от ствола до места работы составляет 1000м и более, следовательно зная длину откатки делаю вывод, что на руднике необходима механизированная доставка людей к месту работы.

Зная, что транспортный путь представляет собой прямолинейный участок, и колея 900мм, принимаем вагонетки ВП - 18 (рисунок 3.5), имеющие шесть сидений на 18 человек.

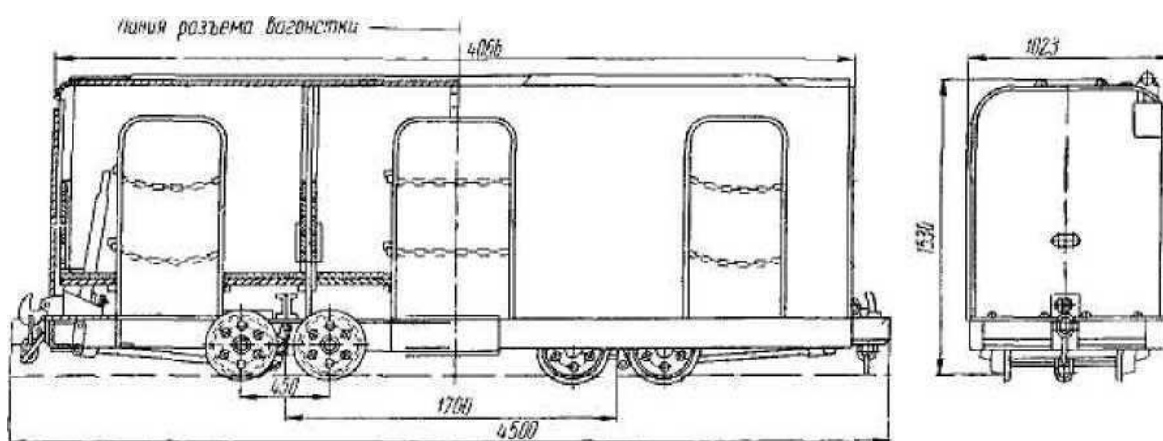


Рисунок 3.5- Вагонетка ВП - 18 для перевозки людей по горизонтальным выработкам.

### 3.3 Расчет параметров локомотивной откатки

Расчёт параметров локомотивной откатки сводится к определению: силы тяги локомотива; выбора типа и количества вагонов в составе; выбора параметров рельсовой колеи, строения пути, типа рельса; скорости и времени движения поезда; величины пути торможения груженого поезда; расчёту парка локомотивов и расчёту контактной сети.

Вес поезда по условию трогания состава с места на прямолинейном участке пути порожнего на подъём и груженого на спуске:

$$Q_{\text{п}} = P_{\text{э}} \cdot \left( \frac{1000 \cdot \psi}{\omega_{\text{п}} \pm i + 110 \cdot a_{\text{min}}} - 1 \right), \text{кН} \quad (3.36)$$

$$Q_{\text{г}} = P_{\text{э}} \cdot \left( \frac{1000 \cdot \psi}{\omega_{\text{г}} \pm i + 110 \cdot a_{\text{min}}} - 1 \right), \text{кН} \quad (3.37)$$

где  $P_{\text{э}}$ -сцепной вес электровоза, кН;

$\psi = 0,108$ - коэффициент сцепления колес при трогании с места;

$\omega_{\text{п}}$ ,  $\omega_{\text{г}}$  - удельное основное сопротивление движению порожних и груженых вагонеток Н/кН;

$i = 3 \text{ — } 5\text{‰}$  - уклон пути в промилях;

$a_{\text{min}} = 0,03$  - минимальное ускорение поезда при трогании с места.

$$Q_{\text{п}} = 200 \cdot \left( \frac{1000 \cdot 0,108}{9 + 5 + 110 \cdot 0,03} - 1 \right) = 1048 \text{ кН}$$

$$Q_{\text{г}} = 200 \cdot \left( \frac{1000 \cdot 0,108}{7 - 5 + 110 \cdot 0,03} - 1 \right) = 3874 \text{ кН}$$

Вес поезда по условию сцепления колес с рельсами при установившемся движении с равномерной скоростью груженого состава:

$$Q_{\text{г}} = P_{\text{э}} \cdot \left( \frac{1000 \cdot \psi}{\omega_{\text{г}} \pm i} - 1 \right) \quad (3.38)$$

где  $\psi = 0,108$ - коэффициент сцепления колес при трогании с места;  $G_{\text{г}}$  - то же что  $m$  в формуле (3.37)

$i = 3 \text{ — } 5\text{‰}$  - уклон пути в промилях;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

Число вагонеток в порожнем и груженом составе:

$$n_{\text{п}} = \frac{Q_{\text{пmin}}}{G_0 \cdot g} \quad (3.40)$$

$$n_{\text{г}} = \frac{Q_{\text{гmin}}}{(V \cdot \gamma \cdot \psi + G_0) \cdot g} \quad (3.40)$$

где  $Q_{\text{пmin}}$ ,  $Q_{\text{гmin}}$  - минимальный вес соответственно порожнего и груженого состава, кН;

$G_0 \cdot g$  - вес вагонетки, кН;

$V$  - вместимость кузова вагонетки,  $\text{м}^3$ ;

$\gamma$  - плотность груза,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;

$\phi = 1$  - коэффициент заполнения.

$\psi = 1$  - коэффициент заполнения.

$$n_{\text{п}} = \frac{1048}{12,45 \cdot 10} = 8,4$$

$$n_{\text{г}} = \frac{3874}{(3,3 \cdot 4,4 \cdot 1 + 12,45) \cdot 10} = 14,3$$

Полученное число округляю до ближайшего меньшего и принимаю меньшее из  $n_{\text{п}}$  и  $n_{\text{г}}$ . Принимаю число вагонеток  $n=8$ .

Число вагонеток в составе из условия размещения на минимальной длине разминовки:

$$n_{\text{maxp}} = \frac{L_{\text{рз}} - l_{\text{э}}}{l_{\text{в}} + l_{\text{сц}}} \quad (3.41)$$

где  $L_{\text{рз}}$  - длина разминовки, м;

$l_{\text{э}}$  - длина локомотива, м;

$L_{\text{в}}$  - длина вагонетки, м;

$L_{\text{сц}} = 0,2$  - расстояние между буферами вагонеток при растянутых сцепках, м.

$$n_{\text{maxp}} = \frac{50 - 10,87}{3,45 + 0,2} = 10,8 \approx 10$$

Вес состава по принятому числу вагонеток:

$$Q_{\text{г}} = n \cdot (V \cdot \gamma \cdot \phi + G_0) \cdot g \text{ кН} \quad (3.42)$$

$$Q_{\text{п}} = n \cdot G_0 \cdot g \text{ кН} \quad (3.43)$$

где  $n$  - число вагонеток;

$G_0 \cdot g$  - вес вагонетки, кН;

$V$  - вместимость кузова вагонетки,  $\text{м}^3$ ;  $\gamma$  - плотность груза,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;

$\gamma$  - плотность груза,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

$\psi = 1$ - коэффициент заполнения.

$$Q_{\Gamma} = 10 \cdot (3,3 \cdot 4,4 \cdot 1 + 12,45) \cdot 10 = 2697 \text{ кН}$$

$$Q_{\Pi} = 10 \cdot 12,45 \cdot 10 = 1245 \text{ кН}$$

Сила тяги груженого и порожнего составов:

$$F_{\Gamma} = (P_{\text{э}} + Q_{\Gamma}) \cdot (\omega_{\Gamma} \pm i_{\Gamma}), \text{ кН} \quad (3.44)$$

$$F_{\Pi} = (P_{\text{э}} + Q_{\Pi}) \cdot (\omega_{\Pi} \pm i_{\Pi}), \text{ кН} \quad (3.45)$$

где  $P_{\text{э}}$ -сцепной вес электровоза, кН;

$\omega_{\Pi}$ ,  $\omega_{\Gamma}$  - удельное основное сопротивление движению порожних и груженых вагонеток Н/кН;

$i = 3 - 5^{0/00}$  - уклон пути в промилях;

$$F_{\Gamma} = (200 + 2697) \cdot (7 - 5) = 5794 = 5,7 \text{ кН}$$

$$F_{\Pi} = (200 + 1245) \cdot (9 + 5) = 8190 = 8,1 \text{ кН}$$

Сила тяги на один двигатель:

$$F'_{\Gamma} = \frac{F_{\Gamma}}{2}, \text{ кН} \quad (3.46)$$

$$F'_{\Pi} = \frac{F_{\Pi}}{2}, \text{ кН} \quad (3.47)$$

где  $F_{\Gamma}$ ,  $F_{\Pi}$ - сила тяги груженого и порожнего составов, кН.

$$F'_{\Gamma} = \frac{5,7}{2} = 2,85 \text{ кН}$$

$$F'_{\Pi} = \frac{8,1}{2} = 4,05 \text{ кН}$$

Проверяю вес поезда по нагреву тяговых двигателей, используя выражение:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

$$I_{дл} = (0,7 \div 1,0) \cdot I_ч \quad (3.48)$$

где  $I_ч$ - часовой ток, А.

$$I_{дл} = (0,7 + 1,0) \cdot 125 = 87,5 + 125$$

Определив силу тяги на один двигатель, электромеханической характеристике (рисунок 3.7), определяю силу тока и скорость:

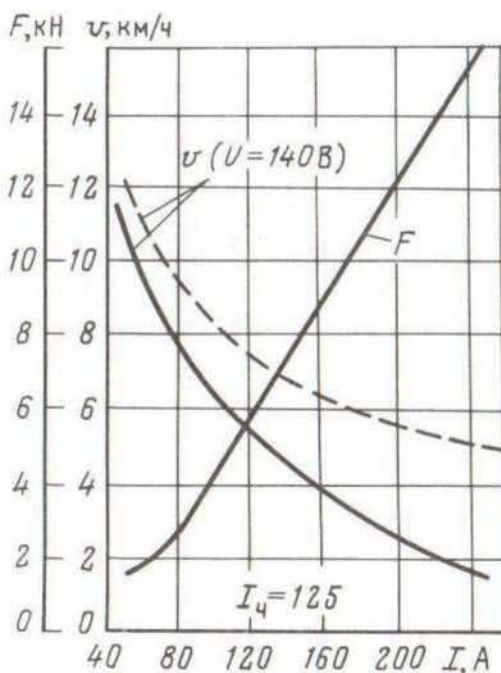


Рисунок 3.7- Электромеханическая характеристика АРП-20

$$I_r = 60 \text{ A}, v_r = \frac{8,1 \text{ км}}{\text{ч}}$$

$$I_n = 100 \text{ A}, v_n = \frac{6,2 \text{ км}}{\text{ч}}$$

Время движения в порожнем и грузовом направлении:

$$t_r = \frac{60 \cdot L}{v_{схг}}, \text{ МИН} \quad (3.49)$$

$$t_n = \frac{60 \cdot L}{v}, \text{ мин} \quad (3.50)$$

где  $L$  - длина откатки, км;

$V_{\text{схр}}, V_{\text{схп}} — 0,75 \cdot v_{r(n)}$  - скорость в грузовом и порожняковом направлении, км/ч.

$$t_r = \frac{60 \cdot 1,4}{0,75 \cdot 8,1} = 13,8 \text{ мин}$$

$$t_n = \frac{60 \cdot 1,4}{0,75 \cdot 6,2} = 18 \text{ мин}$$

Время рейса определяю по формуле:

$$T_p = t_r + t_n + \theta_1 + \theta_2 + \theta_3, \text{ мин}$$

где  $\theta_1, \theta_2 = 10$  мин - продолжительность пребывания электровоза (3.51) около ствольного двора и погрузочном пункте;

$\theta_3 = 5$  мин - продолжительность дополнительных остановок в местах пересечения магистралей.

$$T_p = 13,8 + 18 + 10 + 10 + 5 = 56,8 \text{ мин}$$

Проверка тяговых двигателей:

$$I_{\text{эф}} = a \cdot \sqrt{\frac{(I_r^2 \cdot t_r + I_n^2 \cdot t_n)}{T}} \quad (3.52)$$

где  $a = 1,15 - 1,3$  - коэффициент учитывающий дополнительный нагрев двигателей при выполнении маневровых работ.

$$I_{\text{эф}} = 1,15 \cdot \sqrt{\frac{60^2 \cdot 13,8 + 100^2 \cdot 18}{56,8}} = 73,1$$

$$I_{\text{эф}} \leq I_{\text{дл}} = 73,1 \leq 87,5 \div 125$$

Условие выполняется.

Проверка веса поезда по условию обеспечения тормозного пути для груженого

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

состава в зависимости от допустимой скорости движения:

$$v_{\text{доп } \Gamma} = \sqrt{0,24 \cdot L_{\Gamma} \cdot (b_{\Gamma} + \omega_{\Gamma} - i)}, \frac{\text{км}}{\text{ч}} \quad (3.53)$$

Где  $b_{\Gamma}$ - удельная тормозная сила.

$$b_{\Gamma} = \frac{1000 \cdot \varphi \cdot \delta \cdot P}{P + Q} \quad (3.54)$$

где  $\varphi = 1,18 - 0,2$  - коэффициент трения между колодками;  
 $\delta = 0,8 - 0,9$  - коэффициент нажатия колодок.

$$b_{\Gamma} = \frac{1000 \cdot 0,18 \cdot 0,9 \cdot 200}{200 + 2697} = 11,1$$

$$v_{\text{доп } \Gamma} = \sqrt{0,24 \cdot 40 \cdot (11,1 + 7 - 5)} = 11,1 \frac{\text{км}}{\text{ч}}$$

Так как  $8,1 < 11,1$ , то по скорости проходит. Учитывая что электровозу помогает еще тормозная система и  $L=30\text{м}$ , получаю:

$$v_{\text{доп } \Gamma} = \sqrt{0,24 \cdot 30 \cdot (11,1 + 7 - 5)} = 9,7 \frac{\text{км}}{\text{ч}}$$

Проверка выбранного числа вагонеток по тяговой батарее:

$$n_{\text{б}} = \frac{\frac{367 \cdot A_{\text{б}} \cdot \eta_{\text{э}}}{L \cdot a \cdot \lambda} - P \cdot (\omega_{\text{п}} + \omega_{\Gamma})}{G \cdot (\omega_{\text{п}} \pm i) + G \cdot (\omega_{\text{п}} + \omega_{\Gamma})} \quad (3.55)$$

где  $A_{\text{б}}$ -энергоемкость тяговой , А/ч;

$\eta_{\text{э}}$ - КПД электровоза;

$A=1,05-1,15$  - коэффициент, учитывающий расход энергии при маневровых работах;

$\lambda$ - число рейсов локомотива в смену.

$$n_{\text{б}} = \frac{\frac{367 \cdot 120 \cdot 0,85}{1,4 \cdot 1,05 \cdot 7} - 200 \cdot (9 + 7)}{200 \cdot (7 - 5) + 200 \cdot (9 + 7)} = 9,5 \approx 9$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70



Окончательно принимаю число вагонеток в составе  $n=9$ .

Общий парк вагонеток:

$$n_B = (n \cdot N_p) \cdot 2 \cdot 1,2 = (9 \cdot 2) \cdot 2 \cdot 1,2 = 43,2 \approx 43 \text{ вагонетки} \quad (3.56)$$

Число возможных рейсов локомотива в смену:

$$\lambda = \frac{60 \cdot T_o}{T_p} \quad (3.57)$$

где  $T_o = 6$  ч - время работы локомотива в смену, ч.

$$\lambda = \frac{60 \cdot 6}{56,8} = 7,3 \approx 7$$

Полное число рейсов с учетом перевозки людей:

$$\lambda_{\Pi} = \lambda_{\text{л}} + \lambda_{\text{г}} \quad (3.58)$$

где  $\lambda_{\text{л}} = 2$ - число рейсов по перевозке людей;  
 $\lambda_{\text{г}}$ - число грузовых рейсов в смену.

$$\lambda_{\text{г}} = \frac{K \cdot A_{\text{см}}}{V \cdot \gamma \cdot \psi \cdot n} \quad (3.59)$$

где  $K = 1,25 - 1,5$  -коэффициент неравномерности выдачи груза;  
 $A_{\text{см}}$ - сменная производительность, т/см.

$$\lambda_{\text{г}} = \frac{1,5 \cdot 2732}{3,3 \cdot 4,4 \cdot 1 \cdot 10} = 18$$

$$\lambda_{\Pi} = 18 + 2 = 20$$

Число рабочих локомотивов:

$$N_p = \frac{\lambda_{\Pi}}{\lambda} = \frac{20}{7} = 2,3 \approx 2 \quad (3.60)$$

Принимаю один резервный локомотив.

Списочное число локомотивов:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		71

$$N_{\text{сп}} = N_p + N_{\text{рез}} = 2 + 1 = 3 \quad (3.61)$$

### 3.3.1 Расчет количества тяговых батарей

Для определения потребного количества тяговых батарей и столов предварительно рассчитываю емкость аккумуляторной батареи, необходимую для работы электровоза в течении смены:

$$A_б = \frac{a \cdot n \cdot \lambda_p \cdot U_p \cdot (I_r \cdot t_r + I_n \cdot t_n)}{60 \cdot 1000}, \text{ А} \cdot \text{ч} \quad (3.62)$$

где  $n$ - число двигателей электровоза;

$U_p = 185,38 \text{ В}$ - среднее разрядное напряжение тяговой батареи.

$$A_б = \frac{1,05 \cdot 2 \cdot 15 \cdot 185,38 \cdot (60 \cdot 13,8 + 100 \cdot 18)}{60 \cdot 1000} = 255,76$$

Потребное число рабочих батарей на один рабочий локомотив:

$$m_б = \frac{A_б}{A_n} \quad (3.63)$$

где  $A_n = 120 \text{ А} \cdot \text{ч}$ - паспортная емкость батареи.

$$m_б = \frac{255,76}{120} = 2,13 \approx 2$$

Принимаю две батареи, одна из которых в работе, другая – под зарядкой.

Общее число батарей на принятое количество рабочих локомотивов:

$$m_{\text{общ}} = 2 \cdot N \quad (3.64)$$

где  $N$  – принятое число рабочих локомотивов

$$m_{\text{общ}} = 2 \cdot 2 \cdot 2 = 8$$

Число зарядных столов принимаю на один больше, т.е.  $n_c = 9$ .

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

### 3.3.2 Расчет расхода электроэнергии

Вес поезда по принятому числу вагонеток груженого и порожнего составов:

$$Q_r = n \cdot (V \cdot \gamma \cdot \phi + G_o) \cdot g, \text{ кН} \quad (3.65)$$

$$Q_n = n \cdot G_o \cdot g, \text{ кН} \quad (3.66)$$

где  $n$  - число вагонеток;

$G_o \cdot g$  - вес вагонетки, кН;

$V$  - вместимость кузова вагонетки,  $\text{м}^3$ ;

$\gamma$  - плотность груза,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;

$\phi = 1$  - коэффициент заполнения.

$$Q_r = 9 \cdot (3,3 \cdot 4,4 \cdot 1 + 1,27) \cdot 10 = 2427,3 \text{ кН}$$

$$Q_n = 9 \cdot 12,45 \cdot 10 = 1120,5 \text{ кН}$$

Сила тяги по принятому числу вагонеток:

$$F_r = (P_3 + Q_r) \cdot (\ll_r \pm U) \text{ кН} \quad (3.67)$$

$$F_n = (P_n + Q_n) \cdot (\ll_n \pm i_n), \text{ кН} \quad (3.68)$$

где  $P_3$  - сцепной вес электровоза, кН;

$\ll_r, (\ll)_n$  - удельное основное сопротивление движению порожних и груженых вагонеток  $\text{Н}/\text{кН}$ ;

$i = 3 \text{ — } 5\text{‰}$  - уклон пути в промилях;

$$F_r = (200 + 2427,3) \cdot (7 \text{ — } 5) = 5254,6 \text{ Н} = 5,2 \text{ кН}$$

$$F_n = (200 + 1120,5) \cdot (9 + 5) = 18487 \text{ Н} = 1,8 \text{ кН}$$

Расход электроэнергии, отнесенный к ободу колеса электровоза за рейс:

$$a_k = 2,72 \cdot 10^3 \cdot \frac{F_r + F_n}{L + l_m}, \text{ кВт} \cdot \text{ч} \quad (3.69)$$

где  $F_r, F_n$  - установившаяся сила тяги;

$L$  - длина откатки, км;

$l_m = 0,4 \text{ — } 0,5$  - приведенное расстояние маневрирования, м.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73

$$a_k = 2,72 \cdot 10^3 \cdot \frac{5254,6 + 18487}{1,4 + 0,5} = 87,53 \text{ кВт} \cdot \text{ч}$$

Расход электроэнергии за один рейс:

$$a_a = \frac{a_k}{\eta_{эл} \cdot \eta_{ЭН} \cdot \eta_{з.у}}, \text{ кВт} \cdot \frac{\text{ч}}{\text{рейс}} \quad (3.70)$$

где  $\eta_{эл} = 0,6 - 0,65$ - КПД электровоза;

$\eta_{ЭН} = 0,47$ - энергетический КПД тяговой батареи;

$\eta_{з.у} = 0,83 - 0,92$ -КПД зарядный устройств.

$$a_a = \frac{87,53}{0,65 \cdot 0,47 \cdot 0,92} = 311,42 \text{ кВт} \cdot \frac{\text{ч}}{\text{рейс}}$$

Расход электроэнергии на откатку в смену:

$$a_{см} = a_a \cdot \lambda_{п}, \text{ кВт} \cdot \frac{\text{ч}}{\text{см}} \quad (3.71)$$

где  $\lambda_{п}$  – полное число рейсов локомотива за смену.

$$a_{см} = 311,42 \cdot 15 = 4671,3 \text{ кВт} \cdot \frac{\text{ч}}{\text{см}}$$

Удельный расход электроэнергии:

$$a_{уд} = \frac{a_{см}}{A_{см} \cdot L}, \text{ кВт} \cdot \frac{\text{ч}}{\text{т}} \quad (3.72)$$

где  $A_{см}$ -сменная производительность рудника, т/см;

$L$  – длина откатки, км.

$$a_{уд} = \frac{4671,3}{2732 \cdot 1,4} = 1,22 \text{ кВт} \cdot \frac{\text{ч}}{\text{т}}$$

Мощность трансформатора для питания зарядных устройств определяю мощностью одновременно заряжаемых батарей.

Мощность зарядного устройства:

$$P_3 = n_{ак} \cdot U_3 \cdot I_3 \cdot 10^3, \text{ кВт} \quad (3.73)$$

где  $n_{ак} = 161$ - число аккумуляторов в батарее;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

$U_3 = 1,2 - 1,4$  - напряжение на аккумуляторе во второй стадии зарядки, В;  
 $I_3 = 1,4$  - зарядный ток, А.

$$P_3 = 161 \cdot 162,5 \cdot 1,4 \cdot 10^3 = 36,62 \text{ кВт}$$

Мощность силового трансформатора для зарядных устройств:

$$S_{\text{тр}} = \frac{n_{3,6} \cdot P_3 \cdot K_c}{\eta_{3,y} \cdot \cos \varphi_{3,y}}, \text{ кВт} \quad (3.74)$$

где  $n_{3,6}$  - число зарядных батарей;

$K_c = 0,8$  - коэффициент спроса;

$\eta_{3,y} = 0,94$  – КПД зарядного устройства;

$\cos \varphi_{3,y}$  - коэффициент спроса

$$S_{\text{тр}} = \frac{2 \cdot 36,62 \cdot 0,8}{0,94 \cdot 0,7} = 89,05 \text{ кВт}$$

### 3.4 Обоснование выбора средств загрузки и разгрузки вагонеток

На погрузочных пунктах для выполнения загрузки составов целесообразно применять автоматизированные комплексы, которые в заданной технологической последовательности выполняют: перемещение составов вагонеток в процессе загрузки, перекрытие межвагонного пространства, пылеподавление, уплотнение полезного ископаемого во время загрузки вагонеток.

Для погрузки состава вагонеток принимаю автоматизированный комплекс погрузки ГУАПП ( Рисунок 3.8)

Для разгрузки вагонеток принимаю круговой опрокидыватель ОК 4,5-900 (Рисунок 3.9)

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						75
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

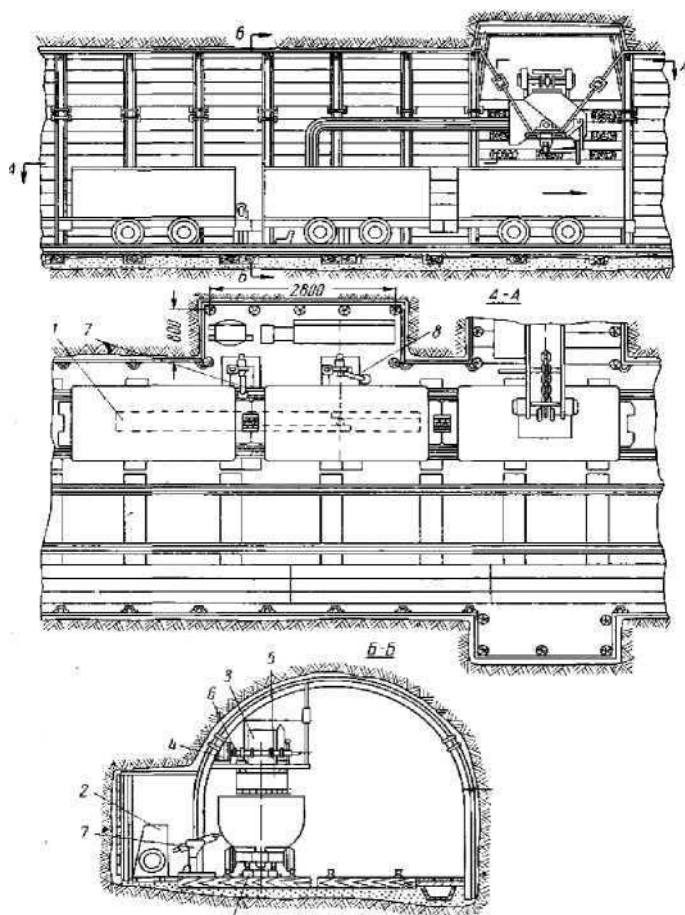
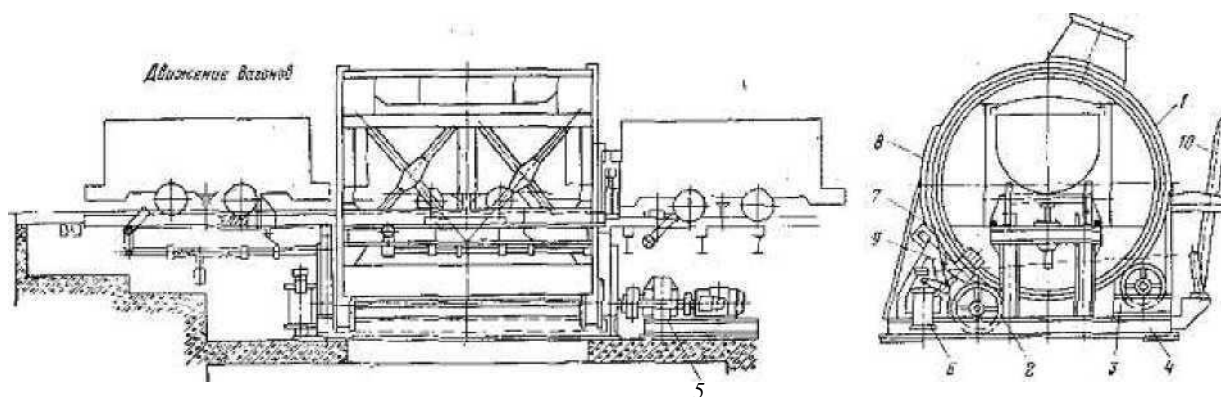


Рисунок 3.8 - Автоматизированный погрузочный пункт ГУА1П1



1- барабан, 2- приводные ролики, 3- поддерживающие ролики, 4- опорная рама, 5- привод, 6-механизм управления, 7-упорные колодки, 8-лоток, 9- стопорные башмаки, 10-рукоять управления.

Рисунок 3.9 - Круговой опрокидыватель ОК 4,5 - 900

										Лист
										76
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ					

### 3.4.1 Вспомогательное оборудование

В состав вспомогательного оборудования входят цепные толкатели, используемые для проталкивания вагонеток на круговой опрокидыватель, и для маневровых операций в околоствольном дворе. Использование толкателей позволяет уменьшить время рейса локомотива, и значительно сократить время маневровых операций в околоствольном дворе. Применение толкателей позволяет в большой степени автоматизировать транспортировку руды.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

## 4. СТАЦИОНАРНЫЕ УСТАНОВКИ

### 4.1 Выбор и расчет системы водоотлива рудника

Основными источниками воды в горные выработки являются:

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

Таблица 4.1 - Исходные данные

Нормальный водоприток гор. -1180 ( $O_{\text{нор}}$ ), м <sup>3</sup> /час	15
Нормальный водоприток гор. -1050 ( $O_{\text{нор}}$ ), м <sup>3</sup> /час	20
Нормальный водоприток гор.-900 ( $O_{\text{нор}}$ ), м <sup>3</sup> /час	20
Глубина рудника ( $H_k$ ), м	1180
Вода нейтральная (рН)	7
Длина трубопровода на поверхности ( $Б_{\text{пов}}$ ), м	30
Количество суток с нормальным притоком ( $П_{\text{нор}}$ )	305
Количество суток с максимальным притоком ( $П_{\text{макс}}$ )	60
Количество рабочих горизонтов	3

Принимаю к рассмотрению схему водоотлива, представленную на рисунке 4.1

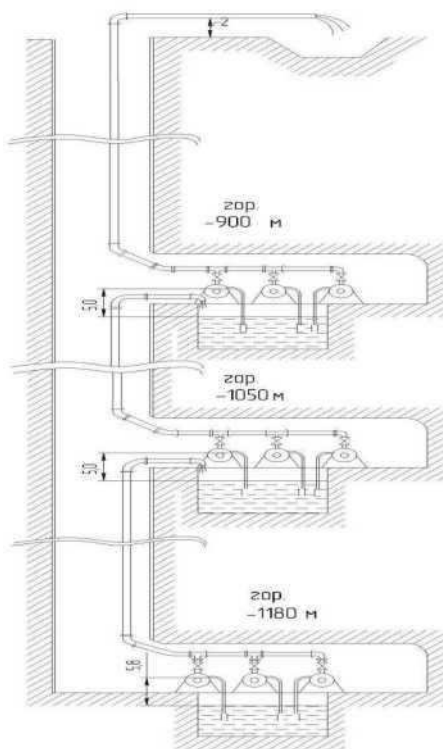


Рисунок 4.1 - Схема водоотлива рудника

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78



#### 4.1.1 Расчёт водоотливной установки гор. -1180 м

$$Q_H = 15 \text{ м}^3/\text{ч}; H = 130 \text{ м}; Q_{\text{max}} = 20 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Расчетная подача насоса определяется, исходя из условия, что рабочие насосы должны откачивать нормальный суточный приток не более чем за 20ч:

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

где  $Q_H = 15 \text{ м}^3/\text{ч}$  – нормальный часовой приток воды.

$$Q = \frac{24 \cdot 15}{20} = 18 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Необходимый напор насоса:

$$H = \frac{H_r}{\eta_T}, \text{ м} \quad (4.2)$$

где  $H_r$  – геодезическая высота подачи, м;  
 $\eta_T$  – КПД трубопровода.

$$H_r = H_{\text{вс}} + H_H, \text{ м} \quad (4.3)$$

где  $H_{\text{вс}}$  – высота всасывающего трубопровода, м;  
 $H_H$  – высота напора, м.

$$H_r = 5 + 130 = 135 \text{ м}$$

$$H = \frac{135}{0,95} = 141 \text{ м}$$

По каталогу предварительно выбираю насос ЦНС 22 – 135 с числом рабочих колес  $135/49 = 3$

Поля режимов работы насосов типа ЦНС представлены на рисунке 4.2

Диаметр внутренний нагнетательного трубопровода:

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot V_H}}, \text{ м} \quad (4.4)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где  $U_n$  - скорость движения воды по нагнетательному трубопроводу, принимаемую 2... 3 м/с.

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 22}{3600 \cdot 3.14 \cdot 2}} = 0.062 \text{ м}$$

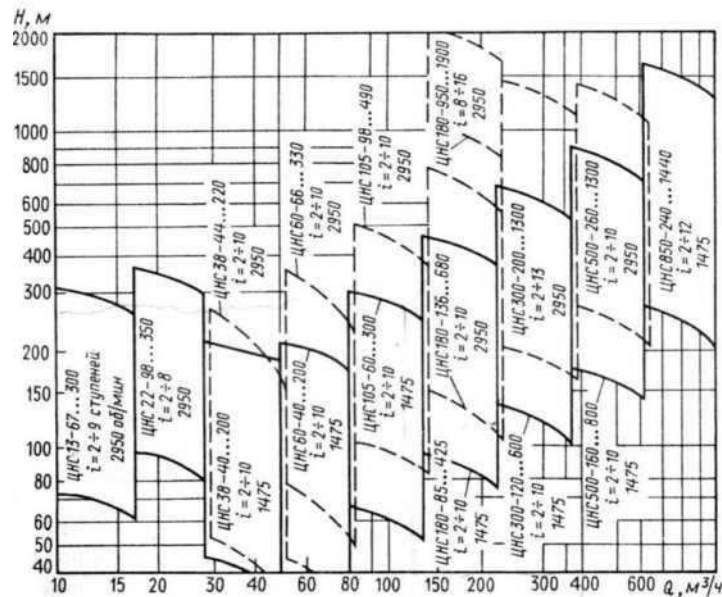


Рисунок 4.2 - поля режимов работы насосов типа ЦНС

По ГОСТ 8732-78 выбираем стальную бесшовную трубу (марка стали 20) с внутренним диаметром 63,5 мм и толщиной стенки 6 мм

Фактическая скорость в нагнетательном трубопроводе:

$$C_n = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_n^2}, \text{ м/сек} \quad (4.5)$$

где  $Q$  - производительность насоса, м<sup>3</sup>/ч.

$$C_n = \frac{4 \cdot 22}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,0635^2} = 1,93 \text{ м/сек}$$

Внутренний диаметр всасывающего трубопровода:

$$d_b = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot V_b}}, \text{ м} \quad (4.6)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

где  $V_B$  - скорость движения во всасывающем трубопроводе, м/с.  $4^{\wedge}22$

$$d_B = \sqrt{\frac{4 \cdot 22}{3600 \cdot 3,14 \cdot 1,5}} = 0,072 \text{ м}$$

По ГОСТу 8732-58 выбираем стальную бесшовную трубу (марка стали 20) с внутренним диаметром 73 мм, и толщиной стенки 5=6 мм.

Фактическая скорость во всасывающем трубопроводе:

$$C_H = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_B^2}, \text{ м/сек} \quad (4.7)$$

где  $Q$  - производительность насоса, м<sup>3</sup>/ч.

$$C_H = \frac{4 \cdot 22}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,073^2} = 1,46 \text{ м/сек}$$

Потери напора в нагнетательном трубопроводе:

$$\Sigma \Delta H = \left( \lambda \frac{l_H}{d_H} + \xi_i \cdot n_i \right) \cdot \frac{c_H^2}{2g}, \text{ м} \quad (4.8)$$

где  $l_H$  - общая длина нагнетательного трубопровода, м;

$\xi_i \cdot n_i$  - коэффициенты местных сопротивлений и их количество

$\xi_i \cdot n_i = \xi_{\text{вс.кл}} + \xi_{\text{зад}} + \xi_{\text{ок}} + n_K \cdot \xi_{1K} = 7,0 + 0,26 + 10 + 6 \cdot 0,5 = 20,26$ ;

$\lambda$  - коэффициент гидравлического сопротивления.

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

где  $d_H$  - диаметр нагнетательного трубопровода, м.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,0635}} = 0,049$$

$$\Sigma \Delta H = \left( 0,049 \cdot \frac{146}{0,0365} + 20,26 \right) \cdot \frac{1,93^2}{2 \cdot 9,81} = 25,2 \text{ м}$$

Потери напора во всасывающем трубопроводе:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		81

$$\Sigma \Delta H = \left( \lambda \frac{l_{\text{вс}}}{d_{\text{в}}} + \xi_i \cdot n_i \right) \cdot \frac{c_{\text{н}}^2}{2g}, \text{ м} \quad (4.10)$$

где  $l_{\text{вс}}$  – общая длина всасывающего трубопровода, м;  
 $\lambda$  – коэффициент гидравлического сопротивления.

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

где  $d_{\text{в}}$  – диаметр всасывающего трубопровода, м.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,072}} = 0,047$$

$$\Sigma \Delta H = \left( 0,047 \cdot \frac{4}{0,073} + 6,9 \right) \cdot \frac{1,46^2}{2 \cdot 9,81} = 1 \text{ м}$$

Общие потери напора:

$$\Sigma \Delta H = \Sigma \Delta H_{\text{н}} + \Sigma \Delta H_{\text{вс}}, \text{ м} \quad (4.12)$$

где  $\Sigma \Delta H_{\text{н}}$  – суммарные потери в нагнетательном трубопроводе;  
 $\Sigma \Delta H_{\text{вс}}$  – суммарные потери во всасывающем трубопроводе.

$$\Sigma \Delta H = 25,2 + 1 = 26,2 \text{ м}$$

Манометрический напор насоса:

$$H_{\text{м}} = H_{\text{г}} + \Sigma \Delta H, \text{ м} \quad (4.13)$$

где  $H_{\text{г}}$  – то же, что и в формуле (4.2).

$$H_{\text{м}} = 135 + 26,2 = 161,2 \text{ м}$$

Постоянная трубопровода:

$$R_{\text{с}} = \frac{\Sigma \Delta H}{Q^2}, \frac{\text{м}^5}{(\text{м}^3/\text{ч})^2} \quad (4.14)$$

где  $Q$  – то же, что и в формуле (4.7)

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		82

$$R_c = \frac{26,2}{22^2} = 0,054 \frac{\text{м}^5}{(\text{м}^3/\text{ч})^2}$$

По формуле  $H = 135 + 0,054 \cdot Q^2$  вычисляю напорную характеристику трубопровода, расчет которой сведен в таблицу 4.2

Q, м <sup>3</sup> /ч		0	7	15	23	30
H, м		135	138	147	164	183,6

Таблица 4.2 - Расчет напорной характеристики трубопровода

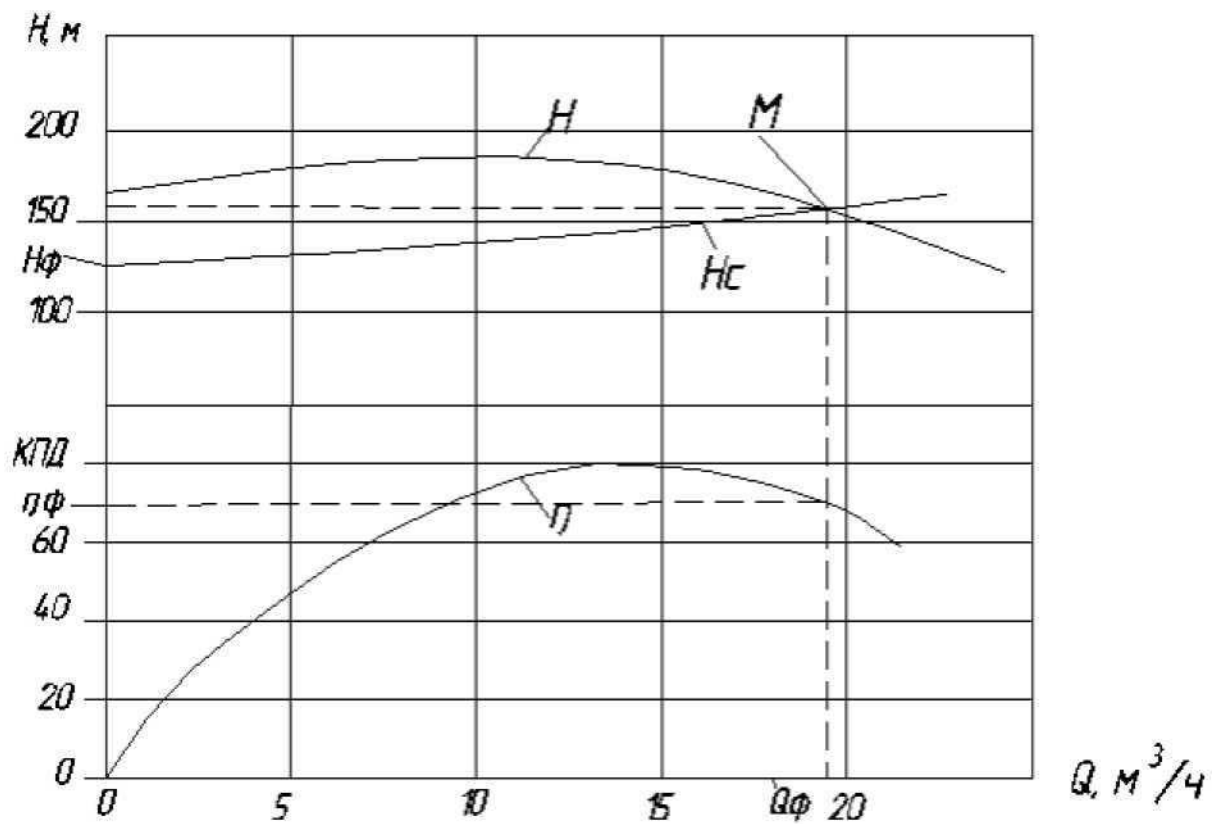


Рисунок 4.3 - График напорных характеристик

Графически нахожу параметры характеризующие режим насоса:

$Q_\phi = 19 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $H_\phi = 157 \text{ м}$ ;  $\eta_\phi = 0,70$ .

#### 4.1.1.1 Проверка выбранного насоса на обеспечение экономичности, устойчивости и отсутствие кавитации

Условие устойчивости:

$$\frac{H_r}{H_M} = \frac{135}{157} = 0,86 < 1,0 \quad (4.15)$$

Условие отсутствия кавитации:

$$H_{\text{вак}} \leq H_{\text{вс.д}}$$

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

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

$$\Sigma \Delta H = H_{\text{вс}} + \left( \lambda \cdot \frac{l_B}{d_B} + \xi_i \cdot n_i \right) \cdot \frac{c_H^2}{2 \cdot g}, \text{ м} \quad (4.16)$$

где  $\lambda$  - то же, что и в формуле (4.10);

$g$ - ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>.

$$\Sigma \Delta H = 2 + \left( 0,047 \cdot \frac{4}{0,073} + 6,9 \right) \cdot \frac{1,46^2}{2 \cdot 9,81} = 3 \text{ м}$$

Так как  $\Sigma \Delta H_{\text{вс}} = 3 \leq H_{\text{вс.д}} = 3,5$ , то выбранный насос удовлетворяет всем необходимым требованиям.

Расчетная мощность приводного электродвигателя одного рабочего насоса:

$$N_d = (1,1 \div 1,15) \cdot 10^{-6} \cdot \rho \cdot g \cdot \frac{H_d \cdot Q_d}{3,6 \cdot \eta_d}, \text{ кВт} \quad (4.17)$$

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

$H_d$ ;  $Q_d$ ;  $\eta_d$  – гидравлические параметры действительного эксплуатационного режима насоса.

$$N_d = 1,15 \cdot 10^{-6} \cdot 1020 \cdot 9,81 \cdot \frac{157 \cdot 19}{3,6 \cdot 0,70} = 13,6 \text{ кВт}$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						84
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Исходя из полученной расчетной мощности электродвигателя  $N=13,6$  кВт принимаю синхронный трехфазный двигатель с короткозамкнутым ротором серии АИР 160S-2 мощностью 15 кВт и частотой вращения вала 3000об/мин, рабочее напряжение 380-660В. Окончательно водоотливную установку, принимаю оборудованную тремя насосами ЦНС 22-157.

Фактическое число часов работы при нормальном притоке установки воды:

$$t_n^\phi = \frac{Q_n \cdot 24}{Q_p \cdot n}, \text{ ч} \quad (4.18)$$

$$t_{\max}^\phi = \frac{Q_{\max} \cdot 24}{Q_p \cdot n}, \text{ ч} \quad (4.19)$$

где  $n$  - число одновременно работающих установок.

$$t_n^\phi = \frac{15 \cdot 24}{19 \cdot 1} = 19 \text{ ч}$$

$$t_{\max}^\phi = \frac{20 \cdot 24}{19 \cdot 1} = 25 \text{ ч}$$

Объем водосборника,  $\text{м}^3$ :

$$V = 1,15 \cdot 4 \cdot Q^\wedge, \text{ м}^3 \quad (4.20)$$

где  $Q^\wedge$  - максимальный приток воды,  $\text{м}^3$ .

$$V = 1,15 \cdot 4 \cdot 20 = 92 \text{ м}^3$$

Для водоотливной установки принимаю систему автоматизации типа УАВ

Годовой расход электроэнергии:

$$\mathcal{E}_r = \frac{N_{\text{эл.д.}\phi}}{\eta_{\text{эл.д.}} \cdot \eta_{\text{эл.сет}}} \cdot (t_n^\phi \cdot n_p + t_{\max}^\phi \cdot n_{\max}), \text{ кВт} \cdot \text{ч} \quad (4.21)$$

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

$$\mathcal{E}_r = \frac{13,6}{0,945 \cdot 0,96} (20 \cdot 305 + 26 \cdot 60) = 114833 \text{ кВт} \cdot \text{ч}$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85

Годовой приток, м<sup>3</sup>:

$$W_{\text{год}} = (n_{\text{н}} \cdot Q_{\text{н}} + n_{\text{мах}} \cdot Q_{\text{мах}}) \cdot 24, \text{ м}^3 \quad (4.22)$$

где  $n_{\text{н}}$ - количество дней с нормальный притоком;  
 $n_{\text{мах}}$  - количество дней с максимальным притоком.

$$W_{\text{год}} = (305 \cdot 15 + 60 \cdot 20) \cdot 24 = 138600 \text{ м}^3$$

Удельный расход энергии:

$$\mathcal{E}_{\text{уд}} = \frac{\mathcal{E}_{\text{г}}}{W_{\text{г}}}, \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{м}^3 \quad (4.23)$$

где  $\mathcal{E}_{\text{г}}$ - годовой расход электроэнергии, кВт·ч  
 $W_{\text{г}}$ - удельный расход энергии, кВт·ч/м<sup>3</sup>

$$\mathcal{E}_{\text{уд}} = \frac{114833}{138600} = 0,83 \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{м}^3$$

Расчёт водоотливной установки гор. -1050 м

$$Q_{\text{н}}=20 \text{ м}^3/\text{ч}; H = 150 \text{ м}; Q_{\text{мах}} = 25 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

$$Q_{\text{н}}^2 = Q_1 + Q_2 = 15 + 20 = 35 \text{ м}^3/\text{ч}; H_2 = 150 \text{ м}; Q_{\text{мах}}^2 = 45 \text{ м}^3/\text{ч};$$

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

$$Q = \frac{24 \cdot Q_{\text{н}}}{20}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (4.24)$$

где  $Q_{\text{н}}=35 \text{ м}^3/\text{ч}$  – нормальный часовой приток воды.

$$Q = \frac{24 \cdot 35}{20} = 42 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Необходимый напор насоса:

$$H = \frac{H_{\text{г}}}{\eta_{\text{т}}}, \text{ м} \quad (4.25)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86



где  $H_{\Gamma}$  – геодезическая высота подачи, м;  
 $\eta_{\text{тр}}$  – КПД трубопровода.

$$H_{\Gamma} = H_{\text{вс}} + H_{\text{н}}, \text{ м} \quad (4.26)$$

где  $H_{\text{вс}}$ - высота всасывающего трубопровода, м;  
 $H_{\text{н}}$ -высота напора, м.

$$H_{\Gamma} = 5 + 150 = 155 \text{ м}$$

$$H = \frac{155}{0,95} = 163 \text{ м}$$

По каталогу предварительно выбираю насос ЦНС 38 – 60

Диаметр внутренний нагнетательного трубопровода:

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot V_{\text{н}}}}, \text{ м} \quad (4.27)$$

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

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 42}{3600 \cdot 3.14 \cdot 2}} = 0.068 \text{ м}$$

Толщина стенки трубопровода определяется по формуле:

$$\delta = \frac{0,01 \cdot H \cdot d}{(2,3 \cdot (\sigma - 6,5) - 0,01 \cdot H) + 1}, \text{ м} \quad (4.28)$$

где  $\sigma$  - допустимое напряжение, МН/м<sup>2</sup> (120-160).

$$\delta = \frac{0,01 \cdot 163 \cdot 0,07}{(2,3 \cdot 153,5 - 0,01 \cdot 163) + 1} = 0,007 \text{ м}$$

По ГОСТу 8732-78 выбираем стальную бесшовную трубу (марка стали 20) с внутренним диаметром 70 мм, и толщиной стенки  $\delta=7$  мм.

Наружный диаметр трубопровода:

$$d_{\text{нар}} = d + 2 \cdot \delta, \text{ м} \quad (4.29)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						87
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где  $d$ - внутренний диаметр нагнетательного трубопровода, м.

$$d_{\text{нар}} = 0,07 + 2 \cdot 0,007 = 0,084 \text{ м}$$

Фактическая скорость в нагнетательном трубопроводе:

$$C_{\text{н}} = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_{\text{н}}^2}, \text{ м/сек} \quad (4.30)$$

где  $Q$ - часовой приток воды,  $\text{м}^3/\text{ч}$ .

$$C_{\text{н}} = \frac{4 \cdot 42}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,07^2} = 1,88 \text{ м/сек}$$

Внутренний диаметр всасывающего трубопровода:

$$d_{\text{в}} = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot V_{\text{в}}}}, \text{ м} \quad (4.31)$$

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

$$d_{\text{в}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 42}{3600 \cdot 3,14 \cdot 1,5}} = 0,09 \text{ м}$$

По ГОСТу 8732-78 выбираем стальную бесшовную трубу (марка стали 20) с внутренним диаметром 95 мм, и толщиной стенки  $\delta=6$  мм.

Фактическая скорость во всасывающем трубопроводе:

$$C_{\text{н}} = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_{\text{н}}^2}, \text{ м/сек} \quad (4.32)$$

где  $Q$  - то же, что и в формуле (4.30)

$$C_{\text{н}} = \frac{4 \cdot 42}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,095^2} = 1,37 \text{ м/сек}$$

Потери напора в нагнетательном трубопроводе, м:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						88
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\Sigma \Delta H = \left( \lambda \frac{l_H}{d_H} + \xi_i \cdot n_i \right) \cdot \frac{c_H^2}{2 \cdot g}, \text{ м} \quad (4.33)$$

где  $l_H$  – общая длина нагнетательного трубопровода, м;

$\xi_i \cdot n_i$  – коэффициенты местных сопротивлений и их количество

$$\xi_i \cdot n_i = \xi_{\text{вс.кл}} + \xi_{\text{зад}} + \xi_{\text{ок}} + n_{\text{к}} \cdot \xi_{1\text{к}} = 7,0 + 0,26 + 10 + 6 \cdot 0,5 = 20,26;$$

$\lambda$  – коэффициент гидравлического сопротивления.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_H}} \quad (4.34)$$

где  $d_H$  – диаметр нагнетательного трубопровода, м.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,07}} = 0,047$$

$$\Sigma \Delta H = \left( 0,047 \cdot \frac{163}{0,07} + 20,26 \right) \cdot \frac{1,87^2}{2 \cdot 9,81} = 18,1 \text{ м}$$

Потери напора во всасывающем трубопроводе, м:

$$\Sigma \Delta H = \left( \lambda \frac{l_B}{d_B} + \xi_i \cdot n_i \right) \frac{c_H^2}{2g}, \text{ м} \quad (4.35)$$

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

$\lambda$  – коэффициент гидравлического сопротивления.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_H}} \quad (4.36)$$

где  $d_H$  – диаметр всасывающего трубопровода, м.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,095}} = 0,043$$

$$\Sigma \Delta H = \left( 0,043 \cdot \frac{4}{0,095} + 6,9 \right) \frac{1,37^2}{2 \cdot 9,81} = 0,8 \text{ м}$$

Общие потери напора:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		89

$$\Sigma\Delta H = \Sigma\Delta H_H + \Sigma\Delta H_{BC}, \text{ м} \quad (4.37)$$

где  $\Sigma\Delta H_H$ - суммарные потери в нагнетательном трубопроводе;  
 $\Sigma\Delta H_{BC}$ - суммарные потери во всасывающем трубопроводе.

$$\Sigma\Delta H = 18,1 + 0,8 = 18,9 \text{ м}$$

Манометрический напор насоса, м:

$$H_M = H_T + \Sigma\Delta H, \text{ м} \quad (4.38)$$

где  $H_T$ -то же, что и в формуле (4.25)

$$H_M = 155 + 18,9 = 173,9 \text{ м}$$

Постоянная трубопровода:

$$R_c = \frac{\Sigma\Delta H}{Q^2} \quad (4.39)$$

где  $Q$  - то же, что и в формуле (4.30)

$$R_c = \frac{18,9}{42^2} = 0,0083$$

По формуле  $H = 163 + 0,0083 \cdot Q^2$  вычисляю напорную характеристику трубопровода, расчет которой сведен в таблицу 4.3

Таблица 4.3 – Расчет напорной характеристики трубопровода

Q, м <sup>3</sup> /ч	0	10	20	30	40	50
H, м	163	165	169	177	188	201

#### 4.1.2 Расчёт водоотливной установки гор. -900 м

$$Q_H=20 \text{ м}^3/\text{ч}; \quad H = 900 \text{ м}; \quad Q_{\text{max}} = 25 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$Q_H^3 = Q_1 + Q_2 + Q_3 = 15 + 20 + 20 = 55 \text{ м}^3/\text{ч}; \quad H_3 = 900 \text{ м}; \quad Q_{\text{max}}^3 = 70 \text{ м}^3/\text{ч};$$

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

$$Q = \frac{24 \cdot Q_H}{20}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (4.49)$$

где  $Q_H=55 \text{ м}^3/\text{ч}$  – нормальный часовой приток воды.

$$Q = \frac{24 \cdot 55}{20} = 66 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Необходимый напор насоса:

$$H = \frac{H_r}{\eta_r}, \text{ м} \quad (4.50)$$

где  $H_r$  – геодезическая высота подачи, м;  
 $\eta_r$  – КПД трубопровода.

$$H_r = H_{\text{вс}} + H_H, \text{ м} \quad (4.51)$$

где  $H_{\text{вс}}$  - высота всасывающего трубопровода, м;  
 $H_H$  - высота напора, м.

$$H_r = 5 + 900 = 905 \text{ м}$$

$$H = \frac{905}{0,95} = 953 \text{ м}$$

По каталогу предварительно выбираю насос ЦНС 180 с последовательным включением насоса в работу

Диаметр внутренний нагнетательного трубопровода:

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot V_H}}, \text{ м} \quad (4.52)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		91

где  $V_H$  – скорость движения в нагнетательном трубопроводе, м/с.

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 66}{3600 \cdot 3.14 \cdot 2}} = 0.109 \text{ м}$$

По ГОСТу 8732-78 выбираем стальную бесшовную трубу (марка стали 20) с внутренним диаметром 114 мм, и толщиной стенки  $\delta=8$  мм.

Толщина стенки трубопровода определяется по формуле:

$$\delta = \frac{0,01 \cdot H \cdot d}{(2,3 \cdot (\sigma - 6,5) - 0,01 \cdot H) + 1}, \text{ м} \quad (4.53)$$

где  $\sigma$  - допустимое напряжение, МН/м<sup>2</sup> (120-160).

$$\delta = \frac{0,01 \cdot 953 \cdot 0,114}{(2,3 \cdot 153,5 - 0,01 \cdot 953) + 1} = 0,0054 \text{ м}$$

Наружный диаметр трубопровода:

$$d_{\text{нар}} = d + 2 \cdot \delta, \text{ м} \quad (4.54)$$

где  $d$ - внутренний диаметр нагнетательного трубопровода, м.

$$d_{\text{нар}} = 0,114 + 2 \cdot 0,008 = 0,13 \text{ м}$$

Фактическая скорость в нагнетательном трубопроводе:

$$C_H = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_H^2}, \text{ м/сек} \quad (4.55)$$

где  $Q$ - часовой приток воды, м<sup>3</sup>/ч.

$$C_H = \frac{4 \cdot 66}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,114^2} = 1,88 \text{ м/сек}$$

Внутренний диаметр всасывающего трубопровода:

$$d_B = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot V_B}}, \text{ м} \quad (4.56)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		92

где  $V_B$  – скорость движения во всасывающем трубопроводе, м/с.

$$d_B = \sqrt{\frac{4 \cdot 66}{3600 \cdot 3,14 \cdot 1,5}} = 0,125 \text{ м}$$

По ГОСТу 8732-78 выбираю стальную бесшовную трубу (марка стали 20) с внутренним диаметром 127 мм, и толщиной стенки  $\delta=6$  мм.

Фактическая скорость во всасывающем трубопроводе:

$$C_H = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_H^2}, \text{ м/сек} \quad (4.57)$$

где  $Q$  - то же, что и в формуле (4.30)

$$C_H = \frac{4 \cdot 66}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,127^2} = 1,45 \text{ м/сек}$$

Потери напора в нагнетательном трубопроводе, м:

$$\Sigma \Delta H = \left( \lambda \cdot \frac{l_H}{d_H} + \xi_i \cdot n_i \right) \cdot \frac{c_H^2}{2 \cdot g}, \text{ м} \quad (4.58)$$

где  $l_H$  – общая длина нагнетательного трубопровода, м;

$\xi_i \cdot n_i$  – коэффициенты местных сопротивлений и их количество

$\xi_i \cdot n_i = \xi_{\text{вс.кл}} + \xi_{\text{зад}} + \xi_{\text{ок}} + n_k \cdot \xi_{1к} = 7,0 + 0,26 + 10 + 6 \cdot 0,5 = 20,26$ ;

$\lambda$  – коэффициент гидравлического сопротивления.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_H}} \quad (4.59)$$

где  $d_H$  - диаметр нагнетательного трубопровода, м.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,114}} = 0,04$$

$$\Sigma \Delta H = \left( 0,04 \cdot \frac{905}{0,114} + 20,26 \right) \cdot \frac{1,8^2}{2 \cdot 9,81} = 50 \text{ м}$$

Потери напора во всасывающем трубопроводе, м:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		93

$$\Sigma \Delta H = \left( \lambda \frac{l_B}{d_B} + \xi i \cdot n i \right) \frac{c_H^2}{2g}, \text{ м} \quad (4.60)$$

где  $l_{\text{вс}}$  – общая длина всасывающего трубопровода, м;  
 $\lambda$  – коэффициент гидравлического сопротивления.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_H}} \quad (4.61)$$

где  $d_H$  - диаметр всасывающего трубопровода, м.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,127}} = 0,038$$

$$\Sigma \Delta H = \left( 0,038 \cdot \frac{4}{0,127} + 6,61 \right) \frac{1,45^2}{2 \cdot 9,81} = 0,81 \text{ м}$$

Общие потери напора:

$$\Sigma \Delta H = \Sigma \Delta H_H + \Sigma \Delta H_{\text{вс}}, \text{ м} \quad (4.62)$$

где  $\Sigma \Delta H_H$  - суммарные потери в нагнетательном трубопроводе;  
 $\Sigma \Delta H_{\text{вс}}$  - суммарные потери во всасывающем трубопроводе.

$$\Sigma \Delta H = 50 + 0,81 = 50,81 \text{ м}$$

Манометрический напор насоса, м:

$$H_M = H_T + \Sigma \Delta H, \text{ м} \quad (4.63)$$

где  $H_T$  - то же, что и в формуле (4.50) (4.(62)

$$H_M = 905 + 50,81 = 955,81 \text{ м}$$

Постоянная трубопровода:

$$R_c = \frac{\Sigma \Delta H}{Q^2} \quad (4.64)$$

где  $Q$  - то же, что и в формуле (4.55) (4.(63)

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		94



$$R_c = \frac{50,81}{66^2} = 0,012$$

По формуле  $H = 905 + 0,012 \cdot Q^2$  вычисляю напорную характеристику трубопровода, расчет которой сведен в таблицу 4.4.

Таблица 4.4 - Расчет напорной характеристики трубопровода

Q, м <sup>3</sup> /ч	0	24	48	72	92,4
H, м	905	912	933	967	1007

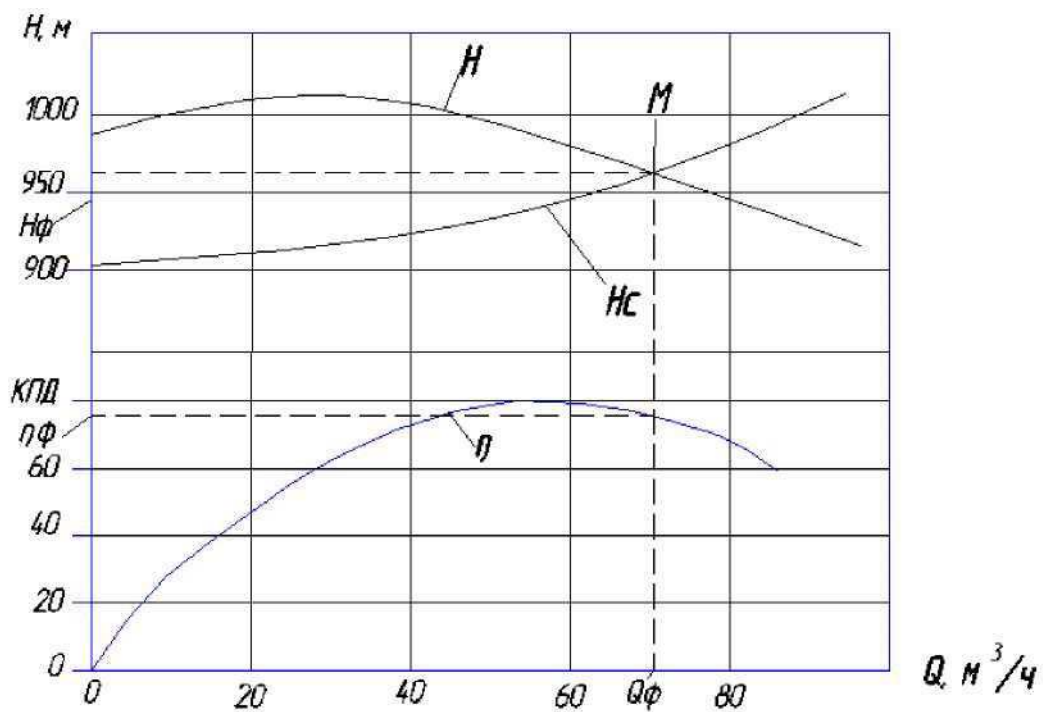


Рисунок 4.5 - График напорных характеристик

Графически нахожу параметры характеризующие режим насоса:

$$Q_\phi = 69 \text{ м}^3/\text{ч}, H_\phi = 960 \text{ м}, \eta_\phi = 0,73$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

#### 4.1.2.1 Проверка выбранного насоса на обеспечение экономичности, устойчивости и отсутствие кавитации

$$\frac{H_{\Gamma}}{H_{\text{М}}} = \frac{905}{960} = 0,94 < 1,0 \quad (4.65)$$

Условие отсутствие кавитации:

$$H_{\text{вак}} \leq H_{\text{вс.д}}$$

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

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

$$\Sigma\Delta H = H_{\text{вс}} + \left( \lambda \cdot \frac{l_{\text{в}}}{d_{\text{в}}} + x_{\text{пр.хл}} + x_{\text{кол}} + x_{\text{вых}} + x_{\text{вых}} \right) \cdot \frac{c_{\text{н}}^2}{2 \cdot g}, \text{ м} \quad (4.66)$$

где  $\lambda$  - то же, что и в формуле (4.33);

$g$ - ускорение свободного падения,  $\text{м/с}^2$ .

$$\Sigma\Delta H = 2 + \left( 0,038 \cdot \frac{4}{0,168} + 6,61 \right) \cdot \frac{1,45^2}{2 \cdot 9,81} = 2,8 \text{ м}$$

Так как  $\Sigma\Delta H_{\text{вс}} = 2,8 \leq H_{\text{вс.д}} = 3,5$ , то выбранный насос удовлетворяет всем необходимым требованиям.

Мощность приводного электродвигателя одного рабочего насоса:

$$N_{\text{д}} = (1,1 \div 1,15) \cdot 10^{-6} \cdot \rho \cdot g \cdot \frac{H_{\text{д}} Q_{\text{д}}}{3,6 \eta_{\text{д}}}, \text{ кВт} \quad (4.67)$$

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

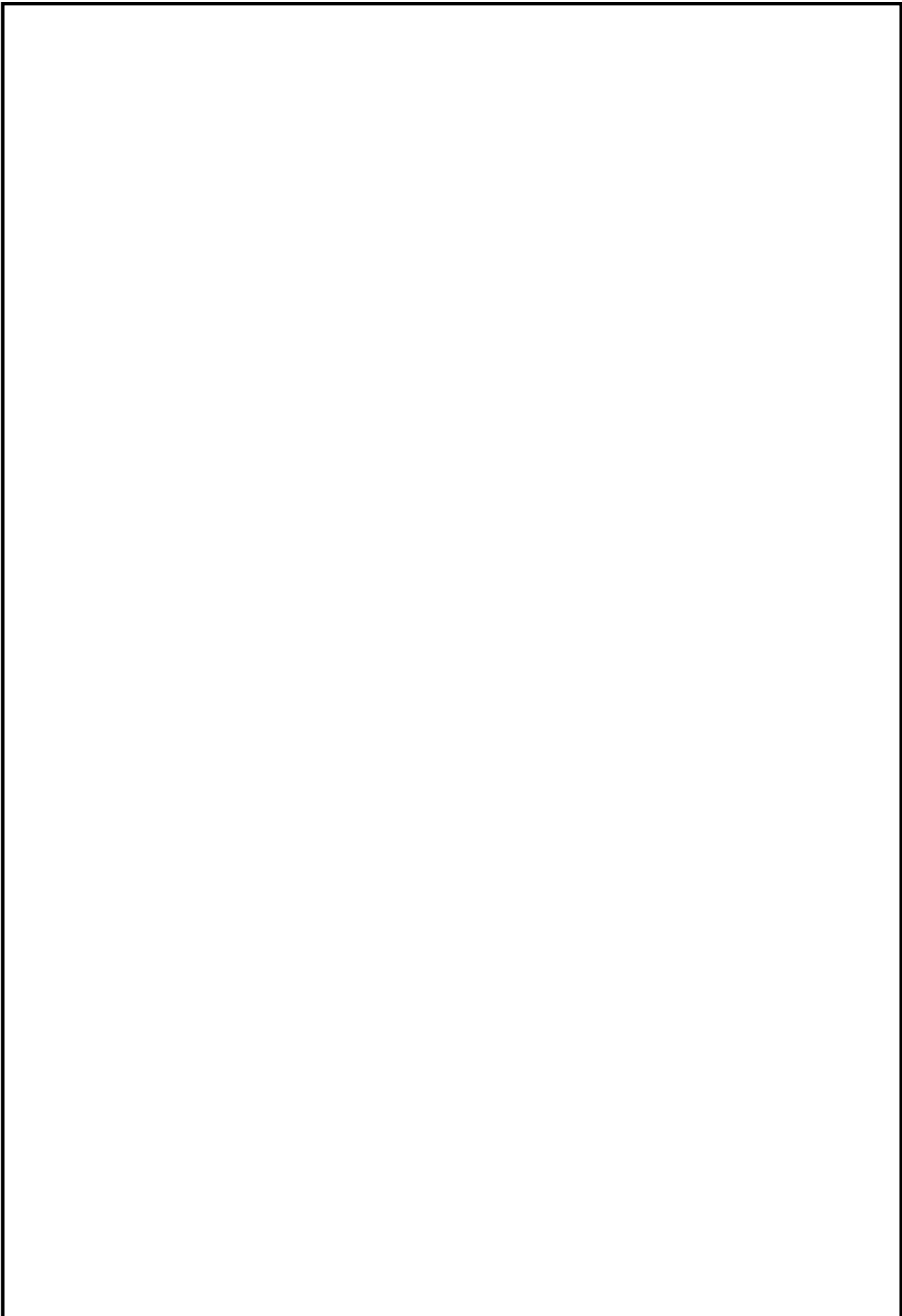
$H_{\text{д}}$ ;  $Q_{\text{д}}$ ;  $\eta_{\text{д}}$  – гидравлические параметры действительного эксплуатационного режима насоса.

$$N_{\text{д}} = 1,15 \cdot 10^{-6} \cdot 1020 \cdot 9,81 \cdot \frac{960 \cdot 69}{3,6 \cdot 0,73} = 290 \text{ кВт}$$

Исходя из полученной расчетной мощности электродвигателя  $K_{\text{д}} = 260 \text{ кВт}$  принимаю синхронный двигатель с короткозамкнутым ротором серии А4-400ХК- 6МУ3 мощностью 315 кВт и частотой вращения вала 1000 об/мин, рабочее напряжение 6000В.

Окончательно принимаю водоотливную установку, оборудованную тремя насосами один основной, один в ремонте и один резервным насосом ЦНС 180-1024.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		96



					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		97

$n_{\max}$  - количество дней с максимальным притоком.

$$W_{\text{год}} = (305 \cdot 55 + 60 \cdot 70) \cdot 24 = 503400 \text{ м}^3$$

Удельный расход энергии:

$$\mathcal{E}_{\text{уд}} = \frac{\mathcal{E}_r}{W_r}, \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{м}^3 \quad (4.73)$$

где  $\mathcal{E}_r$ - годовой расход электроэнергии, кВт·ч  
 $W_r$ - удельный расход энергии, кВт·ч/м<sup>3</sup>

$$\mathcal{E}_{\text{уд}} = \frac{2080401}{503400} = 4,13 \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{м}^3$$

## 4.2 Выбор и расчёт систем вентиляции рудника

### 4.2.1 Расчёт расхода воздуха для обеспечения вентиляции рудника

Расчёт расхода воздуха для проветривания рудников производим по следующим факторам:

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

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

Годовая производительность  $A = 3$  млн.тонн/год. Наибольшее количество людей в руднике  $n=450$  чел. Количество одновременно взрываемого ВВ по руднику 2269 кг. Газовыделение – 0,0%.

Суммарная номинальная мощность двигателей внутреннего сгорания, работающих на руднике:

$$\Sigma N = 11 \cdot N_1 \quad (4.74)$$

где  $N_1 = 263$  кВт – номинальная мощность дизельного двигателя Caterpillar R1700G.

$$\Sigma N = 11 \cdot 358 = 3938 \text{ л. с.}$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						98
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Принимаю всасывающий способ вентиляции, т.к. в этом случае минимальны капитальные затраты, В случае остановки вентилятора, воздух с поверхности будет поступать за счёт естественной тяги.

Расчёт воздуха:

- по наибольшему числу людей одновременно находящихся в руднике:

$$Q_{р.л.} = 0,1 \cdot n \cdot K_3, \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.75)$$

где n – наибольшее число людей, одновременно находящиеся в руднике, 450 человек;

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

$$Q_{р.л.} = 0,1 \cdot 450 \cdot 1,4 = 63 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- по условиям выделения газов после взрывных работ:

$$Q_{р.ВВ} = \frac{500 \cdot B \cdot K_3}{t}, \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.76)$$

где B – количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

t – время проветривания, 1800 сек.

$$Q_{р.ВВ} = \frac{500 \cdot 2269 \cdot 1,4}{1800} = 883 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- по разбавлению вредных примесей выхлопных газов дизельного оборудования:

$$Q_{р.ДВС} = \frac{B_m \cdot \Sigma N \cdot K \cdot K_3}{60}, \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.77)$$

где  $B_m = 5 \text{ м}^3/\text{мин}$  – норма воздуха на 1 л.с. номинальной мощности ДВС.

$K = 0,85$  – коэффициент одновременной работы.

$$Q_{р.ДВС} = \frac{5 \cdot 3938 \cdot 0,85 \cdot 1,4}{60} = 391 \text{ м}^3/\text{сек}$$

К учёту принимаю наибольший расход воздуха, полученный при расчётах по вышеизложенным формулам.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		99

Необходимое количество воздуха для обособленного проветривания камерных выработок:

- для склада взрывчатых материалов

$$Q_{\text{ВМ}} = \frac{0,07 \cdot V_{\text{ВМ}}}{60}, \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.78)$$

где  $V_{\text{ВМ}}$  – объём склада ВМ,  $\text{м}^3$ .

$$Q_{\text{ВМ}} = \frac{0,07 \cdot 1500}{60} = 1,75 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- для склада горюче-смазочных материалов:

$$Q_{\text{ГСМ}} = \frac{0,33 \cdot V_{\text{ГСМ}}}{60}, \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.79)$$

где  $V_{\text{ГСМ}}$  – объём склада ГСМ,  $\text{м}^3$ .

$$Q_{\text{ГСМ}} = \frac{0,33 \cdot 1200}{60} = 6,6 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- для гаражей:

$$Q_{\text{Г}} = \frac{0,33 \cdot V_{\text{Г}}}{60}, \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.80)$$

где  $V_{\text{Г}}$  – объём гаражей,  $\text{м}^3$ .

$$Q_{\text{Г}} = \frac{0,33 \cdot 5000}{60} = 27,5 \text{ м}^3/\text{сек}$$

- для камеры отстоя самоходного оборудования:

$$Q_{\text{к}} = \frac{0,33 \cdot V_{\text{к}}}{60}, \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.81)$$

где  $V_{\text{к}}$  – объём камеры отстоя самоходного оборудования,  $\text{м}^3$ .

$$Q_{\text{к}} = \frac{0,33 \cdot 2000}{60} = 11 \text{ м}^3/\text{сек}$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						100
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- для медпункта:

$$Q_{МП} = \frac{0,33 \cdot V_{МП}}{60}, \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.82)$$

где  $V_{МП}$  – объём камеры медпункта,  $\text{м}^3$ .

$$Q_{МП} = \frac{0,33 \cdot 200}{60} = 1,1 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Расход воздуха для обособленного проветривания выработок сведен в таблицу 4.5

Таблица 4.5 – Расход воздуха для обособленного проветривания выработок

Наименование	Объём камер, $\text{м}^3$	Расход воздуха, $\text{м}^3/\text{сек}$
КОСО	2000	11
Гараж	5000	27,5
Склад ГСМ	1200	6,6
Склад ВМ	1500	1,75
Медпункт	200	1,1
Итого:	9900	48

Общий расход воздуха для проветривания рудника определяется по формуле:

$$Q_{о.р} = (Q_p + \Sigma Q_0) \cdot 1,1, \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.83)$$

где  $Q$  – наибольший расход воздуха,  $\text{м}^3$ ;

$\Sigma Q_0$  – суммарный расход воздуха для обособленного проветривания камерных выработок,  $\text{м}^3/\text{сек}$ .

$$Q_{ор} = 1,1 \cdot (883 + 48) = 1024 \text{ м}^3/\text{сек}$$

#### 4.2.2 Проверка сечения стволов по допустимым скоростям движения воздуха

Проверка площадей сечения стволов и горизонтальных выработок производится после расчёта распределения воздуха для оценки соответствия их допустимым скоростям движения воздуха в соответствии с ЕПБ.

Расчётная скорость движения воздуха в выработках должна удовлетворять условию:

$$V_{\min} \leq V_d \leq V_{\max}$$

где  $V_{\min}$  и  $V_{\max}$  – минимальная и максимальная допустимая скорость воздуха в выработке, м/сек.

Для стволов расчётная скорость движения воздуха определяется из соотношения:

$$V_p = \frac{Q_c}{D \cdot S}, \text{ м/сек} \quad (4.84)$$

где  $Q_c$  – расчётный расход воздуха, проходящий по стволу, м<sup>3</sup>/сек;

$D$  – коэффициент загромождения площади ствола, для горизонтальных выработок: 0,9-0,95, для вертикальных выработок 0,8-0,9;

$S$  – площадь сечения ствола, м<sup>2</sup>.

Данные для определения скорости движения воздуха по стволам сведены в таблицу 4.6

Таблица 4.6 – Расход воздуха на проветривание выработок

Наименование выработок	$S, \text{ м}^2$	Максимальная скорость $V_m, \text{ м/с}$	$D$	Максимальный расход $Q_c, \text{ м}^3/\text{с}$
<b>Воздухоподающие стволы</b>				
КС	58,1	8	0,9	362
ВЗС	44,3	8	0,9	239
<b>Воздуховыдающие стволы</b>				
ВС	44,2	15	0,95	473
Откаточный горизонт	12	8	0,95	106,4
Вент. восстающий	4	4	0,95	15,2

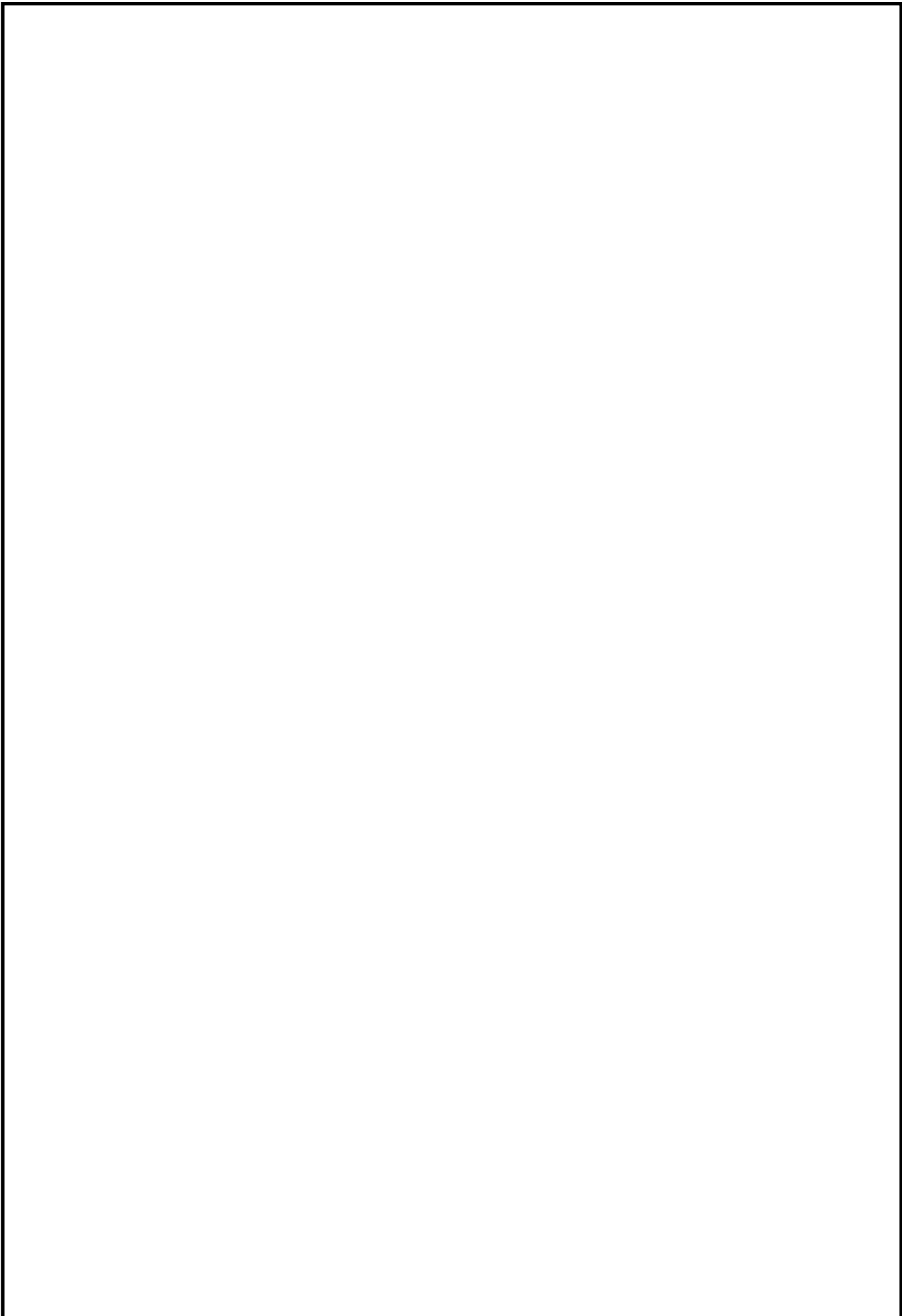
$$V_{p(КС)} = \frac{Q_c}{D \cdot S} = \frac{362}{58,1 \cdot 0,9} = 6,9 \text{ м/сек} \quad (4.85)$$

$V_{p(КС)} \leq V_{\max}$ , т.е. условие выполняется.

$$V_{p(ВЗС)} = \frac{Q_c}{D \cdot S} = \frac{239}{44,2 \cdot 0,9} = 6 \text{ м/сек} \quad (4.86)$$

$V_{p(ВС)} \leq V_{\max}$ , т.е. условие выполняется.





					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						103
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 4.7 - Расчёт депрессии рудника

Название выработки	Тип крепи	$a_1 * 10^{-4}$	$L_i$ , м	$P_i$ , м	$S_i$ , м <sup>2</sup>	$R_i$ , Кд	$Q_i$ , м <sup>3</sup> /с	$h_i$ , мм.вод.ст
Ствол КС	Мон. бетон	39,2	1180	25	58,1	0,0009	362	52,3
Ствол ВЗС	Мон. бетон	39,2	937	21,4	44,2	0,0021	239	94,7
ВС	Мон. бетон	15,0	1030	21,4	44,2	0,0009	473	183,0

Продолжение таблицы 4.7

Название выработки	Тип крепи	$a_1 * 10^{-4}$	$L_i$ , м	$P_i$ , м	$S_i$ , м <sup>2</sup>	$R_i$ , Кд	$Q_i$ , м <sup>3</sup> /с	$h_i$ , мм.вод.ст
Откаточный Квершлаг	Анкерная и т/б	15,75	498	14	12	0,0110	121,6	162,4
Откаточный штрек	УКК	6,0	1900	14	12	0,0160	121,6	236,0
Вент. восстающий	Т/Б	20	8,5	8	4	0,0021	15,2	0,5
Разрезной штрек	Анкерная и Т/Б	6,0	120	14	12	0,0010	121,6	14,9
Итого:								743,8

Точка их пересечения соответствует режиму работы вентилятора.

Нахожу эквивалентное отверстие рудника:

$$A = \frac{0,38 \cdot Q_{\text{оп}}}{\sqrt{H}}, \text{ м}^2 \quad (4.91)$$

где  $Q_{\text{оп}}$  - общий расход воздуха для проветривания выработок,  $\text{м}^3/\text{сек}$ .

$$A = \frac{0,38 \cdot 362}{\sqrt{108}} = 13 \text{ м}^2$$

Ориентировочно определяю диаметр колеса вентилятора:

$$d_{\text{в}} = \sqrt{\frac{A}{0,44}}, \text{ м} \quad (4.92)$$

где  $A$  – эквивалентное отверстие рудника,  $\text{м}^2$ .

$$d_{\text{в}} = \sqrt{\frac{13}{0,44}} = 4,9 \text{ м}$$

Сопротивление вентиляторной установки определяем по формуле:

$$R_{\text{ВУ}} = \frac{a \cdot \pi}{d_{\text{в}}^4} \quad (4.93)$$

где  $a$  – коэффициент для центробежных вентиляторов.

$$R_{\text{ВУ}} = \frac{0,06 \cdot 3,14}{4,8^4} = 0,00035$$

Для построения характеристики сети значения  $H_{\text{в}}$  определяем при значениях  $Q_{\text{в}}$  от 0 до 2.

$$H_{\text{в}} = \Sigma R \cdot Q_{\text{в}}^2 + R_{\text{ВУ}} \cdot Q_{\text{в}}^2, \text{ мм вод. ст} \quad (4.94)$$

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

$R_{\text{ВУ}}$  – внутреннее сопротивление в вентиляторной установке, кН.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						105
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Результаты расчета свожу в таблицу 4.8

Таблица 4.8 - Сводная таблица

	0,25Q <sub>b</sub>	0,5Q <sub>b</sub>	0,75Q <sub>b</sub>	1,25Q <sub>b</sub>	1,5Q <sub>b</sub>	2Q <sub>b</sub>
Q <sub>b</sub>	90,5	181	271,5	452,5	543	724
Q <sub>b</sub> <sup>2</sup>	8190,3	32761	73712	204756	294849	524176
H <sub>b</sub> , мм вод.ст.	235	470	705	1175	1410	1880

По расчётным вентиляционным параметрам Q<sub>B</sub> и H<sub>B</sub> принимаю вентилятор ВЦД- 47А «Север» - 2 ед, техническая характеристика которого сведена в таблицу 4.9

Таблица 4.9 - Техническая характеристика вентилятора ВЦД-47А

Показатели	Значения
Диаметр рабочего колеса, мм	4700
Частота вращения, мин <sup>-1</sup>	450-490
Диапазон в зоне промышленного использования -подачи, м/с -статическое давление, Па	20-430 1000-8800
Мощность установки, кВт	1250
Максимальный статический КПД установки	0,86

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

Распределение воздуха по вертикальным стволам принимается следующим:

Поступающий в рудник воздух:

КС - 362 м<sup>3</sup>/с;

СС - 239 м<sup>3</sup>/с.

Выходящий из рудника воздух:

ВС-1 -473 м<sup>3</sup>/с.

Воздухоподающие стволы оборудованы калориферными установками, а вентиляционный ствол - вентиляторной установкой. На вентиляционном стволе установлен вентилятор главного проветривания. Главная вентиляционная установка состоит из 2-х агрегатов (рабочего и резервного) одного типа. Реверсирование вентиляционной струи происходит с помощью ляд вентилятора.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		106

## 5. ТЕХНОЛОГИЯ РЕМОНТА В УСЛОВИЯХ РУДНИКА «ОКТЯБРЬСКИЙ»

В целях предупреждения прогрессивного нарастания износа, исключения поломок и преждевременного выхода из строя деталей и узлов основного технологического оборудования (ОТО), а также для поддержания его в постоянной эксплуатационной готовности и обеспечения его производительной и безопасной работы проводится система планово-предупредительного ремонта (НИР). Она состоит из циклически повторяющихся организационных и технических мероприятий, предусматривающих выполнение планируемых во времени профилактических работ по осмотру, уходу и устранению неисправностей, а также ремонтов, восстанавливающих работоспособность действующего технологического оборудования.

Система НИР предусматривает:

- Обязательное выполнение правил технической эксплуатации (НТО) основного технологического оборудования и норм его технического обслуживания;
- Увеличение продолжительности межремонтных периодов работы оборудования;
- Снижение продолжительности и стоимости ремонта, а также повышение качества ремонтных работ;
- Стабильность протекания технологических процессов.

Различают следующие виды планово-предупредительного ремонта (НИР):

- Межремонтное техническое обслуживание: ежедневные и периодические ремонтные осмотры;
- Илановые ремонты, которые состоят из текущих ремонтов (Т1, Т2, Т3...) и капитальных ремонтов (К).

Техническое обслуживание оборудования представляет собой комплекс мероприятий, направленных на предупреждение преждевременного износа оборудования путём точного выполнения правил НТО, а так же современного исполнения мелких неисправностей.

Техническое обслуживание включает:

- Ежемесячное техническое обслуживание;
- Нериодические технические осмотры, выполняемые после наработки оборудованием определённого количества часов.

Но положению «О планово-предупредительных ремонтах оборудования и транспортных средств на предприятиях», определяю нормативы периодичности, продолжительности и трудоемкости ремонтов оборудования, которые сведены в таблицу 5.1

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		107

Таблица 5.1 - Ремонтные нормативы оборудования

№ П/П	Оборудование	Количество	Масса, т	Ремонт				Трудоемкость, чел.-ч.	
				Вид	Периодичность, ч	Продолжительность, ч	Число в цикле	Одного ремонта	Среднегодовая
1	Atlas Copco Boomer 282	5	17,5	ТО	470	6	12	8	60
				Т1	1410	18	3	45	90
				Т2	2820	30	2	150	200
				К	8460	72	1	450	300
2	Caterpillar R1700G	9	38,5	ТО	470	6	12	16	125
				Т1	1410	16	3	94	187
				Т2	2820	40	2	312	415
				К	8460	160	1	1170	780
3	Электровоз АРП-20	3	20	ТО	470	6	30	6	60
				Т	2820	18	5	60	100
				К	16920	72	1	360	120
4	ЦНС 22-157	3	1,5	ТО	730	2	30	2	30
				Т	4380	6	5	12	30
				К	17520	24	1	72	36
5	ЦНС 38-176	3	1,5	ТО	730	2	30	2	30
				Т	4380	6	5	12	30
				К	17520	24	1	72	36
6	ЦНС 180-960	3	1,5	ТО	730	2	30	2	30
				Т	4380	6	5	12	30
				К	17520	24	1	72	36
7	ВЦД-47А «Север»	2	90,2	ТО	730	2	50	18	183
				Т	4380	48	9	439	787
				К	43800	96	1	1098	219

## 5.1 Определение количества и видов ремонтов

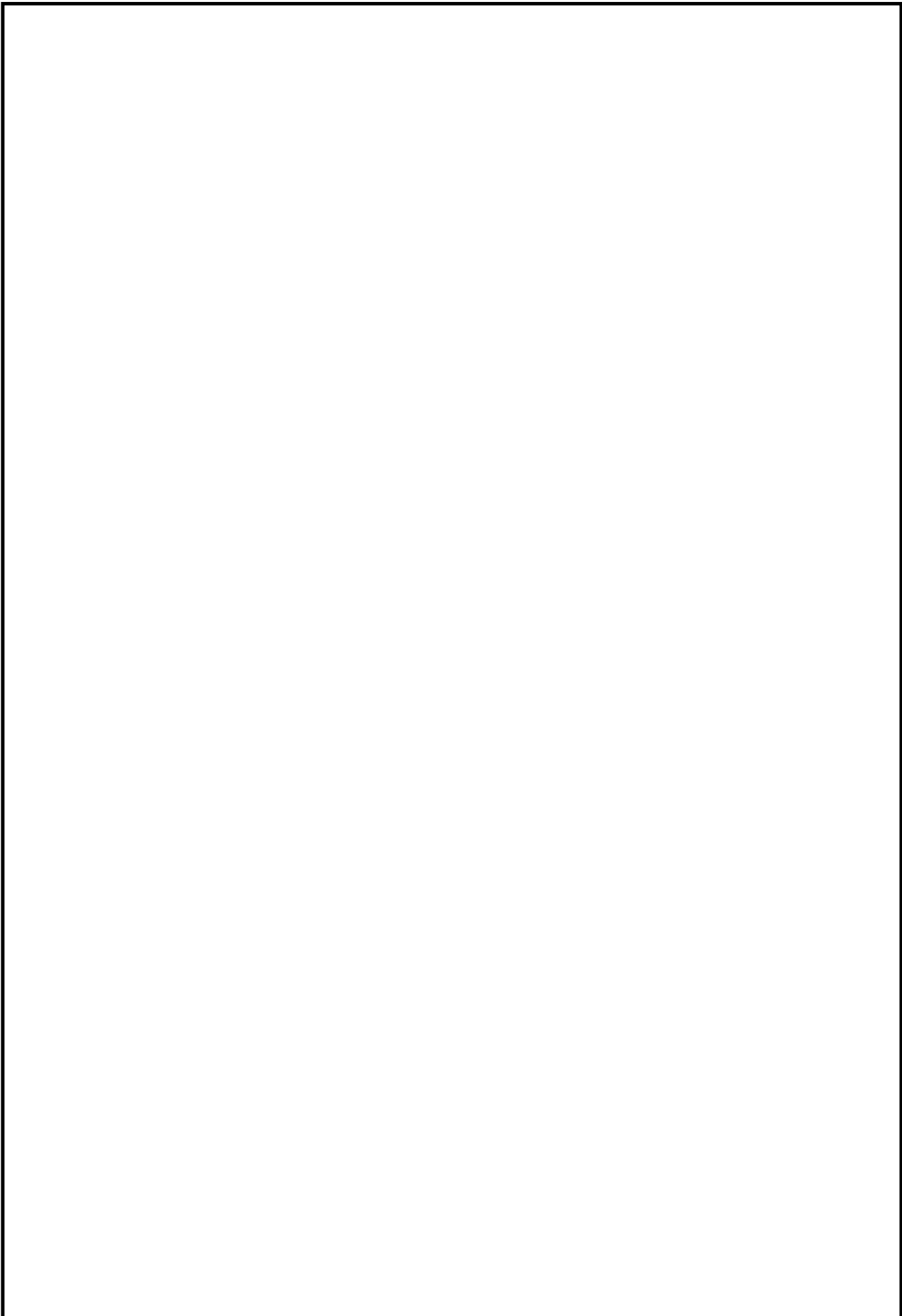
Количество и виды технических обслуживания и ремонтов являются исходной информацией для составления годового и месячного графиков ремонтных работ по каждой единице принятого к эксплуатации оборудования.

В данном курсовом проекте количество и виды технических обслуживания и ремонтов в году определяем аналитическим методом.

### 5.1.1 Определение количества и видов технических обслуживания и ремонтов в году для буровой машины Atlas Copco Boomer 282

Количество капитальных ремонтов:

									Лист
									108
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ				



					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		109

машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_2 = \frac{H_k}{T_1} \quad (5.6)$$

где  $H_k$ -то же, что и в формуле (5.1);  
 $T_1$ -то же, что и в формуле (5.5).

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

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

$$N_{T2} = \frac{5425,7 + 0}{2820} - 0 = 1$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_r + H_{T1}}{T_1} - N_k - N_{T2} \quad (5.7)$$

где  $H_r$ - то же, что и в формуле (5.4);  
 $T_1$  – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч;  
 $H_{T1}$  - выработка машины от предыдущего текущего ремонта, ч.

$$H_{T1} = H_k - T \cdot n_1, \text{ ч} \quad (5.8)$$

где  $H_k$ - то же, что и в формуле (5.1);  
 $T_1$ - периодичность первых текущих ремонтов, ч;  
 $n_1$  – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_k}{T_1} \quad (5.8)$$

где  $H_k$ -то же, что и в формуле (5.1);  
 $T_1$ -то же, что и в формуле (5.7).

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

$$H_{T2} = 0 - 1410 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		110



$$N_{T1} = \frac{5425,7 + 0}{1410} - 0 - 1 = 2$$

Количество технических осмотров:

$$N_{To} = \frac{H_{\Gamma} + H_{To}}{TO} - N_{\kappa} - N_{T2} - N_{T1} \quad (5.9)$$

где TO – периодичность технических осмотров машины, ч;

$H_{\Gamma}$ -то же, что и в формуле (5.4);

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

$$H_{To} = H_{\kappa} - T_o \cdot n_o, \text{ ч} \quad (5.10)$$

где  $H_{\kappa}$ - то же, что и в формуле (5.1);

$T_o$ - периодичность технических осмотров, ч;

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

$$n_o = \frac{H_{\kappa}}{T_o} \quad (5.11)$$

где  $H_{\kappa}$ - то же, что и в формуле (5.1);

$T_o$ - периодичность технических осмотров, ч.

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

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

$$N_{To} = \frac{5425,7 + 0}{470} - 0 - 1 - 2 = 8$$

### 5.1.2 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов в году для погрузочно-доставочной машины Caterpillar R1700G

Количество капитальных ремонтов:

$$N_{\kappa} = \frac{H_{\Gamma} + H_{\kappa}}{K} \quad (5.12)$$

где  $H_{\Gamma}$  – планируемая выработка на год, ч;

$H_{\kappa} = 0$ - выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч;

K - ремонтный цикл машины, ч.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		111

$$H_r = T_r \cdot k_{\text{и}}^{\text{п}} - T_p, \text{ ч} \quad (5.13)$$

где  $k_{\text{и}}^{\text{п}} = 0,8 \div 0,9$  - планируемый коэффициент использования машины в смену;  
 $T_r$  - номинальный фонд времени работы оборудования, ч;  
 $T_p$  - количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

$$T_p = \frac{T_r \cdot (T_{\text{то}} \cdot N_{\text{то}}^{\text{н}} + T_{\text{т1}} \cdot N_{\text{т1}}^{\text{н}} + T_{\text{т2}} \cdot N_{\text{т2}}^{\text{н}} + T_{\text{к}} \cdot N_{\text{к}}^{\text{н}})}{K}, \text{ ч} \quad (5.14)$$

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

$N_{\text{то}}^{\text{н}}$ ;  $N_{\text{т}}^{\text{н}}$ ;  $N_{\text{т2}}^{\text{н}}$ ;  $N_{\text{к}}^{\text{н}}$  - число в цикле, соответственно, технических обслуживаний текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$T_p = \frac{6240 \cdot (6 \cdot 12 + 3 \cdot 16 + 40 \cdot 2 + 160 \cdot 1)}{8460} = 265,5 \text{ ч}$$

$$H_r = 6240 \cdot 0,9 - 265,5 = 5330,5 \text{ ч}$$

$$N_{\text{к}} = \frac{5330,5 + 0}{8460} = 0$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{\text{т2}} = \frac{H_r + H_{\text{т2}}}{T_2} - N_{\text{к}} \quad (5.15)$$

где  $H_r$  - планируемая выработка на год, час;

$T_2$  - периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

$H_{\text{т2}}$  - выработка станка от предыдущего второго ремонта.

$$H_{\text{т2}} = N_{\text{к}} - T \cdot n_2, \text{ ч} \quad (5.16)$$

где  $N_{\text{к}}$  - то же, что и в формуле (5.12);

$T_2$  - периодичность вторых текущих ремонтов, ч;

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

$$n_2 = \frac{N_{\text{к}}}{T_1} \quad (5.17)$$

где  $N_{\text{к}}$  - то же, что и в формуле (5.12);

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		112

T1-то же, что и в формуле (5.16).

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

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

$$N_{T2} = \frac{5330,5 + 0}{2820} - 0 = 1$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T1} - N_{\kappa} - N_{T2} \quad (5.18)$$

где  $H_{\Gamma}$ - то же, что и в формуле (5.12);

$T_1$  – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч;

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

$$H_{T1} = H_{\kappa} - T \cdot n_1, \text{ ч} \quad (5.19)$$

где  $H_{\kappa}$ - то же, что и в формуле (5.12);

$T_1$ - периодичность первых текущих ремонтов, ч;

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

$$n_1 = \frac{H_{\kappa}}{T1} \quad (5.20)$$

где  $H_{\kappa}$ -то же, что и в формуле (5.12);

$T_1$ -то же, что и в формуле (5.18).

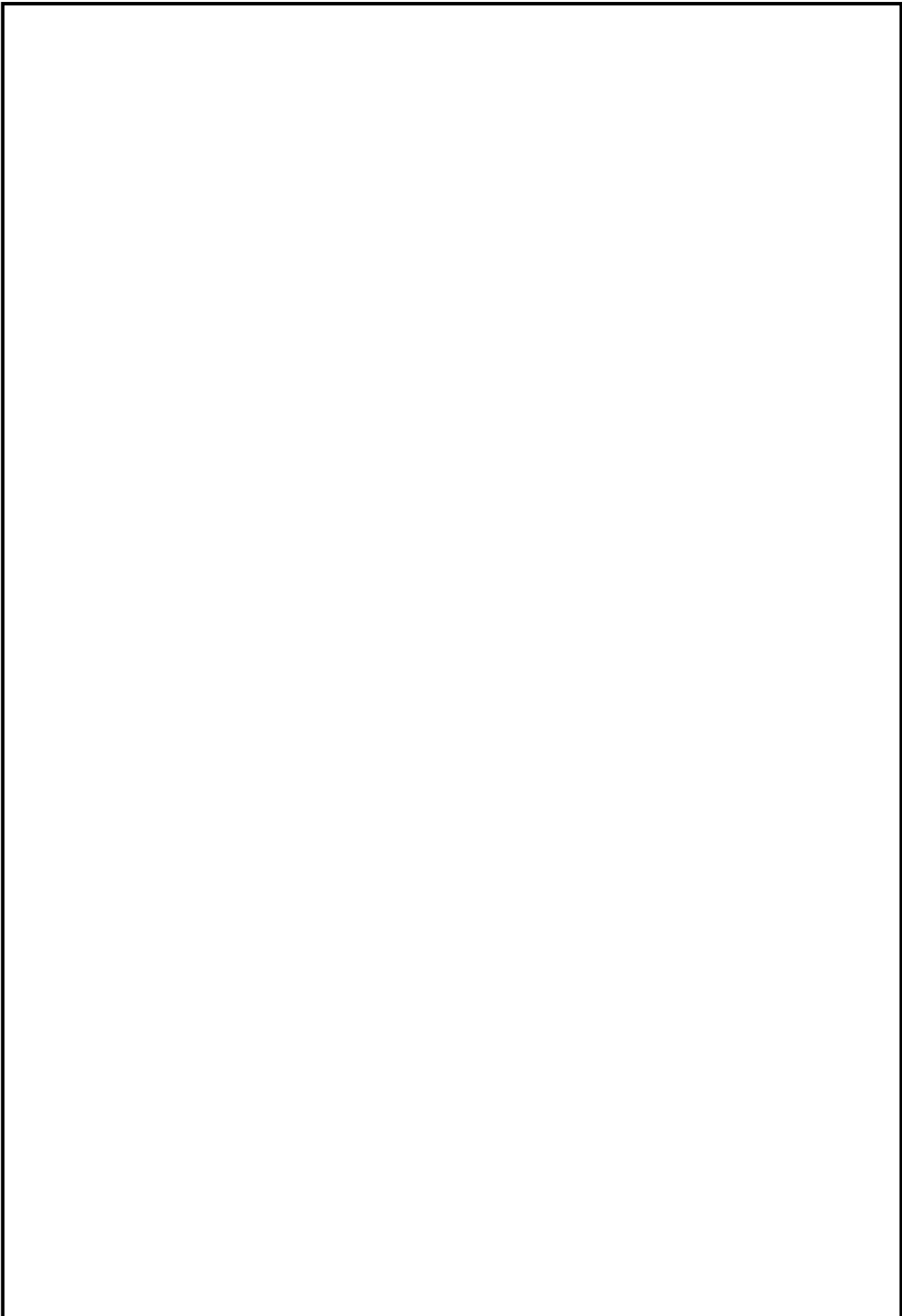
$$n_1 = \frac{0}{1410} = 0$$

$$H_{T2} = 0 - 1410 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

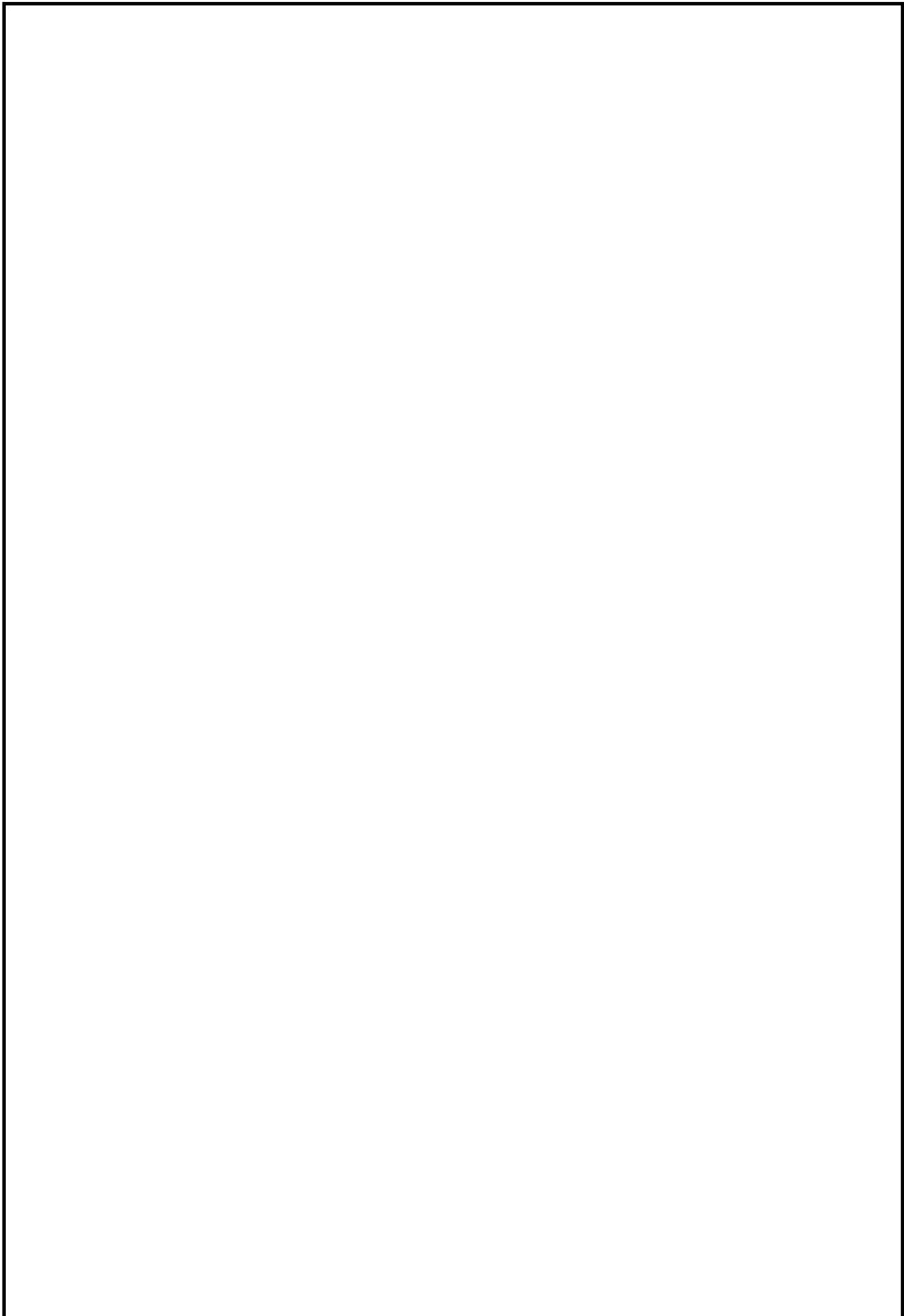
$$N_{T1} = \frac{5330,5 + 0}{1410} - 0 - 1 = 2$$

Количество технических осмотров:

$$N_{TO} = \frac{H_{\Gamma} + H_{TO}}{TO} - N_{\kappa} - N_{T2} - N_{T1} \quad (5.21)$$



					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		114



					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		115

$$n_1 = \frac{0}{2820} = 0$$

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

$$N_{T1} = T_r \cdot k_{п} - T_p, \text{ч}$$

$$N_{T1} = \frac{5489,9 + 0}{2820} - 0 - 0 = 1$$

Количество технических осмотров:

$$N_{T0} = \frac{N_{T1} + N_{T0}}{T_0} - N_{T2} - N_{T1} \quad (5.30)$$

где  $T_0$  – периодичность технических осмотров машины, ч;

$N_{T1}$ -то же, что и в формуле (5.27);

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

$$N_{T0} = N_{T1} - T_0 \cdot n_0, \text{ч} \quad (5.31)$$

где  $N_{T1}$ - то же, что и в формуле (5.24);

$T_0$ - периодичность технических осмотров, ч;

$n_0$  – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_0 = \frac{N_{T1}}{T_0} \quad (5.32)$$

где  $N_{T1}$ - то же, что и в формуле (5.24);

$T_0$ - периодичность технических осмотров, ч.

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

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

$$N_{T0} = \frac{5489,9 + 0}{470} - 0 - 0 - 1 = 10$$

#### 5.1.4 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов в году насоса ЦНС 22-157

Количество капитальных ремонтов:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		116

$$N_k = \frac{H_r + H_k}{K} \quad (5.33)$$

где  $H_r$  – планируемая выработка на год, ч;

$H_k = 0$  - выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч;

$K$  - ремонтный цикл машины, ч.

$$H_r = T_r \cdot k_{\text{и}}^{\text{п}} - T_p, \text{ ч} \quad (5.34)$$

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

$T_r$  - номинальный фонд времени работы оборудования, ч;

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

$$T_p = \frac{T_r \cdot (T_{\text{то}} \cdot N_{\text{то}}^{\text{н}} + T_{\text{т1}} \cdot N_{\text{т1}}^{\text{н}} + T_k \cdot N_k^{\text{н}})}{K}, \text{ ч} \quad (5.35)$$

где  $T_{\text{то}}$ ;  $T_r$ ;  $T_k$  – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч;

$N_{\text{то}}^{\text{н}}$ ;  $N_{\text{т}}^{\text{н}}$ ;  $N_k^{\text{н}}$  – число в цикле, соответственно, технических обслуживаний, текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$T_p = \frac{6240 \cdot (2 \cdot 30 + 6 \cdot 5 + 24 \cdot 1)}{17520} = 40,6 \text{ ч}$$

$$H_r = 6240 \cdot 0,9 - 40,6 = 5575,4 \text{ ч}$$

$$N_k = \frac{5575,4 + 0}{8460} = 0$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{\text{т2}} = 0$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{\text{т1}} = \frac{H_r + H_{\text{т1}}}{T_1} - N_k - N_{\text{т2}} \quad (5.36)$$

где  $H_r$ - то же, что и в формуле (5.33);

$T_1$  – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч;

$H_{\text{т1}}$  - выработка машины от предыдущего текущего ремонта, ч.

$$H_{\text{т1}} = H_k - T_1 \cdot n_1, \text{ ч} \quad (5.37)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		117

где  $H_k$ - то же, что и в формуле (5.33);

$T_1$ - периодичность первых текущих ремонтов, ч;

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

$$n_1 = \frac{H_k}{T_1} \quad (5.38)$$

где  $H_k$ -то же, что и в формуле (5.33);

$T_1$ -то же, что и в формуле (5.37).

$$n_1 = \frac{0}{4380} = 0$$

$$H_{T2} = 0 - 4380 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T1} = \frac{5575,4 + 0}{4380} - 0 - 0 = 1$$

Количество технических осмотров:

$$N_{To} = \frac{H_r + H_{To}}{T_o} - N_k - N_{T2} - N_{T1} \quad (5.39)$$

где  $T_o$  – периодичность технических осмотров машины, ч;

$H_r$ -то же, что и в формуле (5.33);

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

$$H_{To} = H_k - T_o \cdot n_o, \text{ ч} \quad (5.40)$$

где  $H_k$ - то же, что и в формуле (5.33);

$T_o$ - периодичность технических осмотров, ч;

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

$$n_o = \frac{H_k}{T_o} \quad (5.41)$$

где  $H_k$ - то же, что и в формуле (5.33);

$T_o$ - периодичность технических осмотров, ч.

$$n_o = \frac{0}{730} = 0$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						118
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



$$H_{\text{То}} = 0 - 730 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{\text{То}} = \frac{5575,4 + 0}{730} - 0 - 0 - 1 = 6$$

### 5.1.5 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов в году насоса ЦНС 38-176

Количество капитальных ремонтов:

$$N_{\text{к}} = \frac{H_{\text{Г}} + H_{\text{к}}}{\text{К}} \quad (5.42)$$

где  $H_{\text{Г}}$  – планируемая выработка на год, ч;

$H_{\text{к}} = 0$  - выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч;

$\text{К}$  - ремонтный цикл машины, ч.

$$H_{\text{Г}} = T_{\text{Г}} \cdot k_{\text{и}}^{\text{п}} - T_{\text{р}}, \text{ ч} \quad (5.43)$$

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

$T_{\text{Г}}$  - номинальный фонд времени работы оборудования, ч;

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

$$T_{\text{р}} = \frac{T_{\text{Г}} \cdot (T_{\text{То}} \cdot N_{\text{То}}^{\text{ц}} + T_{\text{Т1}} \cdot N_{\text{Т1}}^{\text{ц}} + T_{\text{к}} \cdot N_{\text{к}}^{\text{ц}})}{\text{К}}, \text{ ч} \quad (5.44)$$

где  $T_{\text{То}}$ ;  $T_{\text{Т}}$ ;  $T_{\text{к}}$  – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч;

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

$$T_{\text{р}} = \frac{6240 \cdot (2 \cdot 30 + 6 \cdot 5 + 24 \cdot 1)}{17520} = 40,6 \text{ ч}$$

$$H_{\text{Г}} = 6240 \cdot 0,9 - 40,6 = 5575,4 \text{ ч}$$

$$N_{\text{к}} = \frac{5575,4 + 0}{8460} = 0$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{\text{Т2}} = 0$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		119

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T1} - N_{\kappa} - N_{T2} \quad (5.45)$$

где  $H_{\Gamma}$ - то же, что и в формуле (5.42);

$T_1$  – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч;

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

$$H_{T1} = H_{\kappa} - T_1 \cdot n_1, \text{ ч} \quad (5.46)$$

где  $H_{\kappa}$ - то же, что и в формуле (5.33);

$T_1$ - периодичность первых текущих ремонтов, ч;

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

$$n_1 = \frac{H_{\kappa}}{T1} \quad (5.47)$$

где  $H_{\kappa}$ -то же, что и в формуле (5.42);

$T_1$ -то же, что и в формуле (5.46).

$$n_1 = \frac{0}{4380} = 0$$

$$H_{T2} = 0 - 4380 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T1} = \frac{5575,4 + 0}{4380} - 0 - 0 = 1$$

Количество технических осмотров:

$$N_{T0} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T0}}{T_0} - N_{\kappa} - N_{T2} - N_{T1} \quad (5.48)$$

где  $T_0$  – периодичность технических осмотров машины, ч;

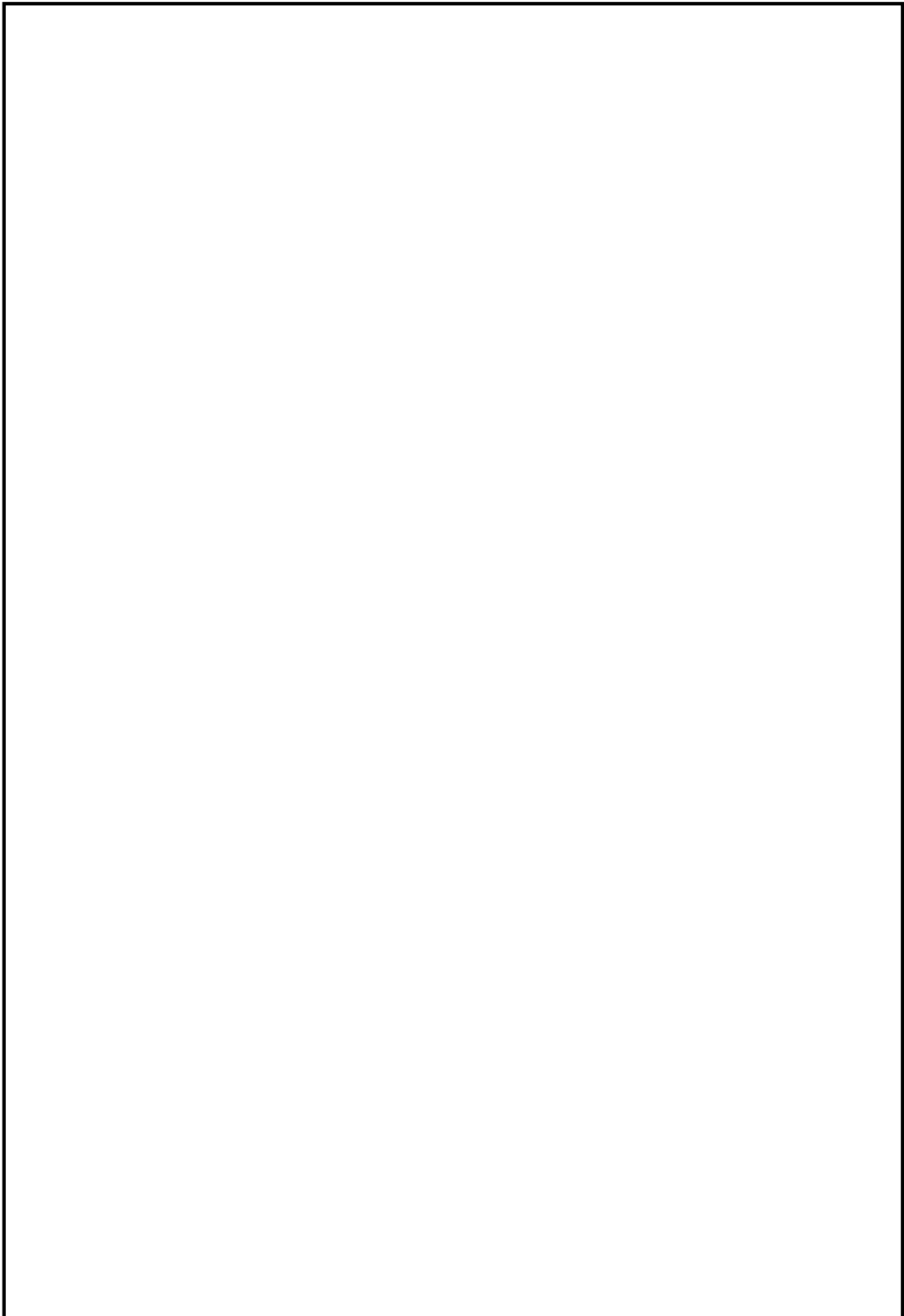
$H_{\Gamma}$ -то же, что и в формуле (5.42);

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

$$H_{T0} = H_{\kappa} - T_0 \cdot n_0, \text{ ч} \quad (5.49)$$

где  $H_{\kappa}$ - то же, что и в формуле (5.42);

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						120
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		121

текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$T_p = \frac{6240 \cdot (2 \cdot 30 + 6 \cdot 5 + 24 \cdot 1)}{17520} = 40,6 \text{ ч}$$

$$H_r = 6240 \cdot 0,9 - 40,6 = 5575,4 \text{ ч}$$

$$N_k = \frac{5575,4 + 0}{8460} = 0$$

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = 0$$

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_r + H_{T1}}{T1} - N_k - N_{T2} \quad (5.54)$$

где  $H_r$  - то же, что и в формуле (5.51);

$T_1$  - периодичность первых текущих ремонтов машины, ч;

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

$$H_{T1} = H_k - T_1 \cdot n_1, \text{ ч} \quad (5.55)$$

где  $H_k$  - то же, что и в формуле (5.51);

$T_1$  - периодичность первых текущих ремонтов, ч;

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

$$n_1 = \frac{H_k}{T1} \quad (5.56)$$

где  $H_k$  - то же, что и в формуле (5.51);

$T_1$  - то же, что и в формуле (5.55).

$$n_1 = \frac{0}{4380} = 0$$

$$H_{T2} = 0 - 4380 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T1} = \frac{5575,4 + 0}{4380} - 0 - 0 = 1$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		122

Количество технических осмотров:

$$N_{\text{То}} = \frac{H_{\Gamma} + H_{\text{То}}}{T_{\text{о}}} - N_{\text{к}} - N_{\text{Т2}} - N_{\text{Т1}} \quad (5.57)$$

где  $T_{\text{о}}$  – периодичность технических осмотров машины, ч;

$H_{\Gamma}$ -то же, что и в формуле (5.51);

$H_{\text{То}}$  - выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.

$$H_{\text{То}} = H_{\text{к}} - T_{\text{о}} \cdot n_{\text{о}}, \text{ ч} \quad (5.58)$$

где  $H_{\text{к}}$ - то же, что и в формуле (5.51);

$T_{\text{о}}$ - периодичность технических осмотров, ч;

$n_{\text{о}}$  – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_{\text{о}} = \frac{H_{\text{к}}}{T_{\text{о}}} \quad (5.59)$$

где  $H_{\text{к}}$ - то же, что и в формуле (5.51);

$T_{\text{о}}$ - периодичность технических осмотров, ч.

$$n_{\text{о}} = \frac{0}{730} = 0$$

$$H_{\text{То}} = 0 - 730 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{\text{То}} = \frac{5575,4 + 0}{730} - 0 - 0 - 1 = 6$$

### 5.1.7 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов в году для вентилятора ВЦД-47А «Север»

Количество капитальных ремонтов:

$$N_{\text{к}} = \frac{H_{\Gamma} + H_{\text{к}}}{K} \quad (5.60)$$

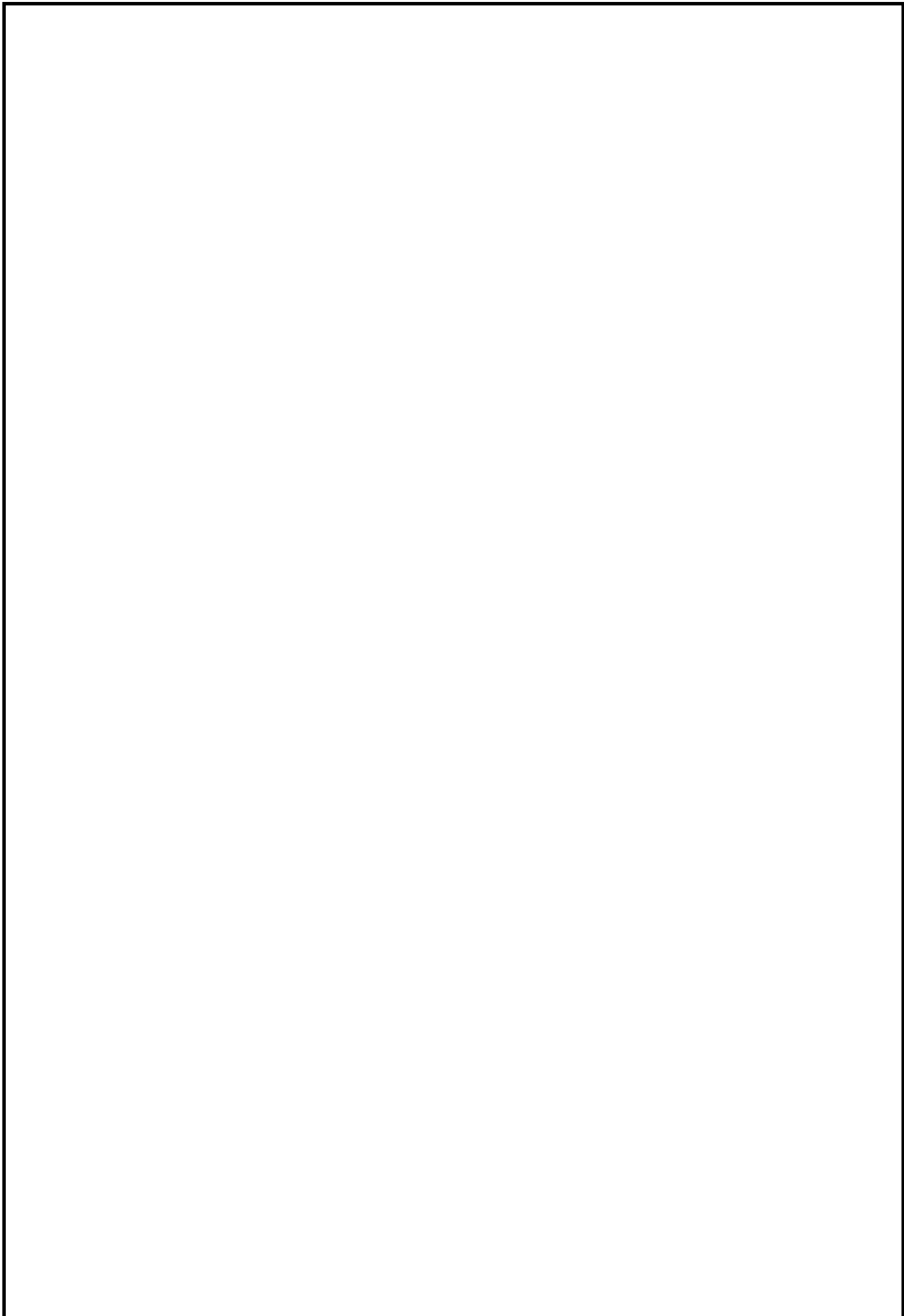
где  $H_{\Gamma}$  – планируемая выработка на год, ч;

$H_{\text{к}} = 0$ - выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч;

$K$  - ремонтный цикл машины, ч.

$$H_{\Gamma} = T_{\Gamma} \cdot k_{\text{и}}^{\text{п}} - T_{\text{р}}, \text{ ч} \quad (5.61)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						123
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		124

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

$$n_1 = \frac{H_k}{T_1} \quad (5.65)$$

где  $H_k$ -то же, что и в формуле (5.60);  
 $T_1$ -то же, что и в формуле (5.64).

$$n_1 = \frac{0}{4380} = 0$$

$$N_{T2} = 0 - 4380 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

$$N_{T1} = \frac{5526,5 + 0}{43800} - 0 - 0 = 1$$

Количество технических осмотров:

$$N_{To} = \frac{H_T + H_{To}}{T_o} - N_k - N_{T2} - N_{T1} \quad (5.66)$$

где  $T_o$  – периодичность технических осмотров машины, ч;  
 $H_T$ -то же, что и в формуле (5.60);  
 $H_{To}$  - выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.

$$N_{To} = N_k - T_o \cdot n_o, \text{ ч} \quad (5.67)$$

где  $N_k$ - то же, что и в формуле (5.60);  
 $T_o$ - периодичность технических осмотров, ч;  
 $n_o$  – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_o = \frac{H_k}{T_o} \quad (5.68)$$

где  $H_k$ - то же, что и в формуле (5.60);  
 $T_o$ - периодичность технических осмотров, ч.

$$n_o = \frac{0}{730} = 0$$

$$N_{To} = 0 - 730 \cdot 0 = 0 \text{ ч}$$

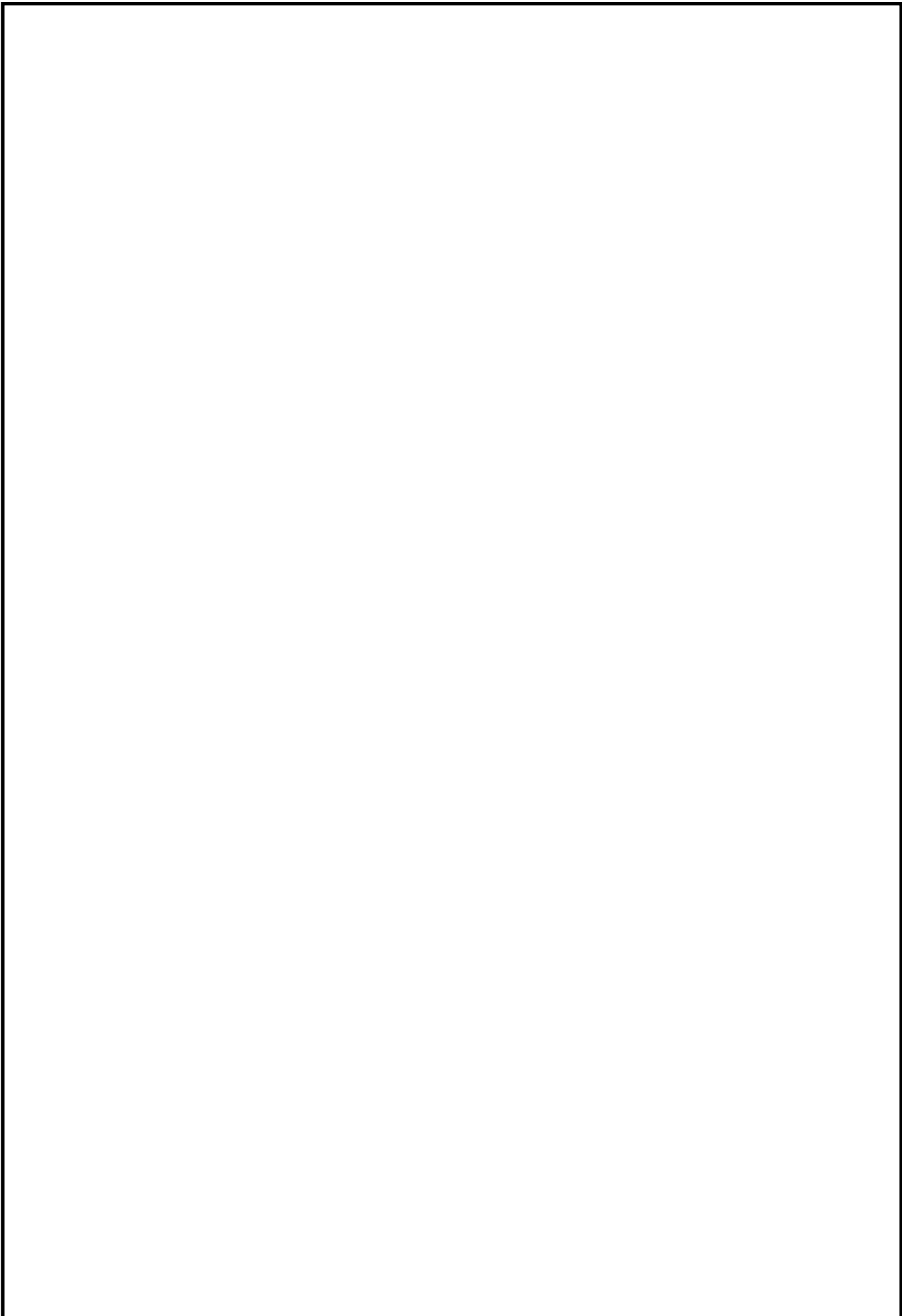
$$N_{To} = \frac{5526,5 + 0}{730} - 0 - 0 - 1 = 6$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		125

Таблица 5.2 - Количество технических обслуживаний и ремонтов оборудования

№	Наименование оборудования	N <sub>то</sub>	N <sub>т1</sub>	N o <sup>1</sup> т2	N <sub>к</sub>
1	Atlas Copco Boomer 282	8	2	1	0
2	Caterpillar R1700G	8	2	1	0
3	Электровоз АРП-20	8	1	0	0
4	ЦНС 22-157	6	1	0	0
5	ЦНС 38-176	6	1	0	0
6	ЦНС 180-960	6	1	0	0





					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		127

Таблица 5.3 – Штат ремонтных рабочих по профессиям

Профессия рабочего	Численность, чел
Слесари и электрослесари	9(45%)
Токари-станочники	5(25%)
Кузнецы, пресовщики, бурозаправщики	2(10%)
Электрогазосварщики	2(10%)
Прочие	2(10%)

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

$$M_B = M \cdot (0,10 \dots 0,12), \text{ чел.} \quad (5.72)$$

где M- полная численность производственных рабочих, чел.

$$M_B = 20 \cdot 0,10 = 2 \text{ чел.}$$

Численность инженерно-технических работников:

$$M_{И} = (M + M_B) \cdot (0,07 \dots 0,09), \text{ чел.} \quad (5.73)$$

где M- то же, что и в формуле (5.72).

$$M_{И} = (20 + 2) \cdot 0,08 = 2 \text{ чел.}$$

Численность счетно-нормировочного состава:

$$M_C = (M + M_B + M_{И}) \cdot (0,04 \dots 0,05), \text{ чел.} \quad (5.74)$$

где M- то же, что и в формуле (5.73).

$$M_C = (20 + 2 + 2) \cdot 0,05 = 1 \text{ чел.}$$

Численность младшего обслуживающего персонала:

$$M_M = (M + M_B + M_{И} + M_C) \cdot (0,02 \dots 0,03), \text{ чел} \quad (5.75)$$

Где M – то же, что и в формуле (5.74)

$$M_M = (20 + 2 + 2 + 1) \cdot 0,03 = 1 \text{ чел.}$$

Шлифовальный	3М184	1
Расточной	2620В	1
Заточные	ЭТ-93-2	1
Прочие		1
Итого		7

## 5.3 Проектирование ремонтной базы

### 5.3.1 Расчет производственных площадей

Расчёт производственных площадей производится по рассчитанному станочному оборудованию.

Производственная площадь механического отделения (цеха) определяется в зависимости от удельных площадей:

$$F_{MO} = \sum_{i=1}^n N_{CT} \cdot f_o, \text{ м}^2 \quad (5.77)$$

где  $N_{CT}$  — количество оборудования определённого типа;

$n$  - количество станков  $i$ -го типа;

$f_o$  - площадь, приходящаяся на ед. оборудования,  $\text{м}^2$ .

$$F_{MO} = 1 \cdot 20 + 1 \cdot 25 + 1 \cdot 10 + 1 \cdot 20 + 1 \cdot 25 + 1 \cdot 25 + 1 \cdot 10 = 135 \text{ м}^2$$

В удельной площади, приходящейся на ед. оборудования, кроме площади станка, учтены: рабочее место станочника, площадка для установки инструментального шкафа, стеллажей для деталей, простейших подъёмно- транспортных устройств, проходы и проезды между станками.

По площади пола, занятого оборудованием, производственные площади определяю с учетом переходного коэффициента, учитывающего рабочие зоны, проезды и проходы:

$$F = \sum_{i=1}^{n=14} F^{\wedge} k, \text{ м}^2 \quad (5.78)$$

где  $F^{\wedge}$  - площадь пола, занятого  $i$ -м оборудованием,  $\text{м}^2$ ;

$k$  — переходный коэффициент,  $\text{м}^3/\text{чел}$ .

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		129

Таблица 5.6 - Площади производственных цехов и отделений

№	Цех или отделение	F, м²	F
1	Участок наружной мойки	30-35	3,5-4
2	Участок разборки оборудования	20-30	4-4,5
3	Отделение мойки деталей	20-25	3-3,5
4	Отделение сортировки и комплектовки	40-47	2-2,5
5	Испытательное отделение	25-30	4-5
6	Отделение ремонта электрооборудования	15-20	5-7
7	Отделение ремонта корпусных деталей и рам	20-25	3,5-4
8	Цех сборки машин и агрегатов	20-25	4-4,5
9	Кузнечно-прессовое отделение	24-26	3,5-4
10	Термическое отделение	24-26	3-3,5
11	Электрогазосварочное отделение	25-30	5-5,5
12	Компрессорная станция	25-30	6-6,5
13	Трансформаторная подстанция	25-30	5-5,5
14	Механический цех	120-140	4-5

$$F = 30 \cdot 3,5 + 20 \cdot 4 + 20 \cdot 3 + 40 \cdot 2 + 25 \cdot 4 + 15 \cdot 5 + 20 \cdot 3,5 + 20 \cdot 4 + 25 \cdot 4 + 25 \cdot 3 + 25 \cdot 5 + 25 \cdot 6 + 25 \cdot 5 + 125 \cdot 4 = 1725 \text{ м}^2$$

Площадь административных помещений, м<sup>2</sup>:

$$F_a = 0,06 \cdot F, \text{ м}^2$$

(5.79)

где F- площадь пола занятого оборудованием, м<sup>2</sup>.

$$F_{\text{эл}} = 0,06 \cdot 1725 = 103 \text{ м}^2$$

Площадь бытовых помещений, м<sup>2</sup>:

$$F_6 = 0,15 \cdot F, \text{ м}^2$$

(5.80)

где F - то же, что и в формуле (5.79).

$$F_6 = 0,15 \cdot 1725 = 259 \text{ м}^2$$

Площадь вспомогательных помещений: инструментальное и заточное отделения, кладовые инструмента и запасных частей, складские помещения и т.д.,

$$F_B = 0,2 \cdot F, \tag{5.81}$$

где  $F$  - то же, что и в формуле (5.80).

$$F_B = 0,2 \cdot 1725 = 345 \text{ м}^2$$

Общая площадь ремонтной базы:

$$F_{\text{общ}} = F + F_a + F_6 + F_B, \text{ м}^2$$

(5.82)

где  $F$ - площадь пола, занятого оборудованием,  $\text{м}^2$ ;

$F_a$ - площадь административных помещений,  $\text{м}^2$ ;

$F_6$  - площадь бытовых помещений,  $\text{м}^2$ ;

$F_B$  - площадь вспомогательных помещений,  $\text{м}^2$ .

$$F_{\text{щ}} = 1725 + 103 + 259 + 345 = 2432 \text{ м}^2$$

### 5.3 Выбор схемы ремонтной базы

Технологическую схему ремонтной базы производственного потока ремонта принимаем с прямолинейной зоной движения: без встречных и перекрёстных грузопотоков.

Унифицированные здания предусматривают блочное размещение цехов и отделений предприятия, как правило, в одном многопролётном здании. Такое размещение цехов и отделений значительно снижает стоимость строительства и эксплуатаций зданий, улучшает условия маневрирования при перепланировке производства.

Здания в плане должны быть близкими к квадрату или короткому прямоугольнику. В этом случае при одной и той же площади периметр здания является минимальным.

В соответствии с рассчитанной общей площадью ремонтной базы и площадями цехов и отделений определяется длина и ширина здания таким образом, чтобы они были кратны шагу колонн. Все цеха и отделения ремонтного предприятия делятся на зоны:

- Зона разборки. В неё входят участки разборки и мойки оборудования, отделение сортировки контрольно-сортировочный склад деталей;
- Зона сборки. В неё входят отделения: комплектовки, испытательное, малярное; цех сборки машин и агрегатов;
- Зона холодной обработки. В неё входят отделения ремонта электрооборудования и корпусных деталей, механический цех;
- Зона горячей обработки. В неё входят термическое, гальваническое, штамповочное, кузнечно-прессовые отделения;
- Зона сварки. В неё входят электрогазосварочное и газотермическое отделения;
- Зона вспомогательных цехов и служб: инструментальное и заточное отделения, склады, трансформаторная подстанция и компрессорная станция;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						131
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- Зона движения грузопотоков;
- Зона административных помещений;
- Зона бытовых помещений.

Технологическая схема ремонтной базы представлена на рисунке 5.1

Зона разборки	Зона горячей обработки	Зона вспомогательных помещений
зона движения грузопотоков		~
Зона сварки	Зона холодной обработки	Зона сборки
Зона бытовых помещений	Зона административных помещений	

Рисунок 5.1 - Технологическая схема ремонтной базы

#### 5.4 Определение параметров пролета здания ремонтной базы

Основными параметрами пролета здания являются: ширина пролета  $L$ ; шаг колонн  $t$  в направлении продольной оси пролета; сетка колонн  $L \times t$ ; высота до подкрановых путей  $H_i$ ; высота пролета  $H$  (расстояние от пола до нижней части несущих конструкций перекрытия); строительная высота  $H_c$ ; длина пролета  $S$  (расстояние между осями крайних колонн здания в направлении продольной оси пролета)

Высота до подкрановых путей:

$$H_i = K + e + f + c, \text{ м} \quad (5.83)$$

где  $K$  - расстояние от пола до нижней части груза при его транспортировании, м;

$e$  - максимальная высота перемещаемого груза, м;

$f$  - расстояние между грузом и центром крюка крана;

$c$  - расстояние от центра крюка в верхнем крайнем положении до рельсовых путей, м.

$$H_i = 2 + 2 + 2,5 + 1,5 = 8 \text{ м}$$

Высота пролета, м:

$$H = H_i + h, \text{ м} \quad (5.84)$$

где  $h$  - расстояние от рельсовых путей до нижней части фермы, м. м

$$H = 8 + 2,8 = 10,8 \text{ м}$$

Строительная высота:

$$H_c = H + a, \text{ м}$$

(5.85)

где  $a$  - высота фермы, м.

$$H_c = 10,8 + 2 = 12,8 \text{ м}$$

Длина пролета, м:

$$S = t \cdot n, \text{ м}$$

(5.86)

где  $n$  - число шагов колонн.

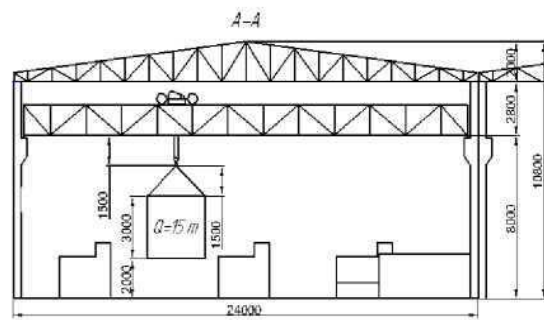
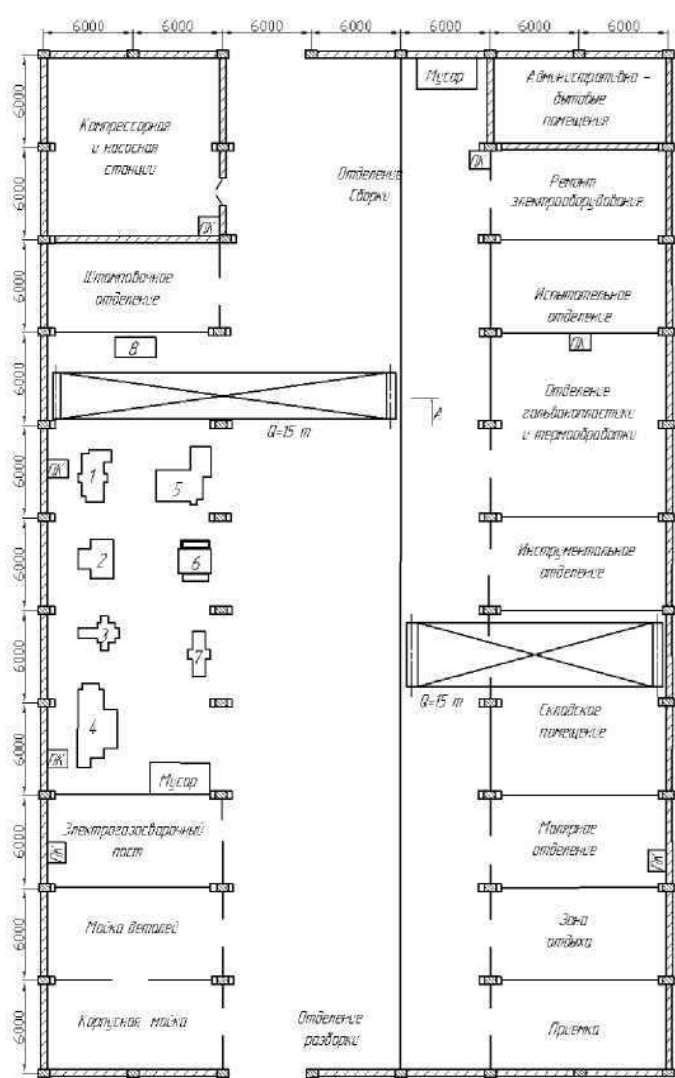
$$S = 6 \cdot 3 = 18 \text{ м}$$

По рассчитанным выше параметрам выбираю по таблице унифицированные размеры пролетов

Таблица 5.7- Параметры зданий и колонн

Тип здания и крана	Ширина пролета, L, м.	Шаг колонн, t, м.	Высота пролета, H, м.	Высота до подкрановых путей, H <sub>1</sub> .
Одноэтажное с мостовыми кранами	24	Наружных - 6 Внутренних - 12	10,8	8
	18			

План ремонтной базы представлен на рисунке 5.2.



Персонал	Численность, чел.
Ремонтные рабочие:	
Слесари и электрослесари	7
Уплкари-станочники	6
Клинецы-прессовщики	2
Электросварщики	1
Пренце	2
Вспомогательные и подсобные рабочие	2
Инженерно-технические работники	2
Счетно-кормирсбсчный персонал	
Итадий обслуживающий персонал	
Итого:	30

№	Наименование	Марка станка
1	Станок токарно-винторезный	1К62
2	Станок сверильный	2А135
3	Станок фрезерный	6Р82
4	Стопок ткифовальный	3180
5	Станок расточной	2620В
6	Стопок заточной	31-33-2
7	Стопок болторезный	283/1
8	Станок оджи/чной	ТУВОНАТЛН НННС

Рисунок 5.2 – План ремонтной базы

Годовой график планово-предупредительный работ представлен на рисунке 5.3.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

134



£	Г.1.1*-лн5.Ть.Р	R:	2			- К>Л*-л?			; К>л*-л			■							
			£	ti	£	£	Й	£	*	■В	'В	7Г	22	а					
2	В ■1-ь'	2	ИГ/*	узу*	2 2^7 ИПР	узу*		И-/Г	узу*	узу*	узу*	2 2 2/ 27		2 2^7	*А*	-/^\	уе		2й
-	-7. 7-:^\	-	уа/*		2 72/2i	узу*		узу*	узу*	2 2 2/ 27	узу*	И-/Г	2 2^7	2 2^7	*у:*	/^\	УТ		2£
	**7..Т.-:??7Л		1 ку*		2 2 2/ 27	узу*			2 - /	узу*	узу*	узу*	2 2 2/ 27	2 2^7/7	*А*	УЛ	уе		2й
			уа/*	узу*	Г-/Г	узу*	узу*			2 2 2/ 27	узу*	узу*	2 2 2/ 27	2 2^7	*А*	-/i*	уе		2й
г		f	уа/*	узу*	узу*	И-/Г	узу*	узу*	2 2 2/ 27	узу*		узу*	2 2^7	2 2 2/ 27	*А*	УЛ	УГ		2£
*	7.7.7* Л- Тч <sup>п</sup>	*	узу*	2 2 2/ 27	узу*	узу*	22 2/2*	узу*	И-/Г	-ку*			2 2^7		*А*	УЛ	уе		2й
7	Гл??-:*■...m ГУГГГ	7	2 Г 2/27	"	узу*	2 2 2/ 27		узу*	узу*	узу*	узу*		2 2^7	2 2^7	*А*	-/2	УК?		Г-
*	Гл?-*...m	7	узу*	уа/*	узу*		Г-/...■?	2 2 2/ 27		узу*	узу*		2 2^7/7	2 2 2/ 2^	*А*	у2	у:а		Г-
7	Гл^m^...m		Г Г Т / Тч	ИГ/*	узу*	уа/*		узу*	2 22/ 27	узу*	н-/...е	2 2^7		*А*	УК	УК?			
2?	Гл?-*...m	2?	узу*	узу*	узу*	2 22/ 27	уа/*		ИГ/*	2 2 2/ 27	уу*	И-/К:	2 2^7		*А*	у2	у^е		
22	Гл?-*...m		ИГУ*	узу*	узу*	узу*	И-/К?	2 22/*		2 2 2/Я		узу*		*А*	у2	УК?		2-S	
Г	■!~ifw...г	г	ИГУ*	узу*		узу*	узу*		узу*		узу*		Г-/п.н		*А*	-/2	УК?		
Я	Гл?-*...m	27	узу*	узу*	и-/к?	узу*		узу*	узу*	узу*		узу*		*А*	у2	у^е			
£	Гл?-*...m	£	2 2 2/27	узу*	2 2 2/ 27	узу*		узу*		узу*	узу*	2 2^7		*А*	у2	у:а		Г-	
	■!~ifw...г		узу*	и-/к?	узу*	222/2-;	узу*	2 2 2/ 27	узу*	узу*		узу*		*А*	у2	УК?		Г-	
27	Гл?-*...m	*	2 КУ*	узу*	2 2 2/ 27	узу*	Г г * / : : ■ ?	узу*	узу*	узу*		узу*	2 2^7		*А*	у2	у^е		Г-
27	Гл?-*...m	27	2 КУ*	Г Г Г / Тч	узу*		узу*	узу*	2 22/ 27	узу*	узу*	узу*	и-/^а	*А*	-УГ	УК?		2^	
S		27	2 2Т/7		уа/*		узу*	ИП^	узу*	узу*	узу*	узу*	узу*	*А*	2/27			77	
	...7-.Т?	2?	узу*	узу*		узу*		узу*	2 22/ 27	уа^	узу*	узу*	узу*	*А*	2/2=			77	
Г <sup>1</sup>			2 КУ*	узу*		узу*	узу*	узу*	узу*	узу*		узу*	2 2 2/ 2^	*А*	2/S			77	
	-Е7	+7	2ЛУ-	-	узу-		ИГУ-		ИГУ-	2 22/7	ИГУ-		ИГУ-	*е	2/7			27	
-	<-■57		ИГ/-	-	узу-		-ку-			узу-	2 22/7	узу-	узу-	*е	2/7			27	
	<л <sup>п</sup> 57	2 7ГУ <sup>п</sup>	-		узу-	узу -	узу-	узу-	узу-		узу-		узу-	*Г	2/7			27	
	< *-.77*		узу-				-ку-	уу*	узу-	узу-	узу-	узу-	узу-	*е	2/7			27	
-	-г.*2 а?	У	ИГУ -	-	узу -		узу-		узу-	2 2 2/-	узу-		узу-	*е	2/7			27	
V	< 7-2 7j		узу-		узу-		-7ГУ-		узу -	2 22/7	узу-		узу-	*Г	2/7			27	
У	<S?-2:^\	У	2ЛУ-	222/7	узу-		ИГУ-	ИГУ-	ИГУ-	узу-			узу-	*е	2/7			27	
У	■ГЖ-НА	У	узу-		узу -		f гт/л		узу -	узу-	узу-	узу-	узу-	i/r	2/7			27	
У	-ГЯГИГЪ	У	2ЛУ <sup>п</sup>	-	узу -		узу -	узу -		узу-		узу-	2 2 2/<	*Г	2/7			27	
	■!?		узу-		ИГУ-	2 2 2/^7	-ку-		узу-		узу-	2 2 2/-		*е	2^7			к?	
,7	7 Г - "17 **ТГгп <sup>п</sup> "	72	2</ "	-	узу-	узу -	-7ГУ-			узу-		узу-	i/r	2^7				я?	

Рисунок 5.3 - Годовой график планово-предупредительный работ

## 5.5 Управление электромеханической службой рудника

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

За бесперебойное снабжение рудника электроэнергией отвечает главный электрик рудника.

Схема управления энергомеханической службой рудника представлена на рисунке 5.2

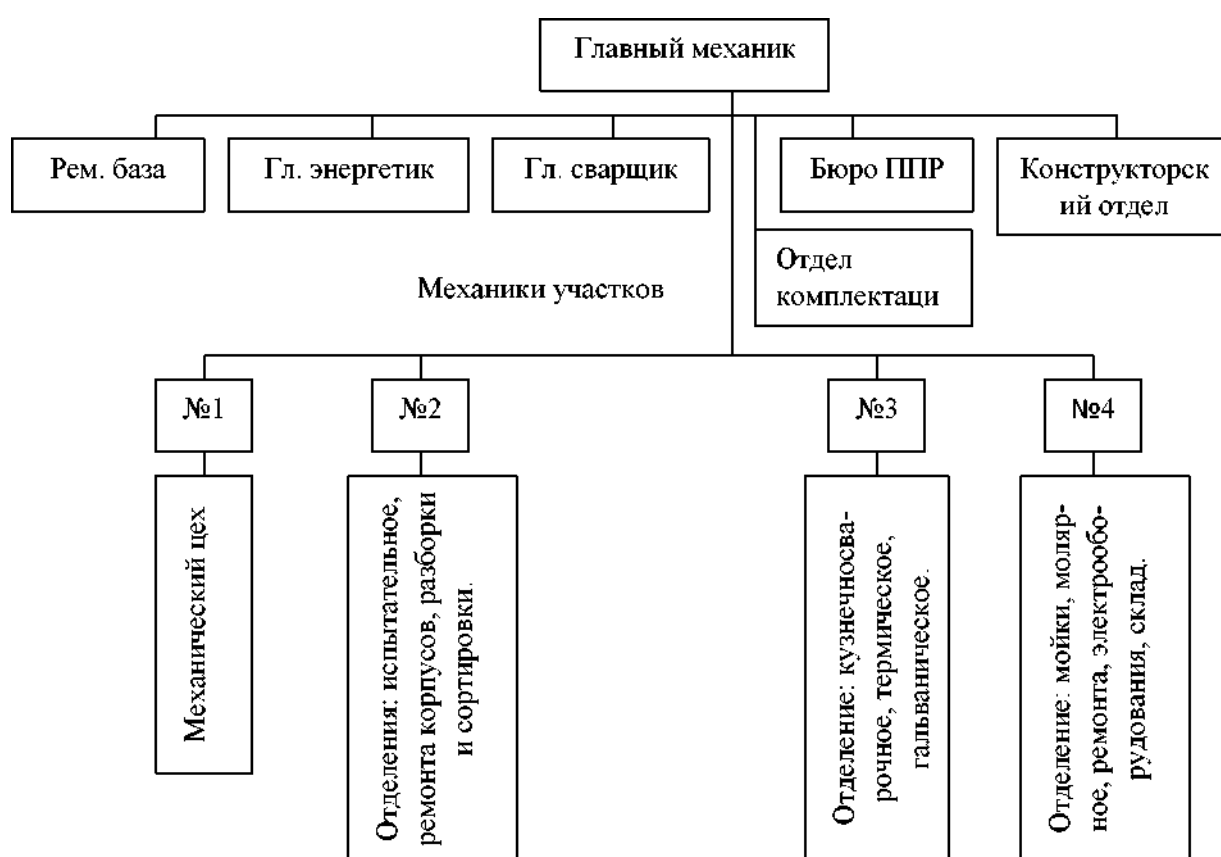


Рисунок 5.2 - Схема управления энергомеханической службой рудника

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

Они организуют направляют и контролируют работу подчинённого им персонала.

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

Функции персонала электромеханической службы определены должностными инструкциями.

## 5.6 Виды износа

Износ деталей в ходе эксплуатации – процесс естественный. Сложные условия работы ТПС вызывают ускоренное появление у его деталей износов различного вида, которые приводят к изменению геометрических параметров деталей, увеличению между ними зазоров, появлению местных вырывов металла, изменению его поверхностной или внутренней структуры. Наиболее характерны износ от сил трения (механический), а также термический, электроэрозионный и коррозионный износы. Отдельные детали могут одновременно подвергаться нескольким видам износа.

Механический износ может возникать вследствие молекулярного схватывания, а также проявляться в виде окислительного, теплового, абразивного и осповидного износов.

1. Абразивный износ – это результат срезания металла попавшими на его поверхность твердыми частицами. Он характерен для смазываемых, но не защищенных от внешних воздействий поверхностей.

2. Тепловой износ происходит при трении скольжения с большими скоростями и высоким давлением. При таких условиях в поверхностных слоях трущихся деталей быстро повышается температура, происходят схватывание и отрыв частиц металла с меньшей прочностью.

3. Молекулярное схватывание происходит при трении скольжения с малыми скоростями или при давлении, превышающем предел текучести. Такие условия возникают в опорах кузовов и деталях межтележечного сочленения, хвостовиков автосцепного устройства.

4. Осповидный износ возникает при трении качения и напряжениях, превышающих предел текучести металла и вызывающих усталостные повреждения. Такой износ характерен, например, для поверхностей роликов и колец подшипников.

5. Окислительный износ появляется в результате разрушения окислов металла на поверхностях двух взаимно перемещающихся деталей, особенно в условиях переменных нагрузок.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		137

Электроэрозионный износ обусловлен уносом металла с рабочей поверхности электрической дугой, возникающей в момент разрыва находящихся под током контактов. Мощность и продолжительность этой дуги зависят в первую очередь от значений разрываемого тока, разности потенциалов между контактами в начале и в конце процесса, типа и состояния дугогасительных устройств. Этому виду износа подвержены коллекторы электрических машин, контактные провода и полозы токоприемников, контакты ряда аппаратов защиты силовых цепей и др.

Коррозионный износ возникает в результате коррозии металлических (в основном стальных) деталей. Этот процесс ускоряется с увеличением влажности и агрессивности внешней среды. У таких металлов как медь и алюминий образующаяся пленка окислов хотя непосредственно не вызывает износа, но приводит к снижению электрической проводимости, что активизирует окислительный процесс и развитие электроэрозии.

## 5.7 Выбор делалаи

Валы – это металлические детали цилиндрической формы с круглым или квадратным сечением, используемые в различных устройствах и механизмах машин для передачи механической энергии. Валы передают крутящий момент и воспринимают действующие силы со стороны расположенных на них деталей или опор.

У валов наиболее часто дефекты появляются на посадочных поверхностях под подшипники и резьбовых поверхностях. Поверхности под подшипники восстанавливают при износе более 0,017-0,060 мм; поверхности неподвижных соединений (места под ступицы со шпоночными пазами и др.) за счет дополнительных деталей - при износе более 0,4 - 1,3 мм, под уплотнения - более 0,15-0,20 мм. Шпоночные пазы восстанавливают при износе более 0,065-0,095 мм; шлицевые поверхности - при износе более 0,2-0,5 мм.

Из всей совокупности восстанавливаемых поверхностей валов 46% изнашиваются до 0,3 мм; 27% - от 0,3 до 0,6 мм; 19% - от 0,6 до 1,2 и 8% - более 1,2 мм.

Основное требование, которое необходимо выполнить при восстановлении валов, является обеспечение: размеров и шероховатости восстанавливаемых поверхностей, их твердости, сплошности покрытия, прочности сцепления нанесенных слоев с основным металлом, а также симметричности, соосности, радиального и торцового биений обработанных поверхностей зубьев шлицевых поверхностей и шпоночных пазов оси вала или образующим базовых поверхностей.

Стали имеют высокий предел текучести, малую чувствительность к концентраторам напряжений, в изделиях, работающих при многократном приложении нагрузок, высокий предел выносливости и достаточный запас

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

вязкости. Кроме того, улучшаемые стали обладают хорошей прокаливаемостью и малой чувствительностью к отпускной хрупкости.

При полной прокаливаемости сталь имеет лучшие механические свойства, особенно сопротивление хрупкому разрушению – низкий порог хладноломкости.

### **Выбор и обоснование способа восстановления**

Вибродуговая наплавка является одним из вариантов электродуговой автоматической наплавки, предполагающей применение металлического сварочного стержня для восстановления деталей наплавкой. Изделие, которое требуется восстановить, помещают в центры токарного агрегата, где и производится его обработка при помощи наплавочной головки. От источника тока на проволоку и заготовку подается требуемое напряжение.

Механический вибратор либо специальная электромагнитная установка, подключаемая к сети переменного тока, обеспечивает вибрацию сварочного стержня. Вибраторы механического типа выдают разные вибрации (по частоте тока), а электромагнитное приспособление обеспечивает колебания электрода на уровне 100 герц.

При горении дуги наблюдается выделение до 99,5 процентов тепла, которое расходуется на расплавление проволоки. При этом на конце стержня появляются металлические расплавленные капли. При коротких замыканиях они попадают на поверхность восстанавливаемого изделия.

Суть процесса состоит в том, что электродный металл за счет колебаний электрода переносится мелкими частицами на деталь. За счет этого появляются очень тонкая наплавленная поверхность с требуемыми характеристиками. Вибрация, кроме всего прочего, стабилизирует операцию – дуговые разряды возбуждаются с большой частотой (при каждом отводе от изделия сварочного стержня).

Основные достоинства вибродуговой наплавки:

- зона термовоздействия характеризуется небольшой глубиной;
- возможность получения малых по толщине слоев (от 0,5 до 3 миллиметров);
- незначительные деформации обрабатываемых деталей;
- повышенные показатели твердости восстановленной поверхности.

Восстановление деталей по данной методике ведется на обратной полярности (постоянный ток) при напряжении от 17 до 20 В, которое среди специалистов считается оптимальным. Охлаждение изделий, необходимое для повышения твердости наплавленной поверхности, защиты деталей от

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						139
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

коробления и уменьшения зоны термического воздействия, осуществляется посредством использования одного из двух растворов:

- технического глицерина (10–20-процентного);
- кальцинированной соды (3-4-процентной).

При подаче охлаждающего состава необходимо следить за тем, чтобы его струя не нарушала наплавочную операцию, попадая в столб сварочной дуги. Регулирование объема подаваемой жидкости для охлаждения в область выполнения работ осуществляется при помощи краника, который обычно монтируется непосредственно на наплавочной головке.

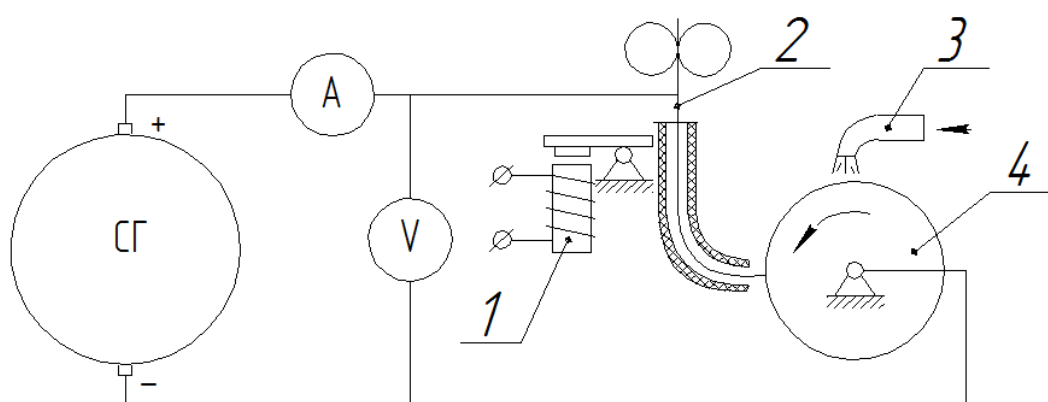


Рисунок 1 – Схема вибродуговой наплавки постоянным током  
1 – вибратор, 2 – электрод, 3 – охлаждающая жидкость, 4 – вал.

О том, что операция наплавки идет стабильно и без технологических сбоев, свидетельствует равномерность звука от сварочной установки, а также данные, которые сварщик получает с амперметра. Стрелка этого прибора практически не колеблется в тех случаях, когда восстановление деталей проходит в адекватном режиме.

Если же стрелка амперметра "дергается", а плавление сварочной проволоки сопровождается неприятным треском, опытный специалист сразу понимает, что наплавка проходит нестабильно. Ее результаты будут совсем не такими, как ожидалось – прерывистый шов, низкое качество наплавленной поверхности и прочие дефекты обработки гарантированы.

### Технологическая карта восстановления и расстановки оборудования в цеху

Схема восстановления посадочных поверхностей вала автосамосвала выполняется в восемь операций:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		140

1. Моечная операция: мойку детали проводят на погружной моечной машине тупикового типа, марки ОМ-5287, в 12%-ом растворе каустической соды.

2. Дефектовочная: промеряют размеры и определяют износы. Стол дефектовщика ОРГ-1468.

3. Наплавочная: восстановление автоматической вибродуговой наплавкой, поверхностей. Сварочный преобразователь ПС-500.

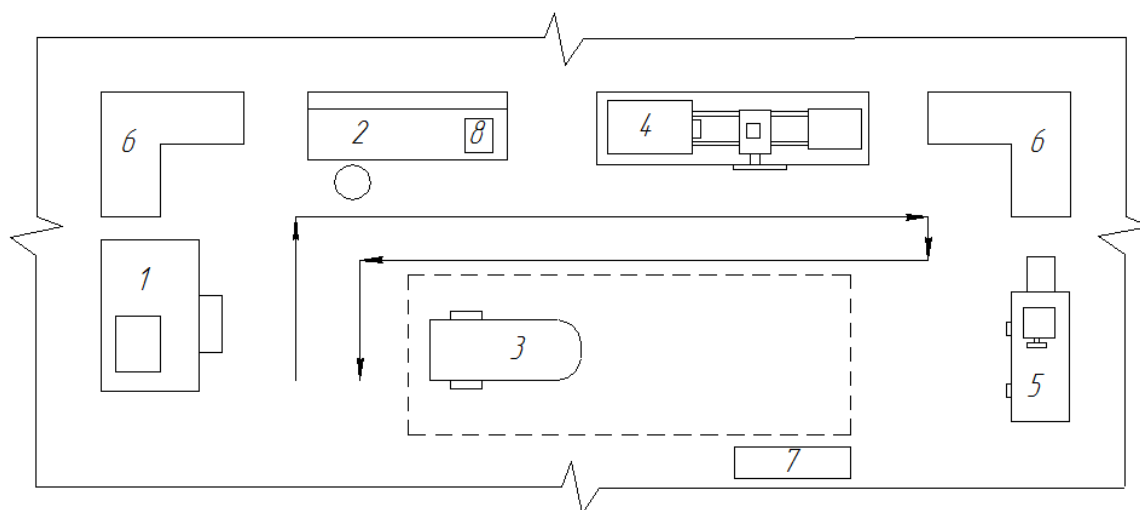
4. Токарная: обтачивание поверхностей. Станок токарно-винторезный 1К62.

5. Термическая обработка: Высокий отпуск при  $= 550 - 600^{\circ}\text{C}$ .

6. Шлифовальная: шлифовать цилиндрическую поверхности подвергнутые наплавке. Станок шлифовальный ЗМ153.

7. Моечная операция: мойку детали проводят на погружной моечной машине тупикового типа, марки ОМ-5287, в 12%-ом растворе каустической соды.

8. Контрольная: стол дефектовщика ОРГ-1468.



#### Оборудование:

- 1 – Моечная машина ОМ-5287;
- 2 – Стол дефектовщика ОРГ-1468;
- 3 – Сварочный преобразователь ПС-500;
- 4 – Станок токарно-винторезный 1К62;
- 5 – Станок шлифовальный ЗМ153;
- 6 – Стеллаж;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		141

7 – Противопожарный щит;

8 – Аптечка.

### Заключение

Повышение качества ремонта имеет важное значение, т.к. при этом увеличивается эффективность работы оборудования и в целом всего транспортного парка: возрастает количество технически исправных, снижаются расходы на эксплуатационные ремонты и др.

Все эти направления определяют пути и методы наиболее эффективного управления техническим состоянием автомобильного парка с целью обеспечения регулярности и безопасности перевозки горных масс при наиболее полной реализации технических возможностей конструкции и обеспечении заданных уровней эксплуатационной надежности автосамосвала, оптимизации материальных и трудовых затрат.

В данной работе был разработан технологический процесс восстановления вала автосамосвала. Определена оптимальная последовательность восстановления, потребность в оборудовании и расходных материалах и разработана технологическая планировка.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						142
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



## 6. СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ: Повышение эффективности эксплуатации рудничного транспорта

В последние годы, при ведении подземной разработки месторождений полезных ископаемых установилась тенденция перехода на добычу системами разработки с самообрушением руды. Один из факторов, влияющий на переход к такому способу добычи, — более интенсивное использование погрузочно-доставочных машин (ПДМ) ковшевого типа. В наши дни данный тип погрузочного горного оборудования является самым распространенным благодаря высокой производительности. Более того, новые горнорудные предприятия проектируются с учетом эксплуатации ПДМ. Применение ПДМ в процессе добычи руды приходится на начало 70-х годов прошлого века. Однако, первые машины были относительно небольшого размера, вместимость ковша не превышала 1 куб. м.

Роль транспорта в горном деле очень велика. Капитальные и эксплуатационные затраты на транспортирование грузов составляют в среднем 50-60 % от общих затрат на добычу полезных ископаемых. Для эффективной эксплуатации транспорта на горных предприятиях очень важно максимальное соответствие конструктивных параметров машин условиям эксплуатации. Талнахский рудный узел (территория около 100 км<sup>2</sup>) расположен в Норильском горно-промышленном районе на правобережье реки Норильской. В пределах рудного узла выделяются два месторождения сульфидных медно-никелевых руд: Талнахское и Октябрьское.

В административном отношении площадь месторождения относится к Дудинскому району Таймырского автономного округа Красноярского края. Разрабатываются месторождения подземным способом т.к. Климат района суровый Полярный.. Среднегодовая температура воздуха равна 8, 6 градуса. Особенностью климата являются сильные ветры, наиболее частые в зимний период. В России подземным способом добывается 91% железных руд, более 70% руд цветных металлов и 60% угля. Если учесть, что по мере роста глубины шахты доля затрат на подземный транспорт доходит до 55-60% в общей себестоимости добычи полезного ископаемого, то вполне очевидным представляется тезис о том, что вопросы развития и модернизация транспорта являются одними из основных для подземных горных разработок.

**Цель:** Повышение технического использования горных машин и оборудования, увеличения срока эксплуатации, и модернизация конструкции ковша погрузочно-доставочной машины CAT R1700G

Изнашивание деталей происходит практически во всех отраслях промышленности. Самые экстремальные изнашивающие факторы испытывают машины, работающие в горнодобывающей промышленности.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		143

**Задача:** Задача спец. части дипломного проекта заключается, в модернизации конструкции ковша ПДМ CAT R1700G.

Износ деталей может наступить в результате развития усталостных явлений, имеющих термическую, либо контактную природу, развития эрозионных процессов, явления кавитации, изнашивания схватыванием, диспергирования.

Модернизация конструкции ковша ПДМ CAT R1700G в процессе ремонта может идти по нескольким направлениям, увеличения прочности рабочей поверхности детали. Одним из эффективных решений этой задачи является упрочнение поверхности деталей износостойкими покрытиями.

- наплавка
- напыление

### **6.1 Технические характеристики CAT R1700G**

Погрузочно-доставочная машина CAT R1700G рассчитана на грузоподъемность 14т при проведении погрузочных и подъемно-транспортных работ. Машина предназначена для подземных горных работ с твердыми породами.

Подземный погрузчик R1700G разрабатывался для поддержания высокой производительности и снижения удельных затрат на тонну операций загрузки и откатки при выполнении подземных горных работ.

Благодаря компактной и прочной конструкции и удобству технического обслуживания обеспечиваются превосходная производительность, длительный срок службы и низкие эксплуатационные расходы. Конструкция обеспечивает высокую производительность, комфортные условия работы водителя и длительный срок эксплуатации. Погрузочно-доставочная машина CAT R1700G приведена на рисунке 7.1 и их модификации выпускаемые компанией Caterpillar.

Компания Caterpillar предлагает широкий выбор погрузочно-доставочных машин для подземных работ, а также технологические решения с целью обеспечения высокой производительности и снижения удельной себестоимости перевозки материала.

**Модель CAT R1300G** оснащена моделью двигателя Cat® 3306B DITA, полная мощность согласно SAE J1995 123 кВт, номинальная полезная нагрузка 6800 кг. Благодаря компактной и прочной конструкции и высокой производительностью используется для перевозки горной массы в условиях подземных шахт.

**Модель CAT R1600H** с двигателем Cat® C11 полная мощность согласно SAE J1995 208 кВт, номинальная полезная нагрузка 10200 кг. Способен выполнять самые трудоемкие работы на горнодобывающих предприятиях. Благодаря компактной и прочной конструкции и удобству технического обслуживания обеспечиваются превосходная производительность, длительный срок службы и низкие эксплуатационные расходы.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						144
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

**Модель CAT R1700G** с двигателем Cat® C11 полная мощность согласно SAE J1995 263 кВт, номинальная полезная нагрузка 12500 кг, разрабатывался для поддержания высокой производительности и снижения удельных затрат на тонну операций загрузки и откатки при выполнении подземных горных работ.

**Модель CAT R1700** с двигателем Cat® C13, полная мощность — ISO 14396 269 кВт, номинальная полезная нагрузка 15000 кг. Получил большое достижение в области проектирования погрузочно-доставочных машин, интеграции технологий и систем контроля выбросов дизельных двигателей.

**Модель CAT R2900** с моделью двигателя CAT® C15, полная мощность — ISO 14396 305 кВт, номинальная полезная нагрузка 17200 кг, наиболее распространенная модель погрузочно-доставочной машины, теперь оборудована новейшей системой контроля выбросов. Благодаря двигателю усовершенствованной конструкции, соответствующему стандарту Stage V ЕС, и системе доочистки, новая модель R2900 является более экологичной и тихой, а также остается верной своему наследию долгосрочной долговечности и производительности.



Рисунок 7.1- CAT R1700G

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		145

Таблица 7.1 Параметры и показатели модели CAT R1700G

<b>Двигатель</b>	
Модель двигателя	Cat® C11 ACERT™
Номинальная мощность	1 800 об/мин
Полная мощность - SAE J1995	241/263 кВт 323/353 л.с.
Полезная мощность - SAE J1349	218/241 кВт 293/353 л.с.
Полезная мощность - ISO 9249	218/241 кВт 293/353 л.с.
Полезная мощность - 80/1269/ЕЕС	218/241 кВт 293/353 л.с.
Диаметр цилиндра	130 мм 5,1 дюйма
Ход поршня	140 мм 5,5 дюйма
Рабочий объем двигателя	11,1 л 680 дюймов <sup>3</sup>
<b>Коробка передач</b>	
1-я передняя передача	4,7 км/ч 2,9 мили/ч
2-я передняя передача	8,3 км/ч 5,2 мили/ч
3-я передняя передача	14,3 км/ч 8,9 мили/ч
4-я передняя передача	24,1 км/ч 15 миль/ч
1-я задняя передача	5,4 км/ч 3,3 мили/ч
2-я задняя передача	9,4 км/ч 5,8 мили/ч
3-я задняя передача	16,4 км/ч 10,2 мили/ч
4-я задняя передача	25,3 км/ч 15,7 мили/ч
Тип коробки передач	Автоматическая
Количество передач	4
<b>Эксплуатационные характеристики</b>	
Номинальная грузоподъемность	12 500 кг 27 558 фунтов
Номинальная грузоподъемность - откатка	14 000 кг 30 865 фунтов
Полная эксплуатационная масса машины	52 500 кг 115 745 фунтов
Статическая уравнивающая нагрузка стрелы, прямая, в горизонтальной плоскости	31 781 кг 70 065 фунтов
Усилие отрыва (SAE)	20 885 кг 46 051 фунт
Номинальная грузоподъемность - грузоподъемность грузовика	12 500 кг 27 558 фунтов
Статическая уравнивающая нагрузка стрелы с полным поворотом, в горизонтальной плоскости	26 306 кг 57 995 фунтов

<b>Масса</b>	
Без груза	38 500 кг 84 878 фунтов
Передний мост	16 940 кг 37 346 фунтов
Задний мост	21 560 кг 47 532 фунта
С грузом	51 000 кг 112 436 фунтов
Передний мост	37 077 кг 81 741 фунт
Задний мост	13 923 кг 30 695 фунтов
С грузом - откатка	52 500 кг 115 743 фунта
Размер шины	26,5 x 25-36 слоев STMS L5S
<b>Длительность рабочего цикла гидрооборудования</b>	
Подъем	6,8 с
Разгрузка ковша	2,9
Опускание порожнего ковша под собственным весом	2,4 с
Общая длительность рабочего цикла	12,1 с
<b>Стандарты</b>	
Тормоза	ISO3450, AS2958.1, CAN-CSA424.30-M90
Кабина/FOPS	BS EN ISO3449, SAEJ231, AS2294.3
Кабина/ROPS	ISO3471, SAEJ1040, AS2294.2, EN13510
<b>Вместимость ковшей</b>	
Вместимость ковша - станд.	5,7 м3 7,5 ярда3
Ширина ковша (по режущей кромке)	2 772 мм 109,1 дюйма
Вместимость ковша - дополнительно	4,6 м3 6 ярдов3
Вместимость ковша - дополнительно	5 м3 ,5 ярда3
Вместимость ковша - дополнительно	6,6 м3 8,6 ярда3
Вместимость ковша - дополнительно	7,3 м3 9,5 ярда3
Вместимость ковша - дополнительно	8,8 м3 11,5 ярда3
Вместимость ковша - дополнительно (эжектор)	5,6 м3 7,3 ярда3
<b>Характеристики поворота</b>	
Внешний радиус поворота**	6 878 мм 270,8 дюйма

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Внутренний радиус поворота**	3 229 мм 127,1 дюйма
Качание оси	8°
Угол излома	44°
<b>Вместимость заправочных емкостей</b>	
Картер двигателя с фильтром	34 л 8,98 галлона
Коробка передач	47 л 12,4 галлона
Гидробак	125 л 33 галлона
Система охлаждения	63 л 16,6 галлона
Передний дифференциал и бортовые	61 л 16,1 галлона
Задний дифференциал и бортовые редукторы	61 л 16,1 галлона
Передний дифференциал и бортовые редукторы (с маслоохладителем моста)	90 л 23,8 галлона
Задний дифференциал и бортовые редукторы (с маслоохладителем моста)	90 л 23,8 галлона
Топливный бак	570 л 150,5 галлона
Второй топливный бак (при наличии)	420 л 111 галлонов

### 6.1.1 Двигатель

Двигатель Caterpillar® C11 с технологией ACERT™ обладает повышенной надежностью и высокой мощностью, которые необходимы при выполнении наиболее востребованных подземных горных работ. Двигатель отличается высокой эффективностью, топливной экономичностью, более низким уровнем токсичности выхлопных газов и шума, а также более низкими эксплуатационными расходами.

Двигатель Cat C11 с технологией ACERT™ отвечает требованиям уровня 3 Агентства по охране окружающей среды США и требованиям Stage III Европейского Союза. Эффективное управление топливом обеспечивает быстрое реагирование, высокую производительность и исключительно длительный срок службы. На двигателе установлен новый легкий и прочный блок цилиндров изящной формы.

Большой запас по крутящему моменту обеспечивает непревзойденную работу на предельных нагрузках, которые возникают при врезании, откате и преодолении крутых уклонов. Максимальные значения крутящего момента соответствуют точкам переключения передач, что позволяет достичь максимальной производительности и сокращает рабочий цикл.



передаточным отношением. За счет этого достигается низкий уровень шума коробки передач.

Установленные по периметру многодисковые муфты большого диаметра сглаживают инерционные нагрузки. Благодаря такой конструкции переключение передач происходит плавно, а срок службы деталей и узлов увеличивается. Прочная конструкция.

Проверенная планетарная коробка передач с переключением под нагрузкой рассчитана на длительный срок эксплуатации в тяжелых условиях подземных горных работ до капитального ремонта. Электронное управление обеспечивает повышение производительности труда за счет плавного переключения передач под нагрузкой. Гидротрансформатор. Мощный гидротрансформатор передает больше мощности двигателя на колеса, обеспечивая высокую эффективность работы силовой передачи.

Автоматическая коробка передач с электронным переключением повышает комфортность работы оператора и оптимизирует производительность машины.

Оператор имеет возможность выбрать автоматический или ручной режим переключения передач.

### **6.1.2 Тормозная система**

Далее рассмотрим технические характеристики тормозной системы. Она соответствует требованиям безопасности ISO 3450. Полностью герметизированные масло погруженные дисковые тормоза оснащены отдельным рабочим тормозным поршнем и отдельным поршнем стояночного тормоза. Повышение эффективности и надежности тормозов достигается благодаря разделению контуров гидравлического привода тормозной системы.

### **6.1.3 Гидрооборудование**

Гидравлическое оборудование Caterpillar обеспечивает необходимую мощность и управляемость для перемещения материалов.

Мощная гидравлическая система Caterpillar обеспечивает превосходное усилие копания и подъема груза, а также быстрые рабочие циклы. Система подъема и наклона ковша. За счет высокого расхода гидравлического масла достигается быстрое реагирование гидроцилиндров на команды оператора, а также большая грузоподъемность.

Гидравлические цилиндры подъема и наклона ковша, имеющие штоки большого диаметра, отличаются чрезвычайной прочностью, мощностью и износостойкостью.

Джойстик управления рабочим оборудованием, не требующий от оператора больших усилий, позволяет одновременно поднимать и наклонять ковш, тем самым оптимизируя рабочий процесс.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		150



Система регулирования плавности хода. В гидравлическом контуре подъема ковша, устанавливаемой по заказу системы регулирования плавности хода установлен заполненный азотом гидравлический аккумулятор, который действует как амортизатор для ковша и стрелы. Благодаря гидравлическому аккумулятору

происходит гашение колебаний стрелы и ковша при движении по неровной поверхности. В результате снижается амплитуда колебаний машины в продольном направлении, быстрее выполняется рабочий цикл и груз не выпадает из ковша. Более плавный и комфортабельный ход позволяет уверенно двигаться во время погрузочно- разгрузочных работ со скоростью свыше 5 км/ч (3 мили в час).

Доказавшие свою надежность гидравлические шланги высокого давления Caterpillar ХТ™ отличаются превосходной прочностью и гибкостью, что обеспечивает максимальную надежность и долговечность системы в самых тяжелых условиях работы. Пригодные для многократного использования муфты с кольцевыми торцовыми уплотнениями обеспечивают превосходную работу без утечек масла и способствуют увеличению срока службы шлангов в сборе.

#### **6.1.4 Силовые элементы конструкции**

Максимально прочная и долговечная конструкция для работы в самых тяжелых условиях.

Рама погрузочно- доставочной машины изготовлена из усиленных элементов, придающих ей высочайшую прочность и надежность в самых тяжелых условиях работы машины. Компания Caterpillar внедряет передовые методы проектирования и изготовления рам и конструкций под маркой Cat. При проектировании широко применяется компьютерное моделирование и метод конечных элементов (FEA).

Прочная стальная рама превосходно выдерживает нагрузки, возникающие под действием скручивающего усилия, ударов, а также нагрузки, возникающие во время цикла загрузки. При этом она защищает силовую передачу и компоненты гидросистемы.

Моноблочные стальные стрелы выдерживают высокие нагрузки без снижения прочности и долговечности. Конструкция рычажного механизма обеспечивает превосходный вылет ковша, а также высоту разгрузки, что значительно повышает производительность. Опорные пальцы стрелы предотвращают опускание стрелы при проведении техобслуживания и ремонта.

Стойка изготовлена из четырех металлических листов и служит надежной опорой для стрел, гидроцилиндров подъема ковша и Z-образного рычажного механизма наклона.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		151

Конструкция рамы выдерживает высокие усилия скручивания, ударные и рабочие нагрузки. Стальная литая поперечная балка.

Стальная и литая поперечная балка превосходно выдерживает скручивающие и ударные нагрузки, не допуская перекоса отверстий под пальцы и увеличивая, таким образом, срок службы компонентов.

Проверенный Z-образный рычажный механизм обеспечивает мощное усилие отрыва, а также увеличенный угол запрокидывания, что способствует лучшему заполнению ковша и удержанию материала в ковше. Герметичные пальцы. Все пальцы шарнирных точек ковша и стрелы герметизированы и плотно подогнаны под размеры отверстий, что способствует увеличению срока службы пальцев и втулок. Благодаря этому увеличены интервалы и снижена стоимость техобслуживания. Герметизированные шарниры лучше сохраняют смазку и противостоят попаданию загрязнений.

Благодаря вытянутой конструкции шарнирного сочленения рамы увеличено расстояние между верхней и нижней плитами. В результате лучше распределены нагрузки и увеличен срок службы подшипников. Большая толщина плит шарнирного сочленения способствует снижению перегиба. Кроме того, увеличенное расстояние между плитами значительно облегчает доступ для обслуживания шарнирного сочленения. Верхний и нижний пальцы шарнирного сочленения вращаются в роликовых подшипниках, благодаря чему нагрузки, действующие в горизонтальном и вертикальном направлении, распределены по большей площади.

### **6.1.5 Ковш**

Ковши Caterpillar позволяют использовать машину для работы с различными материалами и в разных условиях.

Благодаря продуманной конструкции ковши Caterpillar обеспечивают непревзойденную производительность машины при выполнении самых сложных работ.

Ковши для подземных работ обладают оптимальной вместимостью и надежностью. Это позволяет снизить затраты на погрузку и транспортировку одной тонны материала.

Для погрузочно- доставочных машин Caterpillar предлагается стандартный ковш и ковш улучшенного проникновения, чтобы удовлетворять всем условиям погрузки, транспортировки и разгрузки.

Ковши бывают разных типоразмеров и разной вместимости для работы с материалами различного состава и плотности. Элементы для повышения износоустойчивости. Приварные износоустойчивые пластины установлены в местах повышенного износа ковша в стандартной комплектации.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		152

Могут устанавливаться дополнительные износостойкие элементы, включая сменные пластины и защитные кожухи, которые предотвращают повреждение режущих кромок, увеличивают срок службы ковшей и снижают затраты на восстановление ковшей. На рисунке 7.2 представлены ковши с летыми режущими кромками

Литые режущие кромки Caterpillar продлевают срок службы ковшей в условиях повышенного износа.



Рисунок 7.2 Ковш ПДМ

### 6.2 Устройство ПДМ CAT R1700G

Конструктивные размеры ПДМ CAT R1700G представлены на рисунке 7.3.

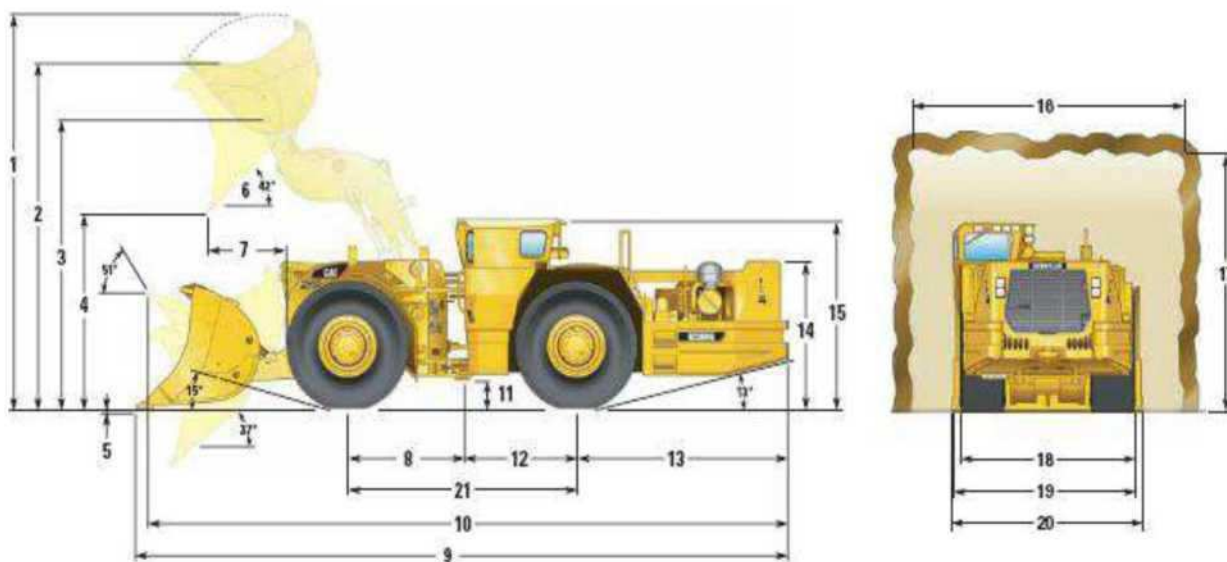


Рисунок 7.3. конструктивные размеры CAT R1700G

										Лист
										153
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ					

Таблица 7.3 Габаритных размеров CAT R1700G

		252-7194* (Стандартный ковш)	281-0445 Эжекторный ковш
1	Общая высота при поднятом ковше	5 606 мм (18'5")	5 858 мм (19'3")
2	Максимальная высота разгрузки	4 899 мм (16'1")	4 913 мм (16'1")
3	Высота по оси шарнира ковша при максимальном подъеме стрелы	4 104 мм (13'6")	4 104 мм (13'6")
4	Высота разгрузки при максимальном подъеме стрелы	2 443 мм (8'0")	2 352 мм (7'9")
5	Глубина выемки	20 мм (1")	76ммЗ
6	Угол разгрузки при максимальном подъеме стрелы	46°	46°
7	Вылет	1 741 мм (5'8")	1 738 мм (5'8")
8	Расстояние от оси переднего моста до оси шарнира сочленения	1 840 мм (6')	1 840 мм (6')
9	Общая длина (землеройные работы)	11 035 мм (36'2")	11 132 мм (36'6")
10	Общая длина (откатка)	10 589 мм (34'9")	10 706 мм (35'1")
11	Дорожный просвет	429 мм (1'5")	429 мм (1'5")
12	Расстояние от оси заднего моста до оси шарнира сочленения	1 840 мм (6')	1 840 мм (6')
13	Расстояние от заднего моста до бампера	3 439 мм (11'3")	3 439 мм (11'3")
14	Высота до верха капота	1 968 мм (6'6")	1 968 мм (6'6")
15	Высота до верха конструкции ROPS	2 557 мм (8'5")	2 557 мм (8'5")
16	Габаритная ширина туннеля**	4 000 мм (13'1")	4 000 мм (13'1")
17	Габаритная высота туннеля**	4 000 мм (13'1")	4 000 мм (13'1")
18	Общая ширина шин	2 650 мм (8'8")	2 650 мм (8'8")
19	Общая ширина без ковша	2 689 мм (8'10")	2 689 мм (8'10")
20	Общая ширина с ковшом	2 894 мм (9'6")	2 902 мм (9'6")
21	Колесная база	3 680 мм (12'1")	3 680 мм (12'1")
	Вместимость ковша	5,7 м3 (7,5 ярда3)	5,6 м3 (7,3 ярда3)
	Ширина ковша по режущей кромке	2 772 мм (9'1")	2 780 мм (9'1")

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

154

## 6.3 Техническое предложение по Модернизация конструкции ковша ПДМ CAT R1700G в процессе ремонта.

### 6.3.1 Анализ существующих конструкций

Без сомнения, ковш - один из главных элементов погрузочно- доставочной машины Его основная работа - извлечение и перемещение породы и руды. А все остальное «железо» - это стрела, несущие рамы, двигатель, ходовая часть и т. д. - выстраивается «вокруг» ковша. Стоит отметить ,что эксплуатация ковша требует грамотного, квалифицированного подхода. Даже скальные ковши, выполненные из стали Hardox, без должной защиты за два-три года могут прийти в полную негодность.



В заводском исполнении режущая кромка ковша ПДМ Caterpillar изготовлено из стали HARDOX

Рисунок 7.5 Сменная приварная режущая кромка ковша из стали HARDOX

На рисунке 7.5 предоставлен ковш ПДМ с режущей кромкой из стали HARDOX500, который приварен встык к днищу с наплавлением внутренних катетов. Это самый дешевый вариант предоставления рудного ковша немецкими производителями Reschke для CAT.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		155

## Виды режущих кромок ковша K VX:

Без отверстий;

Со сменными лезвиями;

Комбинированная система с зубьями и сменными лезвиями;

Зубчатые режущие кромки.

### Преимущества режущих кромок K VX:

Инновационная конструкция и износостойкая сталь бренда Sagitta создают оптимальное сочетание прочности и проникающей способности изделия, по сравнению с конкурентами;

Меньше сварных работ, при этом качество материалов и крепление без сварки обеспечивают высокую износостойчивость (т.к. твердость металла не снижается, как это происходит при сварке) и более продолжительный срок службы;

Улучшенная [защита ковша](#) позволяет снизить расходы на амортизацию и обслуживание;

Благодаря лучшей пробивным характеристикам снижается потребление топлива и нагрузка на спецмашину;

Снижение простоев машины на замену коронок;



					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		156

### 6.3.2 Технологии наварки

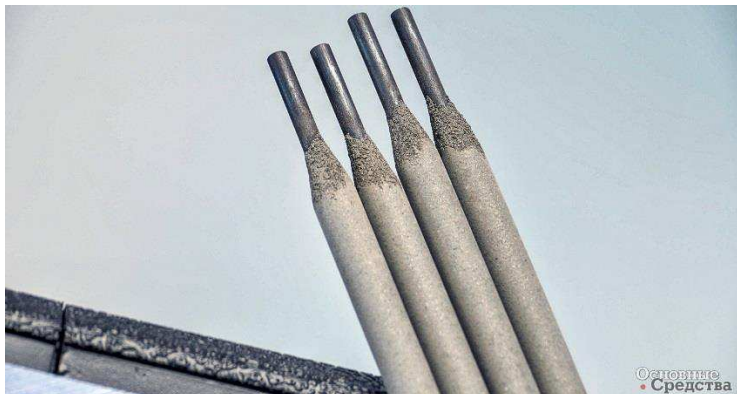
Оборудование и технологии, которые используются для упрочнения рабочих поверхностей орудий путем наварки твердым сплавом, могут быть различными в зависимости от условий работы (в мастерской или в «поле») и от того, из каких металлов изготовлены орудия. Для наварки обычно используются сварочные электроды с покрытием (ручная электродуговая сварка) либо сварка полуавтоматом цельностержневой либо порошковой проволокой в среде инертных (защитных) газов.

Оборудование для ручной наплавки электродом компактное и удобно для работ «в поле», на месте эксплуатации оборудования. Разработано много видов электродов, которые используются для наложения сварочных швов в любой плоскости. Но во время сварки электрод с покрытием сгорает не полностью. Если после работы взвесить все оставшиеся «огарки», будет видно, как много денег пропало впустую.

Часто предпочитают использовать сварку полуавтоматом с порошковой или цельностержневой проволокой, поскольку она дешевле и проще в использовании, требования к квалификации сварщика минимальные. К тому же при автоматической сварке производительность намного выше, работа выполняется быстрее. Для сварки порошковой проволокой не нужен газовый баллон, дуга почти не чувствительна к наличию ветра, может использоваться в полевых условиях благодаря возможности сварки открытой дугой. Но порошковая проволока стоит дорого, и имеет смысл ее использовать только в тех труднодоступных местах, куда сложно доставить баллон с газом. К тому же считается, что качество швов получается хуже, чем при сварке полуавтоматом цельностержневой проволокой в среде защитных газов. Существенный недостаток порошковых проволок, сдерживающий их широкое промышленное применение, – повышенная вероятность образования в швах пор, вызываемая наличием пустот в проволоке. Как уже упоминалось, недостатком сварки цельностержневой проволокой является необходимость доставлять на рабочее место кроме аппарата еще и баллон с газом и длинный газовый шланг, чего при работе в полевых условиях не всегда удается сделать. В поле удобнее производить наварку твердым сплавом, не применяя защитных газов, т. е. производить сварку открытой дугой.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						157
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Известны разработанные некоторыми компаниями (например, Lincoln Electric Co.) сорта сварочной проволоки, которыми можно производить наварку твердым сплавом и в среде защитных газов, и без них.



Если наварка твердым сплавом выполняется проволокой в среде инертных газов, рекомендуется выполнять работу в помещении (желательно небольшом), в котором можно было бы организовать эффективную вентиляцию и не допускать задымления. Работа в этом случае будет идти намного лучше, эффективнее работает система охлаждения сварочного пистолета, и токопроводящий наконечник (мундштук) прослужит дольше.



Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

158



### 6.3.3 Вывод о применении технического предложения

Прибыль предприятия от проектируемой работы состоит в том, что минимизировав время простоя на ремонтно-восстановительные работы и модернизировав режущую кромку ковша путем наварки получаем следующий результат, что предельно допустимый износ режущей кромки составляет 1 год, а с наваривания 1,5 года. Предельно допустимый износ — это износ, при котором коэффициент наполнения ковша соответствует заданному показателю планово-экономического отдела рудника.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		159

## 8. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

### 8.1 Организация и управление производством рудника

#### 8.1.1 Организация управления производством и производственная структура

Общее руководство работой рудника осуществляется генеральным директором, путём использования общих методов и приёмов 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 несёт 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 всех участков рудника.

Планово-экономический отдел ведёт 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 оборотования и обеспечение подготовительными запасами.

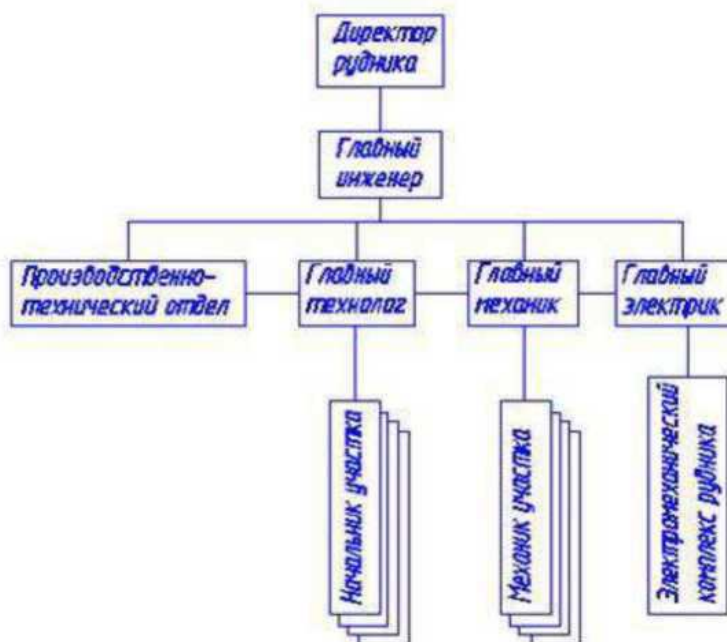


Рисунок 8.1 - Упрощённая схема управления рудника

									Лист
									160
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

## 8.1.2 Режим и организация работ

Предприятие работает круглосуточно в три смены. Продолжительность смены составляет 8 часов. Количество рабочих дней в году 365.

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

Плановый баланс рабочего времени одного рабочего сведен в таблицу 8.1

Таблица 8.1 - Плановый баланс рабочего времени одного рабочего

Показатели	Режим работы	
	Непрерывный	Прерывный
Календарный фонд рабочего времени, дни	365	365
Выходные дни	104	104
Номинальный фонд рабочего времени, дни	261	261
Невыходы на работу; в том числе:		
Отпуск, дни	30	30
Болезнь, дни	3	3
Эффективный фонд рабочего времени, дни	228	228
Коэффициент списочного состава	1,2	1,2

## 8.2 Расчет основных технико-экономических показателей процесса добычи полезного ископаемого

### 8.2.1 Расчет суммы капитальных вложений и амортизационных отчислений

Капитально образующие затраты выделяют как сумму средств, необходимых для строительства и оснащения оборудованием инвестируемых объектов, затраты на подготовку капитального строительства и прироста оборотных средств, необходимого для нормального функционирования предприятия.

Сумму затрат на горно-капитальные работы определяют по трём группам: 1. Горно-капитальные выработки, используемые для вскрытия всех

запасов поля;

2. Горно-капитальные выработки, вскрывающие запасы горизонтов;

3. Горно-капитальные выработки, вскрывающие часть запасов горизонтов.

Смета горно-капитальных затрат представлена в таблице 8.2

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		161

Таблица 8.2 - Смета горно-капитальных затрат

Наименование	Ед. изм.	Объем работ, м <sup>3</sup>	Стоимость м <sup>3</sup> , тыс.руб.	Общая стоимость, тыс.руб.	Амортизационных отчисления, тыс.руб.	
					Потонная Ставка, Руб.	Всего тыс. руб/год
Капитальные работы:						
Клетевой ствол КС	тыс.м <sup>3</sup>	68558	4,6	308511	6,51	19530
Скиповой ствол СС	тыс.м <sup>3</sup>	51051	4,6	234834,6	4,95	14850
Грузовой ствол ГС	тыс.м <sup>3</sup>	40575,6	4,6	186647,76	3,94	11820
Вспомогательно закладочный ствол ВЗС	тыс.м <sup>3</sup>	41415,4	4,6	190510,84	4,02	12059,999
Вентиляционный ствол ВС	тыс.м <sup>3</sup>	4552,6	4,6	20941,96	4,41	13200
Закладочный горизонт	тыс.м <sup>3</sup>	448500	9,7	435045	9,17	27510
Откаточные горизонты	тыс.м <sup>3</sup>	122660	2,2	269852	5,69	17070
Варботки околоствольных дворов	тыс.м <sup>3</sup>	40000	5	200000	4,22	21660
<b>Итого</b>				<b>1415648,61</b>	<b>42,91</b>	<b>137699,999</b>

Смета капитальных затрат на здания и сооружения представлена в таблице 8.3

Таблица 8.3 - Смета капитальных затрат на здания и сооружения

Наименование зданий и сооружений	Количество	Цена за единицу, тыс.руб.	Общая сумма затрат, тыс.руб.	Норма амортизации	Годовая сумма амортизационных отчислений, тыс.руб.
Здания и сооружения:					
АБК	1	8852	8852	2,50%	221,3
ЛЭП	1	10000	10000	2,80%	280
<b>Итого</b>			<b>18852</b>		<b>501,3</b>
Транспорт и связь:					
Телефонная сеть		219	219	5,60%	12,264
Водопровод		233	233	5,00%	11,65
<b>Итого</b>			<b>452</b>		<b>23,914</b>
<b>Всего</b>			<b>19304</b>		<b>525214</b>

Сводная ведомость капитальных затрат на строительство предприятия, приведена в таблице 8.4

Таблица 8.4 - Сводная ведомость капитальных затрат на строительство предприятия

Наименование затрат	Сумма затрат, тыс.руб.
<b>Часть 1</b>	
Горно-капитальные работы	1415648,61
Промышленные здания и сооружения	19304
Электромеханическое оборудование	107175
Транспорт и связь	452
Инструменты и производственный инвентарь	46281
Благоустройство промышленной площадки	92561
Временные объекты на строительные работы	240659
Итого по первой части сметы	1922080,61
<b>Часть 2</b>	
Содержание дирекции строящегося предприятия	57814
Подготовка эксплуатационных кадров	45287
Проектные и изыскательские работы	96356
Итого по второй части сметы	19945,7
Всего по 1-ой и 2-ой части сметы	1942026,31
Непредвиденные расходы	491754
Всего по смете	2433780,31

## 8.2.2 Организация труда и заработной платы работников рудника

### 7.2.2.1 Расчет численности работников рудника

Расчет плановой численности производственного персонала приведен в таблице 8.5

Таблица 8.5 - Расчёт плановой численности

Профессия рабочего	Кол-во оборудования, ед.	Норма численности, чел./ед.	Число смен, ед.	Ксс	Явочная численно- сть, чел.	Списочная численность, чел.
<b>Основные рабочие</b>						
<b>Бурение</b>						
Машинист буровой машины	5	1	3	1,2	15	18
Итого по бурению					<b>15</b>	<b>18</b>
<b>Заряжание</b>						
Взрывник	3	1	1	1,2	3	4
Итого по заряжанию					<b>3</b>	<b>4</b>
<b>Доставка</b>						
Машинист ПДМ	9	1	3	1,2	27	32
Итого по доставке					<b>27</b>	<b>32</b>
Всего по ГПП					<b>45</b>	<b>54</b>
<b>вспомогательные рабочие</b>						
Слесарь	9	1	3	1,2	27	32
Итого по вспомогательн ым рабочим					<b>27</b>	<b>32</b>
<b>Итого</b>					<b>72</b>	<b>86</b>

### 7.2.2.2 Расчет фонда заработной платы работников рудника

Фонд заработной платы работников предприятия формируется из суммы фонда заработной платы основных и вспомогательных рабочих, фонда заработной платы управленческого персонала.

Расчёты основной заработной платы производственных рабочих сведены в таблицу 8.6

### 8.3 Расчёт себестоимости добычи полезного ископаемого

Калькуляция себестоимости 1 т полезного ископаемого определяется по всем процессам и является важной частью технико-экономического обоснования плана по себестоимости. Первоначально рассчитывается калькуляция себестоимости 1 м<sup>3</sup> вскрышных пород по процессам технологического цикла производства, затем себестоимость добычи.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		164

### 8.3.1 Вспомогательные материалы

Данная статья включает затраты:

- на нормируемые материалы на добычу 1т полезного ископаемого или 1 м<sup>3</sup> вскрышных пород: ВВ, средства инициирования, канат, кабель и др.

- на материалы, погашаемые в сметно-нормативном порядке:

рельсы, шпалы;

- стрелочные переводы, конвейерные ленты и т.д.

Таблица 8.7 - Расчёт затрат по статье «Вспомогательные материалы»

Наименование	Единица измерения	Годовой объем произ-ва, тыс.т	Норма расхода, ед./т	Цена за единицу, тыс.руб.	Сумма затрат, тыс.ру б.
<b>Бурение</b>					
Буровые коронки d=46, мм	шт	3000	0,029	8	696
Буровые штанги d=36мм	шт	3000	0,04	24	2880
<b>Итого по бурению</b>					<b>3576</b>
<b>Заряжание</b>					
Взрывчатое вещество Аммонит №6 ЖВ	кг	3000	1,27	0,2	762
<b>Итого по заряжанию</b>					<b>762</b>
<b>Доставка</b>					
Шины	копмл/т	3000	0,14	40	16800
Дизельное топливо	кг/т	3000	3,1	22	204600
Смазочные материалы	кг/т	3000	0,12	0,2	72
<b>Итого по доставке</b>					<b>221472</b>
<b>Всего</b>					<b>225810</b>
<b>Очистные работы</b>					
<b>Транспортирование</b>					
Смазка	кг/т	3000	1,53	0,25	1147,5
<b>Всего по транспортированию</b>					<b>1147,5</b>
<b>Вспомогательные работы</b>					
Канат		5000	1,5	0,43	1935
Шланг		5000	120	0,15	54000
Кабел (ГРШЭ)		5000	4,5	0,6	8100
<b>Итого вспомогательные</b>					<b>64035</b>
<b>Итого</b>					<b>290992,5</b>

### **8.3.2 Электроэнергия**

По данной статье учитываются затраты электроэнергии необходимой для нормальной работы предприятия. Тарифы на электроэнергию зависят от района, в котором находится предприятия. Расчёт приведён в таблице 8.8

### **8.3.3 Основная заработная плата производственных рабочих**

К основной заработной плате относятся все виды выплат за фактически выполненную работу или отработанное время. Сюда включают оплату по сдельным расценкам, тарифам и окладам, а так же за работу в ночное время, премии районные коэффициенты и др.

### **8.3.4 Отчисления в фонды социального страхования**

Отчисления в фонды социального страхования берут в процентах от суммы основной и дополнительной заработной платы. Величину процента устанавливают правительственные органы. В настоящее время размер отчислений составляет 30,2%

### **Амортизация**

Размер амортизационных отчислений определяется по видам основных фондов, с учётом потонной ставки и объёма добычи, исходя из балансовой стоимости и установленных норм амортизации. Данные расчёты приведены в таблицах 8.3, 8.4, 8.8

Амортизационные отчисления по горно-капитальным работам  
137699999

Амортизационные отчисления на здания и сооружения 525214000  
руб.год

Амортизационные отчисления на электромеханическое оборудование  
89494193 руб.год.

Расходы по этой статье рассчитаны в Таблице 8.4

### **8.3.5 Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования**

В данную статью включают затраты по заработной плате (основной, дополнительной, отчисления на социальное страхование) ремонтных рабочих и затрат на материалы, используемые на ремонт оборудования, (запасные части), прочие затраты.

Сводная смета затрат сведена в таблицу 8.9

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		166



Таблица 8.9 - Смета затрат по содержанию и эксплуатации оборудования

Статьи затрат	Сумма, тыс .руб.
Эксплуатация оборудования	6656,1647
Основная заработная плата	2087785,98
Дополнительная заработная плата	527097,86
Отчисления на социальные нужды (26% от суммы заработных плат)	191327,879
Текущий ремонт оборудования (8% от балансовой стоимости)	326632,28
Прочие затраты	4301,941
<b>Итого</b>	<b>2143802,105</b>



Таблица 8.6- Основная заработная плата производственных рабочих

Профессия рабочего	Спис. Числ., чел.	Дневная тарифная ставка, руб.	Годов. фонд рабочего времени, дни	Основной фонд зарплаты, руб.						Фонд доплат. зар. платы, ру <sup>б</sup> .	Всего годовой фонд зарплаты, ру <sup>б</sup> .
				Тариф. фонд	Премия	Доплата за работу в ночное и вечернее время	Доплата за работу в празд. дни	Итого	Всего с учетом районного коэффициента,		
<b>Основные рабочие</b>											
Бурильщик	18	1200	184	3974400	1589760	635904	397440	6597504	10556006	1583409	10714346
Взрывник	4	800	184	588800	794880	117760	76800	1578240	2525184	378777,6	2903961.6
Машинист ПДМ	32	1100	184	6476800	2590720	1036288	647680	10751488	17202380	2580357	19782737
<b>Итого ГПР</b>	<b>54</b>								<b>30283570</b>	<b>3117475, 5</b>	<b>33401044</b>
<b>Вспомогательные рабочие</b>											
Прочие	40	750	184	5520000		1104000	720000	14796000	23673600	3551040	27224640
<b>Всего</b>	<b>94</b>								<b>53957170</b>	<b>6668515, 5</b>	<b>60625684</b>

### 8.3.6 Цеховые расходы

Штатное расписание и фонд заработной платы руководителей и специалистов сведено в таблицу 8.10

Таблица 8.10 - Штатное расписание и фонд заработной платы руководителей и специалистов

Наименование должности	Кол-во человек	Месячный оклад, руб <sup>б</sup> -	Премия, руб <sup>б</sup> -	Полный оклад, руб <sup>б</sup> -	Сумма годового заработка с уч.районным коэф-м, руб <sup>б</sup>
Директор	1	90000	36000	126000	2419200
Главный инженер	1	85000	34000	119000	2284800
Главный энергетик	1	80000	32000	112000	2150400
Главный механик	1	75000	30000	105000	2016000
Мастер по ремонту вспом.оборуд	7	60000	24000	84000	1612800
Мастер по ремонту буровых станков	7	50000	20000	70000	1344000
Начальник участка	1	80000	32000	112000	2150400
Горный мастер	5	60000	24000	84000	1612800
Начальник БВР	1	65000	26000	91000	1747200
Мастер БВР	3	60000	24000	84000	1612800
Маркшейдер	2	50000	20000	70000	1344000
Геолог	2	50000	20000	70000	1344000
Зав.складом ВМ	1	50000	20000	70000	1344000
<b>Итого</b>	<b>33</b>				<b>22982400</b>

Таблица 8.11 - Смета цеховых расход

Наименование элементов	Сумма тыс.руб	На 1 т добычи
Заработная плата цехового персонала	22982,4	7,66
Отчисления на соц.страхование	5975,4	1,99
Охрана труда и ТБ	459,6	0,15
Прочие	2298	0,77
<b>Итого</b>	<b>31715,4</b>	<b>10,57</b>

### 8.3.7 Калькуляция себестоимости

Сводная калькуляция себестоимости на 1 тонну добычи сведена в таблицу 8.12

Таблица 8.12 - Сводная калькуляция себестоимости на 1 тонну добычи

Статьи затрат	ГПР		Очистные		Добыча	
	На 1 »<3 м	На весь объем, тыс. ру <sup>б</sup> -	На 1 т	На весь объем, тыс. ру <sup>б</sup> -	На 1 т	На весь объем, тыс. ру <sup>б</sup> -
Вспомогательные материалы на технологические цели	0,75	51320	0,38	1147,5	96,9	372981,72
Энергия на технологические цели	0,65	441,8	0,23	691,74	0,88	1133,54
Основная заработная плата	1,94	1319,98	7,89	23673,6	9,83	268400,41
Дополнительная заработная плата	5,79	3949,27	2,35	7076,16	8,15	254432,26
Отчисления на социальные нужды	6,57	44786,81	1,99	5975,4	8,56	294169,04
Амортизация	29,12	19853,42	24,52	73585,053	45,89	657359,52
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	17,72	12084,69	0,65	1976,38	18,38	346659,98
Цеховые расходы	2,11	6343,08	8,45	25372,32	10,57	275122,23
Цеховая себестоимость	7,34	50059,04	5,62	168494,74	12,95	2428911,61
Общерудничные расходы	14,68	10011,18	11,23	33698,91	25,91	287116,92
Прочие производственные расходы	2,25	15317,12	17,2	51559,34	9,65	310283,27

Продолжение таблицы 8.12

	ГПР		Очистные		Добыча	
	На 1 м³	На весь объем, руб	На 1 т	На весь объем, тыс. руб	На 1 т	На весь объем, тыс. руб
Амортизация	29,12	19853,42	24,52	73585,053	45,89	657359,52
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	17,72	12084,69	0,65	1976,38	18,38	346659,98
Цеховые расходы	2,11	6343,08	8,45	25372,32	10,57	275122,23
Цеховая себестоимость	7,34	50059,04	5,62	1684945,74	12,95	2428911,61
Общерудничные расходы	14,68	10011,18	11,23	33698,91	25,91	287116,92
Прочие производственные расходы	2,25	15317,12	17,2	51559,34	9,65	310283,27
Погашение ГПР						5496570,5
Производственная себестоимость	3,71	25328,29	28,4	85258,25	6,66	353993,36
Внепроизводственные расходы	1,86	1266,41	1,42	4262,91	3,28	248936,15
Полная себестоимость	94,49	687680,079	110,4	1999223,31	<b>257,61</b>	6099500

#### 8.4 Расчет экономической эффективности проекта

Технико-экономические показатели качества проекта сведены в таблицу 8.13

Таблица 8.13 - Технико-экономические показатели качества проекта

Наименование показателей	По проекту	По аналогу
Промышленные запасы месторождения, тыс. т	47432	47432
Годовая производительность, тыс. т	2500	3000
Себестоимость добычи, руб/т	257,61	300
Производительность труда рабочего, т/год	29069,76	16042,8
Списочный состав ПН, чел	119	220
в.т.ч. ИТР	33	33
в.т.ч. рабочие	86	187

Продолжение таблицы 8.13

Статья затрат	Норма расхода	Единица расхода	Всего
<b>Керосинорезные работы по срезке и демонтажу кромки</b>			
Сварщик	1 ч	1000 р./ч	1000 р.
Стропальщик	0,5 ч	700 р./ч	350 р.
Керосин	8 л.	80 р./л	640 р.
Кислород	1 бал.	1000 р/бал.	1000 р.
Кран-балка опорная 5 кВт	0,5 ч	3 р,- кВт • ч	7,5 р.
<b>Монтажные и сварочные работы</b>			
Режущая кромка	1 шт.	250000 р/шт	250000 р.
Стропальщик	1 ч	700 р./ч	700 р.
Сварщик	10 ч	1000 р./ч	10000 р.
Электроды Т 620	30 кг	500 р./кг	15000 р.
Сварочный аппарат <a href="#">ВДМ-561СУ3</a> 20кВт	10 ч	3 р/кВт•ч	600 р.
			2 = 279297,5 р

Составим таблицу суммарных годовых затрат при стандартной замене режущей ковша с применением напыления (цены г. Норильска).

Таблица 8.14 - Суммарные затраты при стандартной замене.

Наименование показателей	По проекту	По аналогу
Средняя заработная плата рабочего за месяц, руб	58750	40500
Фондоотдача, руб./руб	0,15	0,25
Фондоемкость, руб./руб	6,94	4,08
Рентабельность производства, %	39,25	35,78
Прибыль, руб	16855975000	9450000000
Срок окупаемости капитальных затрат, лет	1,7	-

Норма расхода	Единица расхода	Всего
1 ч	1000 р./ч	1000 р.
0,5 ч	700 р./ч	350 р.
8 л.	80 р./л	640 р.
1 бал.	1000 р/бал.	1000 р.
0,5 ч	3 р,- кВт • ч	7,5 р.
1 шт.	250000 р/штг	250000 р.
1 ч	700 р./ч	700 р.
10 ч	1000 р./ч	10000 р.
30 кг	500 р./кг	15000 р.
10 ч	3 р/кВт•ч	600 р.
2 ч	1000 р./ч	2000 р.
20 кг	1000 р./кг	20000
1 бал.	1000 р/бал.	1000 р.
2 бал.	4000 р/бал.	4000 р.
		S = 305297,5 р



## 8. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

### 8.1 Общая характеристика предприятия

Талнахский рудный узел, объединяющий Талнахское и Октябрьское сульфидные медно-никелевые месторождения, является в настоящее время основной сырьевой базой АО «Норильский горно-металлургический комбинат».

Рудник «Октябрьский» разрабатывает Октябрьское месторождение сульфидных медно-никелевых руд. Поле рудника пространственно приурочено к западной части Хараелахской ветви Талнахской дифференцированной интрузии.

Хараелахская интрузивная ветвь представляет собой линзовидное тело сложной формы, вытянутое в север-северо-западном направлении, мощностью до 200 м. Интрузив согласно ложится на метаморфизованные породы нижнего девона и полого погружается в северо-восточном направлении. В пределах поля рудника наблюдается многоярусное развитие оруденения.

Выделяются три промышленных типа медно-никелевых руд на глубинах от 450 до 1050 м: богатые (сплошные), вкрапленные в интрузии и "медистые" (прожилково-вкрапленные во вмещающих интрузив породах). Наибольшую ценность представляют богатые руды, первоочередная выемка которых ведется в настоящее время. В 2009 году и далее будут продолжены работы по подготовительной проходке и отработке "медистых" руд.

### 8.2 Безопасность жизнедеятельности в производственной среде

#### 8.2.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов

В соответствии с действующими правилами шахты и рудника, на которых хотя бы на одном пласте (залежи) обнаружены горючие газы, относятся к опасным по газу и на них распространяется газовый режим.

Вмещающие рудные залежи породы выделяют горючие газы: метан, этан, пропан, пентан и водород. Вредные производственные факторы, их величины ПДК указаны в таблице 9.1

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		175

Таблица 9.1 - Вредные производственные факторы рудника

Технологический процесс	Оборудование	Наименования фактора	Характеристика фактора	Ед. измерения	Фактическое значение	Норматив по ГОСТ, ПДК, ПДУ
Бурение	Atlas Copco Boomer 282	Газ	Оксид азота	мг/м <sup>3</sup>	2.1	1.6
			Оксид углерода	мг/м <sup>3</sup>	6	8.3
			Углеводороды	мг/м <sup>3</sup>		
		Пыль	Диоксид кремния	мг/м <sup>3</sup>	2	3
		Шум		ДБА	75	60
		Локальная вибрация		ДБА	120	112
Взрывные работы	Грануло тол	Газ	Оксид азота	мг/м <sup>3</sup>	22	20
			Оксид углерода	мг/м <sup>3</sup>	6	5
			Углеводороды	мг/м <sup>3</sup>	10	10
			Сернистый газ	мг/м <sup>3</sup>	3.3	4
		Пыль	Диоксид кремния	мг/м <sup>3</sup>	5	3
Транспортирование	Caterpillar R1700G	Газ	Оксид азота	мг/м <sup>3</sup>	4	5
			Оксид углерода	мг/м <sup>3</sup>	10	10
			Углеводороды	мг/м <sup>3</sup>	8.3	6.6
		Пыль	Диоксид кремния	мг/м <sup>3</sup>	7	5
		Шум		ДБА	75	70
		Транспортная вибрация		ДБА	120	107

Количество воздуха, необходимого для проветривания выработок, должно рассчитываться по наибольшему числу людей, занятых одновременно на подземных работах, по углекислому газу, ядовитым и горючим газам, пыли, ядовитым газам, образующимся при производстве взрывных работ, по вредным компонентам выхлопных газов, выделяющихся при применении оборудования с двигателями внутреннего сгорания, а также по минимальной скорости движения воздуха, причем принимается к учету наибольшее количества воздуха, полученного при расчете по вышеуказанным факторам.

Количество воздуха, рассчитываемого по числу людей, должно быть не менее  $6 \text{ м}^3 / \text{мин}$  на каждого человека, считая по наибольшему числу одновременно работающих людей в смене.

При производстве взрывных работ необходимое количество воздуха как для участков, так и для всей шахты определяется по количеству ядовитых продуктов взрыва, образующихся при одновременном взрывании наибольшего количества взрывчатого вещества (ВВ), считая, что при взрыве 1 кг взрывчатых веществ образуется в среднем 40 л условной окиси углерода, в том числе включающей и оксиды азота. Для расчета принимается следующее наибольшее количество одновременно взрываемого ВВ:

а) при 2-часовом межсменном перерыве и проведении взрывных работ в начале перерыва в течение 30 мин - все количество ВВ, расходуемого в межсменный перерыв. Количество ВВ, расходуемого на протяжении смены (вторичное дробление, проходка отдельных выработок и др.), в указанный расход не включается, если это количество меньше принятого для вышеуказанного расчета и если по этому расходу не производится расчет в соответствии с п. «б» настоящего параграфа;

б) в случаях, когда наибольшее количество ВВ на протяжении смены расходуется для вторичного дробления (системы разработки с массовой отбойки) и на проходку выработок, для расчета следует принимать при 6-7-часовой смене  $1/3$  количества ВВ, расходуемого в течение смены, если эта часть ВВ больше расходуемого в межсменный перерыв.

К опасным факторам также относятся: движущиеся механические устройства и машины, сейсмологические проявления в виде горного удара и возможного обрушения, затопление горных выработок, пожары и взрывы горючих веществ, электрический ток.

### 8.2.2 Организационные и технические мероприятия

Организация и технические решения при производстве работ в опасных зонах регламентируются проектами производства работ.

В соответствии с Федеральным Законом о промышленной безопасности опасных производственных объектов рудник «Октябрьский» является опасным объектом по ряду признаков.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		177

Подземный рудник идентифицируется по признаку ведения горных работ и использованию взрывчатых веществ на местах производства взрывных работ. Склады, площадки погрузки-разгрузки взрывчатых материалов, объекты общепромышленного назначения в границах земельного отвода идентифицируются отдельно.

Все работы в подземных условиях производятся в соответствии и при наличии проектной документации, нормативными документами и техническими инструкциями, разработанными и утвержденными в установленном порядке по ПАО «Норильский Никель»

Крепление подготовительно-нарезных выработок производить в соответствии с рекомендациями ВНИМИ.

Организационные мероприятия и технические средства, предупреждающие несчастные случаи из-за воздействия на работающих ядовитых газов, удушья, обрушения горной массы, воздействия транспортных средств, машин и механизмов, электрического тока, взрывов газа и пыли, при взрывных работах, пожарах и других авариях:

- каждый рабочий обеспечивается индивидуальным средством защиты.

На руднике предусматривается эффективная защита всех подземных выработок и сооружений, оборудуются в требуемых местах средства связи и оповещения в производственных и аварийных случаях.

- автоматический контроль за состоянием рудничной атмосферы;
- применяемая электроаппаратура в подземных условиях выполнено во взрывобезопасном исполнении;

- транспортирование грузов контактными электровозами применяется только на основных откаточных горизонтах со свежей струей. Проветривание рудника осуществляется по стволу КС и далее по откаточным и транспортным выработкам поступает в очистные, подготовительные и нарезные выработки и технологические камеры. Проветрив очистной забой, проходческий забой и камерные выработки с обособленным проветриванием, воздух по вентиляционным восстающим выдается на вентзакладочные горизонты и далее по ним поступает к вентиляционному стволу и выдается на поверхность.

В зимнее время поступающий в шахту воздух подогревается калориферными установками, расположенными у воздухоподающих стволов;

- стационарное оборудование, вызывающее шум и вибрацию, устанавливается на изолированных от пола самостоятельных фундаментах;
- в машинных камерах шум локализуется путем покрытия стен звукопоглощающим материалом;
- ручное оборудование выполнено в вибро-защитном исполнении.

Основные организационные мероприятия по борьбе с шумом и вибрациями:

- исключение из технологического процесса вибро-акустического оборудования;
- размещение оборудования, являющегося источником шума, в отдельных помещениях;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						178
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- применение индивидуальных средств защиты от шума и вибрации, проведение санитарно - профилактических мероприятий для рабочих, занятых на вибро-акустическом оборудовании;

Основные технические мероприятия:

- правильное проектирование массивных оснований и фундаментов под вибро-активное оборудование (дробилки) с учетом динамических нагрузок;
- изоляция фундаментов под виброактивное оборудование от несущих конструкций и инженерных коммуникаций;
- активная и пассивная виброизоляция вибро-активного оборудования и рабочих мест оператора и машиниста;
- применение виброзадерживающих гибких вставок (гасителей) на выхлопе нагнетателей;
- использование вибропоглощающих резиновых покрытий и мастик для облицовки поверхностей коммуникаций;
- звукоизоляция привода шумных машин кожухами;
- шумопоглощение на всасывании и выхлопе вентиляционных систем.

### **8.2.3 Охрана труда, техника безопасности и промсанитария**

Охрана труда на руднике разработана в соответствии с требованиями закона РФ №116-ФЗ “О промышленной безопасности опасных производственных объектов”, “Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом”,

“Единых правил безопасности при взрывных работах”,

СанПиН 2.2.2.540-96, СНиП 2.2.2.548-96 и других руководящих и нормативных документов применительно к горному производству.

Общие требования:

все рабочие и служащие, поступающие на рудник, подлежат предварительному медицинскому освидетельствованию и должны иметь заключение о возможности допуска к подземным работам;

- работающие непосредственно на подземных работах проходят периодическое медицинское освидетельствование не реже одного раза в год;

- рабочие обучены профессии, безопасным методам работы, технике безопасности, пользованию самоспасателями и первичными средствами пожаротушения, знать сигналы аварийного оповещения, правила поведения при авариях, места расположения средств спасения и уметь пользоваться ими, ознакомлены с запасными выходами и путями следования на поверхность в аварийных случаях и уметь ими пользоваться; безопасному обслуживанию и эксплуатации машин и механизмов;

- все работники шахты - обеспечены и обязаны пользоваться спецодеждой,

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						179
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

спецодеждой, защитными касками, очками, противопыльными респираторами, индивидуальными средствами защиты от шума, флягами для питьевой воды и другими средствами индивидуальной защиты, соответствующими их профессии и условиям труда согласно утвержденным нормам;

- все используемое на подземных горных работах технологическое оборудование и технические устройства имеют сертификат соответствия, выданный Ростехнадзором;

- при работе с машинами и механизмами рабочие обязаны выполнять установленные правила безопасности;

- горные работы в опасных зонах (геологические нарушения первого порядка на вновь вскрываемых участках, опасные по горным ударам и т.д.) предусматривается вести с соблюдением требований “Временного положения о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах на горных предприятиях:

- на руднике предусматривается эффективная вентиляция всех подземных выработок. На горизонтах оборудуются в требуемых местах средства связи и оповещения в производственных и аварийных целях;

- для обеспечения безопасности работ по газовому режиму (рудник работает в газовом режиме без отнесения к какой-либо категории по газу) рабочие и ИТР должны соблюдать требования “Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима“ на подземном руднике в условиях газопроявлений метана”;

- до ввода в эксплуатацию системы АСДУ рудника, контроль содержания метана, распределения воздуха, положения вентиляционных и противопожарных дверей и т.д. обеспечивается по мероприятиям рудника (ежесменный контроль за содержанием метана персоналом ПУВ переносными приборами эпизодического действия, в т.ч. на исходящих струях строящихся и действующих горизонтов; ежесменный контроль за положением шахтных вентиляционных дверей; установка стационарных приборов автоматического контроля метана на исходящих струях при проходке забоев);

- санитарно-гигиенические условия (температура и влажность воздуха, скорость струи) в подземных выработках должны отвечать требованиям “ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом” и СНиП 2.2.2.548-96 “Физические факторы производственной среды. Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений”.

Для обеспечения эффективного пылеподавления буровые работы предусматривается вести с промывкой водой, с расходом воды при применении:

- самоходных буровых установок - не менее 66 л/мин;
- станков для бурения скважин - не менее 15 л/мин;
- ручных перфораторов - не менее 4 л/мин.

Перед проведением взрывных работ для снижения пылевыделения предусматривается:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						180
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- увлажнение выработки на протяжении 10 - 15 м от забоя;
- внутренняя гидрозабойка шпуров;
- включение туманообразователей, устанавливаемых за 10-15 м от груди забоя за 1 - 2 минуты до взрыва. Факел тумана полностью перекрывать сечение выработки и направлен навстречу взрывной волне;
- внешняя гидрозабойка при дроблении негабарита.

При работе погрузочно-доставочных машин в забое предусматривается:

- орошение бортов и кровли выработок на длину 10-15 м от груди забоя перед началом уборки горной массы из расчета 0,2 - 1,3 л воды на 1 м<sup>2</sup> поверхности выработки (в зависимости от естественной влажности);
- орошение отбитой горной массы перед погрузкой из расчета не менее

1,5 - 4 л/м<sup>3</sup> погруженной горной массы, из расчета достижения ее влажности не менее 3 - 5%;

- увлажнение трассы движения СДО.

При производстве буровзрывных работ и работ с взрывчатыми материалами должны соблюдаться “Единые правила безопасности при взрывных работах”.

Все подземные сооружения и горные выработки оснащаются проектным оборудованием по оповещению об аварии: телефонной, громкоговорящей и беспроводной связью (СУБР-1СВ), и другими средствами, улучшающими оперативность оповещения и вывода людей из опасных зон.

Рудничная служба по технике безопасности должна систематически проверять соблюдение правил оснащения горных выработок и оборудования на соответствие “ЕПБ ...” и инструкций, действующих на руднике.

Бытовое обслуживание и питание трудящихся рудника осуществляется в бытовом комбинате (БК) и столовой на основной промплощадке рудника, а до их ввода в эксплуатацию - в административно-бытовом комбинате.

Доставка трудящихся до промплощадок рудника предусматривается заказным автотранспортом.

Для снижения влияния на здоровье трудящихся рудника вредных производственных факторов, предусматриваются различные лечебно-профилактические мероприятия:

- гигиеническое обучение трудящихся по профилактике профессиональных заболеваний;
- проведение периодических медицинских осмотров;
- бесплатная выдача талонов на молоко;
- проведение комплекса физиотерапевтических процедур (тепловых гидропроцедур для рук, воздушного обогрева рук с микромассажем, массажа мышц плечевого пояса, ингаляции и др.);
- оздоровление трудящихся в санаториях, профилакториях, домах отдыха;
- трудоустройство больных согласно медицинским рекомендациям и др.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		181

## 8.2.4 Техника безопасности при работе подъемных сосудов

Шахтные строительные подъемники обычно представляют собой деревянную клеть в стальной раме, не снабженную дверьми. Передвижение клетки по направляющим производится в частично или полностью огражденной шахте.

Мачтовый подъемник обычно укрепляется при помощи кронштейнов к строящейся стене здания. Он снабжается подъемной платформой, которая может поворачиваться вокруг вертикальной оси на 180°. Двустоечный подъемник состоит из передвижной металлической мачты, собранной из отдельных секций. С помощью ручной лебедки, установленной на нижней опорной раме подъемника, подъемник можно перемещать вдоль строящегося здания.

По направляющим мачты передвигается подъемная грузовая неповоротная платформа, снабженная ловителями.

В том случае, когда высота мачты превышает 10 м, подъемник укрепляется расчалками.

В том случае, когда вход в клеть или на платформу при загрузке и выгрузке их является возможным, то, согласно правилам Госгортехнадзора, требуется обязательное устройство ловителей, т. е. особых приспособлений для удержания клетки или платформы в местах остановок.

Для предупреждения падения лиц, обслуживающих подъемник, на верхних и промежуточных разгрузочных площадках мачтовых и двух стоечных подъемников следует устраивать откидные поручни или раздвижные двери, снабженные запорами, а платформы самих подъемников снабжать перилами высотой в 1 м. У дверей шахтных строительных подъемников устройство автоматических дверных затворов, согласно правилам, является необязательным, поэтому у дверей шахтных подъемников, а также на верхних разгрузочных площадках, где производится загрузка или выгрузка материалов, дежурят специально проинструктированные рабочие, обязанные открывать и закрывать двери или откидные поручни, давать сигналы о пуске подъемника и следить за тем, чтобы клеть или платформа подъемника не нагружались сверх его максимальной грузоподъемности. Во внерабочее время двери шахтоподъемника должны быть заперты.

Во избежание подтягивания клетки или платформы до упора все строительные подъемники снабжаются устройством для автоматического выключения двигателя в крайнем верхнем положении клетки или платформы.

Шахтоподъемники наглухо обшиты досками или ограждены металлической сеткой с отверстиями не более 20 мм.

При наличии возможности обеспечить условия, исключающие падение грузов во время их погрузки, подъема и выгрузки, допускается частичная обшивка шахтоподъемников на высоту не менее 2 м от пола или от настила лесов и подмостей возле шахты в уровне каждого обслуживаемого шахтоподъемником яруса.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		182



Для подъема грузов с помощью шахтоподъемника применяются клетки со сплошными стенками со стороны направляющих и потолком, выдерживающим сосредоточенную нагрузку не менее 100 кг. Деревянные клетки имеют стальную обвязку. Клетки для подъема вагонеток необходимо оборудовать упорами или замками, препятствующими сдвигу вагонетки во время подъема.

Платформы мачтовых и двустоечных подъемников требуется ограждать со всех сторон на высоту, исключающую возможность выпадения груза при подъеме. Со стороны приемной площадки ограждение устраивается откидным.

Управление движением клетки или платформы производится из одного места, связанного электросветовой или электрзвучковой сигнализацией со всеми ярусами, на которые поднимаются грузы.

На время очистки дна шахты или ремонта подъемника работу его необходимо прекратить, о чем своевременно предупреждается моторист лебедки. На все время очистки или ремонта выключенный рубильник должен находиться в запертом кожухе. При этом клеть находится на брусках, уложенных на ригели шахты или на подпорки высотой не менее 1,8 м, установленные на ее дно. Подъемники с платформами поворотного или выдвижного типа снабжаются устройствами, исключающими возможность самопроизвольного поворота или выдвижения платформы во время ее подъема или опускания

Подъемники с платформами поворотного или выдвижного типа снабжаются устройствами, исключающими возможность самопроизвольного поворота или выдвижения платформы во время ее подъема или опускания. После каждого увеличения высоты мачтового подъемника путем наращивания мачты его необходимо подвергнуть повторному испытанию.

### 8.2.5 Противопожарная защита

Противопожарная защита рудника “Октябрьский” выполняется в соответствии требованиями “ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом”, “Правил пожарной безопасности в Российской Федерации, ” Инструкции по предупреждению эндогенных пожаров при разработке сплошных медно-никелевых руд на подземном руднике «Октябрьский».

Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима” на подземных рудниках, “ЕПБ при взрывных работах” и других руководящих и нормативных документов по противопожарной защите горнорудных предприятий.

В настоящем разделе пояснительной записки приведены технические решения по противопожарной защите подземных горных выработок первой очереди рудника.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		183

### **8.2.6 Локализация и тушение пожара в начальной стадии возникновения**

Рабочие и ИТР, обнаружившие факт возникновения пожара, обязаны немедленно сообщить о месте и характере аварии диспетчеру рудника по телефону или источнику аварийной связи (ИАС).

Тушение очага пожара производить со стороны поступающей вентиляционной струи. Необходимо включиться в самоспасатель и начать тушение первичными средствами пожаротушения. При горении электропусковой аппаратуры, силовых кабелей, необходимо перед тушением, аварийный участок обесточить.

При пожаре в забое тупиковой выработки необходимо включиться в самоспасатель и начать тушение первичными средствами. Если пожар потушить невозможно, следует выходить из тупиковой выработки на свежую струю.

При невозможности выхода из тупикового забоя необходимо по возможности отперемычиться подручными средствами, открыть став сжатого воздуха и ждать ВГСЧ, подавая аварийные сигналы частыми ударами по трубам.

### **8.2.7 Мероприятия по профилактике подземных пожаров**

В подземных горных выработках и камерах рудника - везде, где располагаются противопожарный трубопровод, автоматические и стационарные установки пожаротушения, водяные завесы, противопожарные сооружения, средства и инвентарь пожаротушения постоянно поддерживаются в требуемом состоянии и периодически проверяются на исправность.

Все конструкции из дерева, примыкающие к вскрывающим выработкам, и деревянные перемычки, возводимые в подземных выработках, обработаны огнезащитным составом.

Все противопожарные склады закрыты на замок и опломбированы. Ключи от складов противопожарных материалов должны храниться у диспетчера рудника.

Важными мероприятиями по профилактике пожаров является контроль выполнения требований безопасности к камерам и подземным выработкам при эксплуатации самоходного дизельного оборудования.

### **8.2.8 Соблюдение установленных противопожарных правил при ведении буровзрывных работ.**

Взрывные работы при проходке горных выработок и очистной выемке на шахте должны производиться в соответствии с "Едиными правилами

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		184

безопасности при ведении взрывных работ” и Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима” на подземных рудниках.

Рудник работает на индивидуальном газовом режиме, поэтому при ведении буровзрывных работ требуется выполнение дополнительных мероприятий:

- а) взрывание при помощи электродетонаторов с применением взрывных машинок и контрольно-измерительных приборов, допущенных к применению Ростехнадзором;
- б) применение взрывчатых веществ и средств взрывания допущенных Ростехнадзором;
- в) применение водораспылительных завес и водяной забойки;
- г) замер содержания газа метана непосредственно перед заряданием шпуров (скважин), перед каждым взрыванием зарядов и при осмотре забоя;

Для профилактического ремонта бурового и зарядного оборудования предусмотрены специальные камеры, которые закреплены несгораемой крепью, оборудованы металлическими дверями и укомплектованы средствами пожаротушения.

### **8.2.9 Противопожарная защита подземных горных выработок и камер, в которых производится эксплуатация и обслуживание дизельного оборудования.**

Противопожарная защита подземных горных выработок, в которых производится эксплуатация самоходного дизельного оборудования и пунктов обслуживания самоходных машин, выполняется в соответствии с требованиями.

Инструкции по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках” и “Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима” на подземных рудниках.

При эксплуатации самоходного дизельного оборудования необходимо также соблюдать “Временные методические указания по контролю за эксплуатацией дизельных двигателей и систем очистки отработанных газов горных машин на карьерах и подземных рудниках цветной металлургии РФ”, утвержденные Госгортехнадзором РФ от 22.06.00 №37.

- в пунктах обслуживания машин запрещается применение открытого огня, вывешиваются плакаты с надписью “Курить и пользоваться открытым огнем запрещается”;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		185

- комплектование противопожарными средствами и материалами проводится в соответствии с проектом;
- запрещается хранить в камерах постороннее оборудование, материалы и предметы, не относящиеся к назначению данных камер;
- заправка машин топливом, маслом должна производиться на складе ГСМ или с помощью самоходной машины (автозаправщика);
- каждая самоходная дизельная машина оснащается индивидуальной стационарной автономной установкой пожаротушения;
- слив масел, горючих жидкостей на почву в подземных выработках не допускается.

Обтирочные материалы (пакля, концы и т.п.) должны храниться в металлических плотно закрывающихся ящиках, не более 20 кг в каждом ящике. И использованные протирочные материалы должны собираться в плотно закрывающийся металлический ящик и ежедневно выдаваться на поверхность. На применение в шахте каждого типа (марки) машин с двигателями внутреннего сгорания должно быть получено разрешение местных органов Ростехнадзора. Каждая самоходная машина с двигателем внутреннего сгорания должна быть обеспечена стационарной автономной установкой пожаротушения.

### **8.2.10 Контроль за состоянием вентиляции на шахте**

Возможность осуществления вентиляционных маневров, реверсирования вентиляционной струи и секционирования горных выработок при возникновении пожара.

Эти мероприятия должны осуществляться в соответствии “Инструкцией по составлению планов ликвидации аварий”

В оперативной части плана ликвидации аварий предусматриваются:

1. Способы оповещения об аварии всех или отдельных участков и рабочих мест, пути вывода людей из аварийных участков и из шахты, действия лиц надзора, ответственных за вывод людей и за осуществление технических мер по ликвидации аварий, вызов горноспасательной части и пути следования отделений ВГСЧ для спасения людей и ликвидации аварий;
2. Вентиляционные режимы, обеспечивающие безопасный выход людей из аварийного участка и из шахты и безопасное передвижение отделений ВГСЧ к месту аварий, а также использование вентиляционных устройств для осуществления выбранного вентиляционного режима. Маршруты вывода людей должны определяться, исходя из данных аэродинамических съемок, проведенных соответствующими службами при нормальном и реверсивном вентиляционном режимах, по позициям, предусмотренным планом ликвидации аварий;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		186

3. Использование подземного транспорта для быстрого удаления людей из аварийного участка, из шахты и для доставки отделений ВГСЧ к месту аварий;

4. Прекращение подачи электроэнергии на аварийный участок или шахту;

5. Использование компрессорной станции для подачи сжатого воздуха в тупиковые выработки в начальный период аварий;

6. Назначение лиц, ответственных за выполнение отдельных мероприятий, и расстановка постов безопасности;

7. Режим работы вентиляторов местного проветривания с учетом конкретных условий;

8. Местонахождение командного пункта, в том числе до прибытия главного инженера рудника;

9. Время прибытия отделений ВГСЧ из мест расположения на рудник.

Вывод людей из аварийных участков необходимо предусматривать по кратчайшему пути на поверхность или в выработки со свежей струей воздуха. Из выработок, расположенных до очага пожара, людей следует выводить навстречу свежей струе к выходу на поверхность. Из выработок, расположенных за очагом пожара, людей следует выводить в самоспасателях кратчайшим путем в выработки со свежей струей воздуха и далее на поверхность.

В качестве мер защиты от ядовитых газов людей, не имеющих возможности выйти на свежую струю воздуха за время защитного действия самоспасателей, могут быть использованы камеры аварийного воздухообеспечения (КАВС), в которых осуществляется переключение в новые самоспасатели, а также камеры-убежища.

При пожарах, взрывах газа или пыли и внезапных выбросах газа, прорыве в горные выработки воды должен предусматриваться вывод людей из шахты на поверхность. При пожаре в копре и стволе клетки этого ствола необходимо устанавливать на кулаки, а скипы - в разгрузочных кривых. При авариях, имеющих местный характер, вывод людей должен предусматриваться только из аварийного и угрожаемого участков. Устанавливаемый вентиляционный режим и выбираемые пути вывода людей из аварийных участков должны по возможности обеспечивать вывод людей по незагазованным выработкам. В планах ликвидации аварий в зависимости от места возникновения пожара, взрыва газа или пыли, внезапного выделения газов могут предусматриваться различные аварийные вентиляционные режимы: нормальный - существовавший до аварии, реверсивный - с опрокидыванием струи по всей шахте или отдельным ее участкам.

При взрывах газа и пыли, внезапных выделениях газов необходимо сохранять существовавшее до аварии направление вентиляционной струи

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		187

и предусматривать способы увеличения подачи воздуха на аварийные участки.

При пожарах в вертикальных или наклонных выработках, соединяющих горизонты шахты, должен быть предусмотрен тот режим проветривания, который устанавливается при пожаре в месте сопряжения данной выработки с верхним горизонтом.

При установлении вентиляционного режима необходимо предусматривать:

1.1.1 ядок использования вентиляционных устройств, вентиляционных и противопожарных дверей, перемычек, ляд на стволах, шурфах, а также режим работы вентиляторов местного проветривания при пожарах в глухих забоях и т.д.

1.1.2 Назначение лиц, осуществляющих открывание или закрывание дверей, ляд, шиберов в вентиляционных каналах.

В подразделении ВГСЧ необходимо предусматривать при всех видах аварий, когда требуется оказание помощи людям, и для ведения работ, требующих соответствующего горноспасательного оборудования.

При пожарах в стволах, шурфах и других выработках, имеющих выход на поверхность, необходимо предусматривать одновременный вызов подразделения противопожарной службы. Использование лиц этой службы в подземных выработках не допускается.

Контроль количества шахтного воздуха в забоях на рабочих местах осуществляется инструментальным замером вентиляционной службы рудника.

Для определения количества и состава воздуха в выработках на руднике должна быть следующая аппаратура: анемометры, секундомеры, пылемеры и экспресс-аппаратура для определения содержания в воздухе углекислого газа, сернистых соединений, окиси углерода и окислов азота.

Не реже одного раза в месяц респираторщики ВГСЧ производят отбор проб рудничного воздуха для лабораторного анализа содержания СН<sub>4</sub>, СО, СО<sub>2</sub>, О<sub>2</sub> и окислов азота.

### **8.2.11 Обучение людей, работающих на руднике, умению пользоваться средствами пожаротушения**

Все вновь поступающие на рудник лица проходят предварительное обучение по правилам техники безопасности. Рекомендуется курс технического обучения по теме “Противопожарные мероприятия, предупреждение и тушение рудничных пожаров” - планировать не менее четырех часов.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		188

Практическое обучение по технике безопасности рабочих, поступающих на рудник и переводимых с работы по одной профессии на другую, производится при учебном пункте с отрывом от производства и с обязательной сдачей экзаменов в комиссии под председательством главного инженера рудника. Всем рабочим под личную расписку администрацией выдаются инструкции по безопасным методам работ по их профессиям. Каждое полугодие рабочие обязаны пройти повторный инструктаж.

Ознакомление рабочих с правилами личного поведения во время аварий, в соответствии с планом ликвидации аварий и пользования средствами пожаротушения, должны производить начальники участков.

Кроме того, рабочие, работающие на очистных и подготовительных работах, а также рабочие поверхностного склада руды должны быть ознакомлены с методами распознавания окислительных процессов и основными приемами борьбы с пожарами от самовозгорания руд.

#### **8.2.12 Защита электрических сетей от перегрузок и коротких замыканий**

Защита кабельных сетей от токов короткого замыкания и перегрузки подземной части рудника на стороне 0,4 кВ основана на принципе отключения поврежденного участка автоматами и пускателями, оборудованными реле максимальной токовой защиты. Защита от токов утечки в сетях 0,4 кВ выполнена с помощью реле утечки, встроенного в автоматы и пускатели, и действующего на отключение при снижении уровня изоляции в кабельных сетях ниже допустимых значений. С целью снижения опасности горения и взрыва в подземных выработках используется оборудование в исполнении "РВ", а кабели приняты с медными жилами с ПВХ изоляцией, бронированные в оболочках, не распространяющих горение.

#### **8.2.13 Связь, пожарная сигнализация и автоматизированная система контроля и управления**

В горных выработках для оповещения об аварии предусматриваются различные виды телефонной связи, система громкоговорящего оповещения комплекса "ДИСК-ШАТС", радиофикации и беспроводное аварийное оповещение (СУБР).

Беспроводное оповещение об аварии предусматривается на базе специализированной длинноволновой радиосистемы, через общешахтную телефонную сеть с пульта горного диспетчера рудника и предназначена для передачи сигналов об аварии или индивидуального вызова горнорабочих, находящихся в подземных выработках.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		189

В состав аппаратуры входят: передающее устройство, пульт дистанционного управления, антенно-фидерное устройство, приемные устройства.

Передающее устройство предназначено для формирования сигналов "Авария" и "Вызов", их усиления и согласования с антенно-фидерным устройством (АФУ). Приемные устройства системы устанавливаются в корпусе аккумулятора шахтного светильника.

Радиосвязь между диспетчерским пунктом и подвижными и стационарными объектами осуществляется через систему радиосвязи компании - с использованием стационарных и мобильных радиостанций. Автоматическая пожарная сигнализация выполняется на базе приемно-контрольных устройств различных типов с выводом информации на пульта соответствующих диспетчеров (оператора) рудника и на ЦПІС. Аппаратура обеспечивает: телефонную связь с городом подземных абонентов и абонентов поверхности; прямую связь диспетчера рудника со всеми горизонтами рудника и абонентами поверхности; выдачу сигналов об аварии, о мерах безопасности и порядке вывода людей из шахты, выдачу сигналов тревоги на центральный пункт пожарной сигнализации, надежную телефонную связь диспетчера рудника со всеми абонентами.

Для обеспечения оперативно-диспетчерского контроля и управления технологическими процессами рудника предусматривается создание комплексной автоматизированной системы контроля и управления АСДУ.

В части противопожарной защиты подземных горных выработок в автоматизированной системе выделяются следующие элементы системы контроля и дистанционного управления технологических объектов:

1. Газовый контроль (метаноконтроль)

Данная подсистема обеспечивает: измерение содержание метана и водорода в заданных точках на поверхностных объектах и подземных горизонтах; телеуправление на отключение электропитания загазованных участков и включение местной сигнализации;

2. Шахтные вентиляционные двери

Данная подсистема обеспечивает: сигнализацию состояния шахтных вентиляционных дверей и управление ими, измерение температуры и скорости воздуха в контрольных точках;

3. Пожаротушение

Данная подсистема обеспечивает: контроль установок пожаротушения с выдачей сигнала о пожаре в диспетчерскую, дистанционное управление установками пожаротушения, контроль положения противопожарных дверей с возможностью их дистанционного управления.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		190



## 8.3 Охрана окружающей среды

### 8.3.1 Воздействия производства на окружающую среду

При разработке месторождения полезного ископаемого на окружающую среду воздействуют такие факторы как рудничный воздух, отвалообразование пустой породы, затопление территории шахтными водами и прочие.

### 8.3.2 Мероприятия по защите окружающей среды от вредных воздействий

Строительно-монтажные работы по проведению предусмотренных настоящим проектом подземных горных выработок рудника осуществлять в соответствии с требованиями: закона РФ «О недрах», «Правил охраны недр» (06.06.03), «Инструкции по оформлению горных отводов для разработки месторождений полезных ископаемых» (13.03.1998) и других руководящих и нормативных документов в части охраны недр и окружающей среды.

В настоящем проекте приводятся проектные решения в части охраны недр и окружающей среды при вскрытии и подготовке к отработке запасов.

Проектом горного отвода для рудника определены технические границы отработки и представлены предприятию для разработки.

Принятые настоящим проектом технологические производственные процессы при проходке и креплении горных выработок отвечают условиям безопасности ведения горных работ и обеспечивают сохранность полезного ископаемого. Руда, попутно добываемая при проходке горно-капитальных и подготовительных выработок, будет транспортироваться, выдаваться, складироваться по мероприятиям, составленным и согласованным с рудником.

Объемы на устройство таких временных мест (ниш, камер) складирования, а также горных выработок, необходимых по технологии проходки, учтены в данном проекте. Оперативный учет попутно добываемой руды производится геолого-маркшейдерской службой ШПУ с предоставлением геологомаркшейдерской службе рудника ежемесячной справки о движении руды. Передача руды руднику осуществляется поквартально двухсторонним актом, а отчетность по нормам, установленным ГГУ.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						191
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Породу, извлекаемую при проходке горных выработок, предусматривается максимально использовать для закладки выработанного пространства, а остальную выдавать на поверхность в породные отвалы на промплощадке ствола ВС.

Горные работы в опасных зонах (тектонические нарушения, водоносные горизонты и т.д.) ведутся с соблюдением требований «Временного положения о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах на горных предприятиях.

Значительное загрязнение рудничного воздуха во время ведения горных работ (буровая пыль, газы от взрывных работ, выхлопные газы двигателей внутреннего сгорания, природные газы) нейтрализуется на местах его образования путем очистки и пылеподавления оросителями, водяными завесами, подачей в шахту свежего воздуха, обеспечивающего вынос пыли с рабочих мест и разжижение газов от взрывных работ до уровня ПДК в соответствии с требованиями «ЕПБ ...».

По пути своего движения к вентиляционному стволу 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 в атмосферу не может быть значительным и способным ухудшить существующую экологическую и социально-экономическую обстановку на территории региона.

При производстве строительного-монтажных работ сохраняется существующая схема передачи шахтных вод рудника в очистные сооружения промрайона. Выдаваемая из рудника вода поступает на отстой в ОШВ рудника. Далее вода поступает в очистные сооружения шахтных и после очистки используется в замкнутом цикле обогатительного производства для технологических целей.

Часть воды из ОШВ направляется без очистки на ПЗК рудника для производства закладочных смесей.

Порода от проходки горных выработок выдается на поверхность и складировается в породный. В выдаваемой породе вредных примесей не содержится. Бытовые отходы предусматривается вывозить городскую свалку, отработанные нефтепродукты - на регенерацию на нефтебазе, а изношенные шины будут «захоронены» в закладке. Тара из-под взрывчатых веществ подлежит сжиганию или захоронению в местах, согласованных с органами санитарно-эпидемиологической службы.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		192

## Вывод

В настоящее время есть много универсальных способов и средств борьбы с износостойчивостью ковшей погрузочно-доставочной машины.

Как правило, детали всегда испытывают один ярко выраженный механизм износа, за счет динамических нагрузок в виде ударов крупных фракций горной массы, а также из-за воздействия сильного абразивного износа.

Но, изучив устройство ковшей, узнав технические характеристики, особенности эксплуатации, нагрузки, без сомнения, ковш - один из главных элементов ПДМ. Его основная работа-это извлечение и перемещение породы и руды.

Проведя анализ существующих способов и методов увеличения прочности рабочей поверхности, исследуя новейшие марки стали, химические материалы, современное высокотехнологичное оборудование, и способы модернизации в данном направлении.

В спец. части дипломного проекта, я предлагаю некоторые решение, которое, по моему мнению, должно помочь устранить такую проблему, как износ деталей в результате развития усталостных явлений, имеющих термическую, либо контактную природу, развития эрозионных процессов, явления кавитации, изнашивания схватыванием, диспергирования. и абразивный износ, который чаще всего испытывают на себе ковши ПДМ.

За счет Многофункциональная установка газопламенного напыления Termika3. способом напыления износостойкими покрытиями для увеличения прочности поверхности и долговечности деталей.

Расчетная часть раздела это, экономическая оценка которая позволяет судить о увеличении прибыли за счет применения предложенной системы которая минимизирует время простоя ПДМ в ремонте

Прибыль предприятия от проектируемой работы состоит в том, что минимизировав время простоя на ремонта восстановительные работы и модернизировав режущую кромку ковша путем напыления получаем следующий результат ,что предельно допустимый износ режущей кромки без напыления составляет 1 год, а с напылением 1,5 года. Предельно допустимый износ — это износ, при котором коэффициент наполнения ковша соответствует заданному показателю плано-экономического отдела рудника.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						193
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 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. Скачков М.С., Подземная разработка полезных ископаемых Норильского промышленного района [Текст] Справочное пособие, Норильский индустр.ин-т.,Норильск,2005.-77с
4. «Методические указания по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом добычи» (Приложение к ВНТП-13-2-93, С.-Пб, 1993 г.).
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 М.: Недра, 1989.-374 с.:ил.
10. Гилев, А.В. Эксплуатация и ремонт механического оборудования карьеров : 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 М.: Недра, 1975.-574 с.: ил.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		194

Федеральное государственное автономное  
образовательное учреждение  
высшего образования

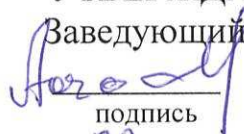
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт горного дела, геологии и геотехнологий  
Кафедра «Горные машины и комплексы»

21.05.04.09 «Горные машины и **ОБОРУДОВАНИЕ**»  
код и наименование специальности

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой



А.С. Морин

инициалы, фамилия

подпись


« 02 » 02 2022 г.

**ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА**  
**в форме дипломного проекта**

ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГОРНЫХ МАШИН И КОМПЛЕКСОВ ПРИ  
РАЗРАБОТКЕ РУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ  
**СО** СПЕЦИАЛЬНОЙ ЧАСТЬЮ «ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ  
ЭКСПЛУАТАЦИИ **РУДНИЧНОГО** ТРАНСПОРТА».

Пояснительная записка  
СФУ ИГДГиГ ДП– 21.05.04.09 – 121517741

Руководитель  
Студент ЗГГ15-06ГМ



к.т.н.,

Плютов Ю.А.  
Плотников В.В.

Красноярск 2022

Продолжение титульного листа


Консультанты по разделам:

Технология горных работ  
наименование раздела

  
подпись, дата

Ю.А. Требушев  
инициалы, фамилия

Горные машины и оборудование  
Подземных горных работ  
наименование раздела

  
подпись, дата


В.Т.Чесноков  
инициалы, фамилия

Специальная часть  
наименование раздела

  
подпись, дата

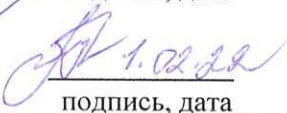
Ю.А. Плютов  
инициалы, фамилия

Транспорт  
наименование раздела

  
подпись, дата

Ю.А.Плютов  
инициалы, фамилия

Технология ремонта  
наименование раздела

  
подпись, дата

Т.А. Герасимова  
инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности  
наименование раздела

  
подпись, дата

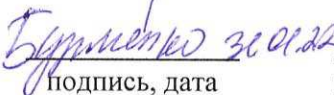
А.В. Галайко  
инициалы, фамилия

Стационарные машины  
наименование раздела

  
подпись, дата

А.С. Морин  
инициалы, фамилия

Экономическая часть  
наименование раздела

  
подпись, дата

Р.Р. Бурменко  
инициалы, фамилия

Нормоконтролер

  
подпись, дата

Ю.А. Плютов  
инициалы, фамилия