

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Горные машины и комплексы»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

_____ А.С. Морин

подпись инициалы, фамилия

« ____ » _____ 2021 г.

**ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА
в форме дипломного проекта**

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»

код и наименование специализации

«ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГОРНЫХ МАШИН И ОБОРУДОВАНИЯ В УСЛОВИЯХ
РАЗРЕЗА «БАЛАХТИНСКИЙ» СО СПЕЦИАЛЬНОЙ ЧАСТЬЮ
«МОДЕРНИЗАЦИЯ БУРИЛЬНОЙ ГОЛОВКИ НБ -1М»

Руководитель _____ доцент, канд. техн. наук И.С. Плотников
подпись, дата должность, ученая степень инициалы, фамилия

Выпускник _____ А.А. Леконцев
подпись, дата инициалы, фамилия

Красноярск 2021

Продолжение титульного листа

Консультанты по разделам:

Технология горных работ
наименование раздела

подпись, дата

Е.В. Кирюшина
инициалы, фамилия

Механическое оборудование карьера
наименование раздела

подпись, дата

И.И. Демченко
инициалы, фамилия

Специальная часть
наименование раздела

подпись, дата

И.С. Плотников
инициалы, фамилия

Карьерный 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

И.С. Плотников
инициалы, фамилия

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

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Горные машины и комплексы»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

_____ А.С. Морин

подпись инициалы, фамилия

« _____ » _____ 2021 г.

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

бакалаврской работы, дипломного проекта, дипломной работы, магистерской диссертации

Студенту _____

фамилия, имя, отчество

Группа _____ Направление (специальность) _____
номер код

наименование

Тема выпускной квалификационной работы _____

Утверждена приказом по университету № _____ от _____

Руководитель ВКР

инициалы, фамилия, должность, ученое звание и место работы

Исходные данные для ВКР _____

Перечень разделов ВКР _____

Перечень графического материала _____

Руководитель ВКР

подпись

инициалы и фамилия

Задание принял к исполнению

подпись, инициалы и фамилия студента

« ____ » _____ 20__ г.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	6
1. Технология ведения горных работ.....	8
1.1 Современное состояние горных работ.....	8
1.2 Вскрытие карьерных полей.....	10
1.3 Подготовка полезного ископаемого к выемке.....	15
1.4. Система разработки и обоснование выбора системы разработки.....	21
1.5 Отвалообразование.....	25
2. Механическое оборудование карьера.....	28
2.1 Выемка пустой породы.....	28
2.2 Выемка полезного ископаемого.....	38
3. Карьерный транспорт.....	47
3.1 Выбор вида транспорта.....	47
3.2 Формирование комплексов погрузочно-транспортных средств.....	48
3.3 Физико-математическое моделирование.....	49
3.4 Анализ полученных данных.....	56
4. Стационарные машины.....	57
4.1 Расчёт длины и геометрической высоты нагнетательного трубопровода.....	57
4.2 Расчёт необходимой производительности насосной станции, выбор труб для построения внешней сети водоотливной установки.....	58
4.3 Выбор насосов.....	59
4.4. Анализ рабочего режима водоотливной установки.....	63
4.5 Выбор электродвигателей, определение годовых и удельных затрат электроэнергии на водоотлив.....	65
5. Технология ремонта.....	67
5.1 Исходные данные.....	67
5.2 Выбор и расчет необходимого количества оборудования.....	68
5.3 Определение количества и видов ремонтных работ.....	73
5.4 Расчет численности ремонтного персонала.....	75
5.5 Расчет станочного оборудования.....	76
5.6 Проектирование ремонтной базы.....	77
5.7 Управление механической службой.....	79
5.8. Виды износов оборудования.....	80
5.9 Восстановление зубьев ковша экскаватора.....	82

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ								
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	«Эксплуатация горных машин и оборудования в условиях разреза «Балахтинский»				Лит.	Лист	Листов		
Разраб.		Леконцев А.А.									1	40	
Провер.		Плотников							ГМуК				
Н. Контр.		Плотников											
Утв.													

6. Специальная часть. Модернизация бурильной головки НБ-1М.....	87
6.1 Повышение эффективности процесса вращательного бурения.....	87
6.2 Анализ способов повышения скорости бурения и стойкости инструмента.....	87
6.3 Разработка математической модели и алгоритма программы процесса вращательного бурения шпуров.....	90
6.4 Исследования на математической модели рациональных режимов бурения по породам, представленным в подготовительном забое.....	92
6.5 Разработка алгоритма управления и гидрокинематической схемы бурильной установки.....	94
6.6 Выбор и обоснование структурной схемы проектируемой бурильной установки.....	96
6.7 Расчет привода бурильной головки.....	97
6.7.1 Выбор и расчет основных конструктивных параметров зубчатого зацепления.....	97
6.7.2 Расчет диаметров валов редуктора.....	102
6.7.3 Проверка зубьев колес по контактным напряжениям.....	102
6.7.4 Проверка зубчатых колес по напряжениям изгиба.....	103
6.7.5 Расчет долговечности упорных подшипников.....	104
6.7.6 Расчет вала на жесткость.....	105
6.7.7 Проверка шлицевого соединения на срез и смятие.....	105
6.8 Расчет гидропривода.....	106
6.8.1 Определение параметров гидромотора.....	106
6.8.2 Определение параметров гидронасоса и его выбор.....	107
6.9 Расчет производительности бурильной установки.....	108
6.10 Расчет на устойчивость.....	111
6.11 Техника безопасности при обслуживании машины.....	112
6.12 Разработка основных мероприятий по монтажу, эксплуатации и ремонту бурильной машины.....	113
7. Безопасность жизнедеятельности.....	115
7.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов.....	115
7.1.1 Технические и организационные мероприятия по охране труда.....	116
7.2 Охрана окружающей среды.....	121
7.2.1 Анализ промышленных загрязнений окружающей среды.....	121
7.2.2 Природоохранные мероприятия по защите атмосферы, гидросферы и литосферы.....	122

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	«Эксплуатация горных машин и оборудования в условиях разреза «Балахтинский»	Лит.	Лист	Листов
Разраб.		Леконцев А.А.					2	40
Провер.		Плотников				ГМуК		
Н. Контр.		Плотников						
Утв.								

7.3 Правила безопасности.....	123
7.3.1 Правила безопасности при выемочно-погрузочных работах.....	123
7.3.2 Правила безопасности при транспортировании горной массы.....	124
7.4 План ликвидации аварий.....	125
8. Экономическая часть.....	127
8.1 Организация и управление производством разреза “Балахтинский”...	127
8.1.1 Организация управления производством и производственная структура.....	127
8.1.2 Режим и организация работ.....	130
8.2 Расчет основных технико-экономических показателей процесса добычи угля.....	132
8.2.1. Расчет суммы капитальных вложений и амортизационных отчислений.....	132
8.2.2. Организация труда и заработной платы работников разреза.....	134
8.2.2.1. Расчет численности работников разреза.....	134
8.2.2.2 Расчет фонда заработной платы работников предприятия.....	136
8.3. Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого.....	139
8.3.1 Вспомогательные материалы.....	140
8.3.2 Энергия.....	141
8.3.3. Основная заработная плата производственных рабочих.....	142
8.3.4. Отчисления в фонды социального страхования.....	142
8.3.5. Амортизация.....	143
8.3.6. Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования.....	143
8.3.7. Цеховые расходы.....	143
8.4. Расчет экономической эффективности проекта.....	145
8.4.1. Прибыль и рентабельность.....	145
8.4.2. Экономическая эффективность проекта.....	146
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	147
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	148
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	164

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	«Эксплуатация горных машин и оборудования в условиях разреза «Балахтинский»	Лит.	Лист	Листов
Разраб.		<i>Леконцев А.А.</i>					3	40
Провер.		<i>Плотников</i>				ГМуК		
Н. Контр.		<i>Плотников</i>						
Утв.								

ВВЕДЕНИЕ

Бурение шпуров при ведении горных работ - одна из самых трудоемких и дорогостоящих операций , требующей больших затрат ручного труда. При больших объемах буровых работ для бурения шпуров применяют соответственно шахтные бурильные установки (ШБУ). Интенсивное развитие ШБУ приводится на начало 70-х годов , когда появились гидравлические механизмы, значительно потеснившие применявшиеся ранее пневматические машины.

С введением в практику гидравлических бурильных машин ударно-вращательного действия появилась возможность существенно увеличить энергию взаимодействия инструмента с забоем , что позволило повысить скорость бурения по сравнению с пневматическими машинами в 1,5-2 раза . Дальнейшее повышение энерговооруженности ШБУ , по-видимому , ограничено прочностью и износостойкостью современного бурового инструмента .

Второе возможное направление повышения скорости бурения и , следовательно , производительности ШБУ – рациональное использование имеющихся мощностей путем оптимизации режима бурения , т.е. выбора рационального сочетания параметров режима бурения – частоты и энергии ударов и прочего , позволяющего получить максимальную скорость бурения при минимальном для данных условий износе инструмента .

Бурение в форсированных режимах в перемежающихся различных по физическим свойствам породах требует непрерывного внимания оператора для поддержания оптимального режима работы и ликвидации часто возникающих аварийных ситуации – заклинивание инструмента , прекращение подачи промывочной воды и т.д.

В связи с изложенным , оператор не может управлять несколькими бурильными машинами , работающими в форсированном режиме , и такие режимы применяют только очень опытные операторы при работе в благоприятных горно-геологических условиях.

Весьма эффективным является вращательный способ бурения. Для некоторых отраслей он является единственным.

Однако в настоящее время возможности, заложенные в бурильных установках , полностью не используются , их реальная производительность все еще не удовлетворяет современным требованиям к скорости проходки и добычи полезных ископаемых. Условия, в которых выполняются технологические процессы при буровзрывных работах , характеризуются

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		4

взрывоопасностью среды , ее загазованностью, радиоактивностью, шумов , вибрациями , высокими давлениями при кессонных работах , повышенной температурой на глубоких горизонтах и другими отрицательными факторами. Их неблагоприятное воздействие усиливается с повышением темпов работ и переходом на более глубокие горизонты . Это приводит к снижению производительности и увеличивает опасность для жизни человека.

Добиться дальнейшего прогресса в данной области можно только путем автоматизации. Резервы повышения производительности ШБУ могут быть реализованы переходом к автоматическому управлению ими .

Введение системы автоматического управления процессом бурения (САУБ) позволяет повысить производительность труда бурильщиков за счет снижения числа операторов , управляющих ШБУ, и повышения коэффициента одновременности работы бурильных машин . Машины подобного типа следует отнести к специальным промышленным роботам – буровым роботам .

Современные бурильные установки разрабатывают с применением блочно-модульного принципа . В связи с этим характеристики комплектных машин определяются в первую очередь характеристиками основных узлов и могут широко варьироваться изменением их комплектности .

Исходя из этого целью данного дипломного проекта является повышение эффективности бурения шпуров бурильными установками вращательного действия.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		5

1. Технология ведения горных работ

1.1 Современное состояние горных работ

Объектом разработки является пласт угля «Верхнесырский», простого строения. Средняя мощность пласта около 12,5м., средняя мощность вскрыши 10,5м. Плановый коэффициент вскрыши 0,66 м³/т., фактический ожидаемый коэффициент составит 0,84 м³/т. Причиной является наличие безугольных зон, не соответствие фактических отметок кровли пласта геологическим данным разведки, а так же наличие внутри пласта различных линз и пропластков, которые не позволяют вести селективную отработку и тем самым увеличивают реальный коэффициент вскрыши.

Поле разреза представлено одним эксплуатационным участком. Длина участка с юга на север – 990м, ширина – 240-350м.

Добычные работы ведутся без применения буровзрывных работ. С 2008 года на разрезе ведется внутреннее отвалообразование, являясь подготовительным этапом к рекультивации выработанного пространства. Развитие фронта горных работ осуществляется вдоль восточных границ горного отвода в северо-западном направлении. Длина фронта горных работ на начальном этапе составляла 400-600 м, в настоящее время достигает более 900 м.

В 2008-2009 гг. выемка запасов велась преимущественно одним уступом. С 2010 г. экскавация угля, из-за увеличения мощности пласта, ведется одновременно на 2-3 уступах (подступах). В связи с увеличением ожидаемой добычи в 2019 году возникла необходимость в увеличении производственной мощности разреза до 6000 тыс.т. угля.

Ширина рабочих площадок, предохранительные и транспортные бермы соответствует проекту и ПБ. Обрушений бортов уступов и отвалов за текущий год не было.

Для отработки запасов угля применяется транспортная система разработки. На вскрыше и добыче используются дизельные экскаваторы KOMATSU PC-400-3 шт., PC-750-1 шт., PC-220-1 шт., бульдозеры Б-10М -1 шт. и KOMATSU D65E - 2 шт, погрузчики W-420 -1 шт. и W-470 -1 шт., автосамосвалы типа FAW с емкостью кузова 19,3м³, грузоподъемностью 30 т. – 13 шт. Добычные работы ведутся без применения буровзрывных работ

Экскаватор ЭШ-10/70 (рисунок 1.1) ведет отработку верхнего вскрышного уступа по бестранспортной системе разработки с непосредственной перевалкой пород в выработанное пространство без переэкскавации. Уголь с забоя грузится в автотранспорт потребителя или в собственные автосамосвалы MAN, которыми транспортируется на передвижную дробильно-сортировочную установку

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
						6
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

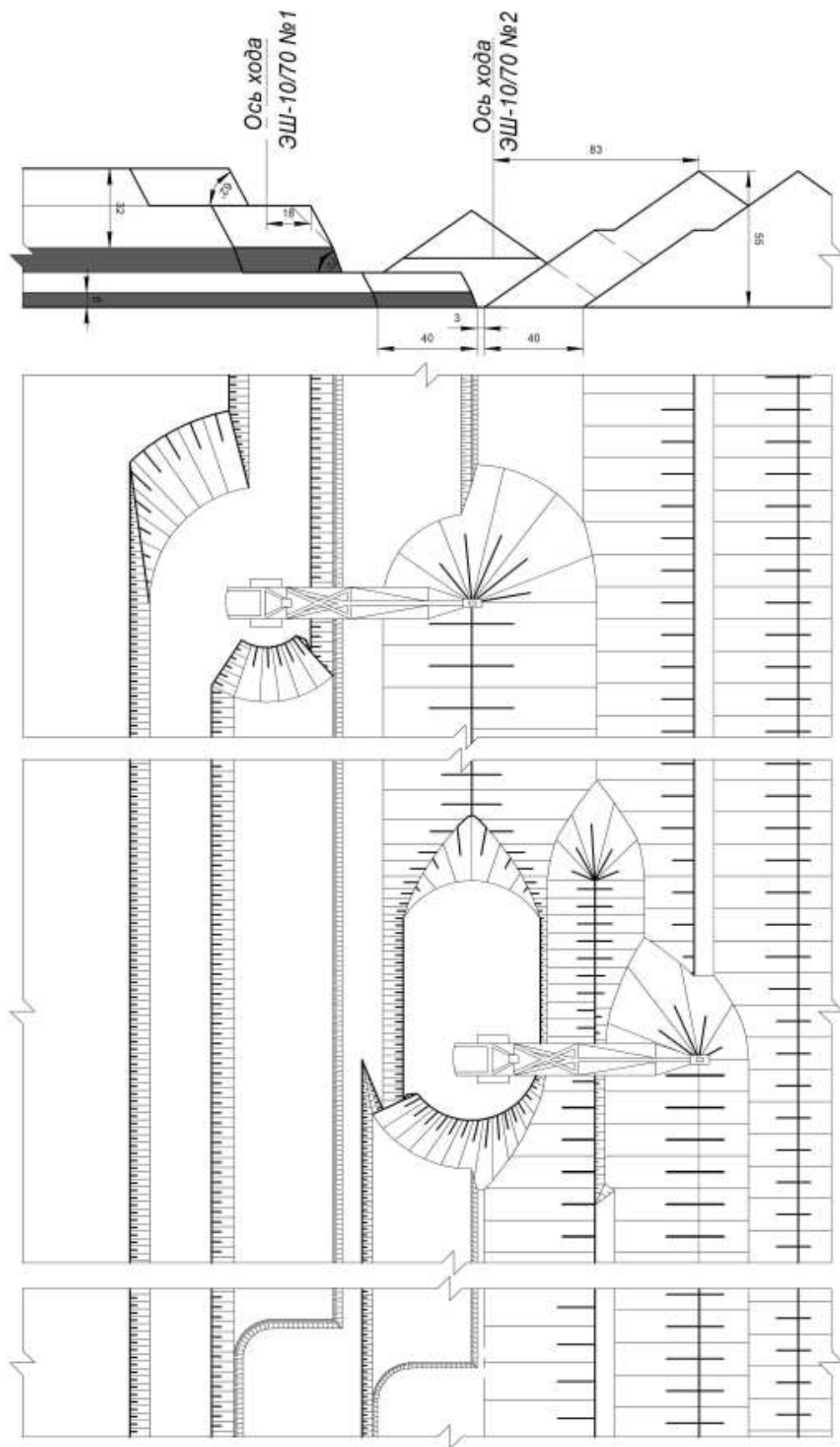


Рисунок 1.1 – Паспорт ЭШ 10/70

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Лист

7

(ПДСУ). Оттуда рассортированный уголь (сортовой, орешек, отсев) отгружается в автотранспорт потребителя погрузчиками KOMATSU W-420-3(2 шт.).

На вспомогательных работах используется экскаватор KOMATSU PC-220 с ковшом емкостью 1 м³.

Параметры системы разработки представлены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 –Параметры системы разработки

Наименование	Показатели	
	по углю	по породе
Высота уступа, м	5-10	5-12
Угол откоса рабочего уступа, град.	80	45-60
Ширина заходки, м	14	14-40
Ширина рабочей площадки, м:	43	43
Число уступов	2-3	1-2
Длина фронта работ, м	1100	1400
Подвигания фронта горных работ (в 2020 г), м/год	40	40

1.2 Вскрытие карьерных полей

В соответствии с принятым порядком отработки поля разреза и схемой грузопотоков, принимается вскрытие поля разреза общей капитальной траншеей внутреннего заложения (опережающая траншея) (рисунки 1.2, 1.3).

Работы по строительству траншеи выполняются с действующего участка «Новый» с опережением в направлении к наиболее глубокой части мульды, для осушения поля разреза. Данное решение позволяет устраивать зумпф водоотлива в наиболее низкой части разреза в каждом периоде горных работ. Ориентация фронта горных работ способствует стоку карьерных вод в зумпф (рисунок 1.4).

Схема транспортной проходки опережающей траншеи представлена на рисунке 1.5. Схема безтранспортной проходки опережающей траншеи представлена на рисунке 1.6.

Опережающая траншея проходится с попутной добычей угля. Проходка опережающей траншеи ведется экскаваторами Komatsu PC-400 с погрузкой в автосамосвалы MAN. Транспортирование вскрышных пород осуществляется на внутренний бульдозерный отвал.

Ширина опережающей траншеи определена с учетом размещения транспортной полосы, зумпфа и насосных станций водоотлива, напорного трубопровода, ЛЭП и составляет 30 м в месте опережения.

Верхние вскрышные уступы разрабатываются экскаваторами KOMATSU PC-400 и PC-750 поперечными заходками с тупиковым движением

										Лист
										8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ					

автотранспорта. Заходки обрабатывают на ширину панели, которая соответствует величине годового подвигания фронта работ, т.е. 40 или 60 м.

Вскрышные транспортные уступы обрабатывают следующим образом. При высоте уступа до 5 м включительно экскаватор устанавливают на верхней площадке и обрабатывают с нижним черпанием и нижней погрузкой в автосамосвалы.

Параметры поперечного профиля внутрикарьерных дорог представлены в таблице 1.2.

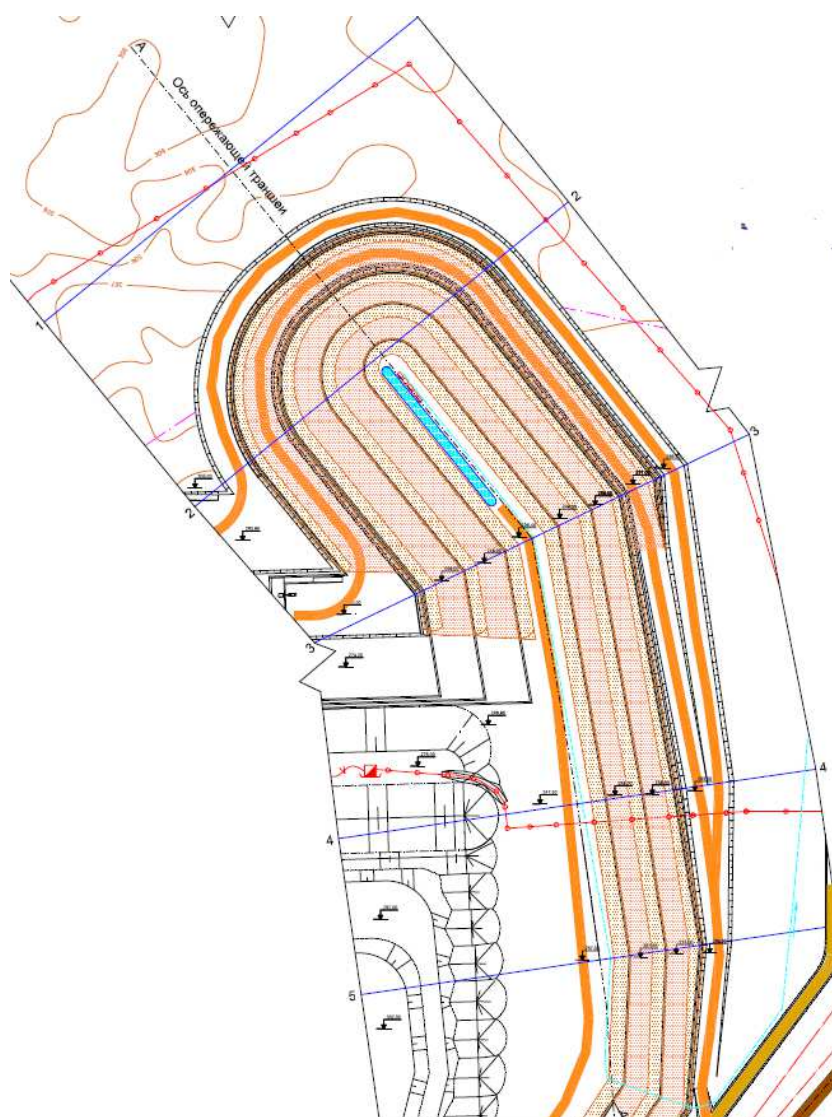


Рисунок 1.2 – План опережающей траншеи

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Лист

9

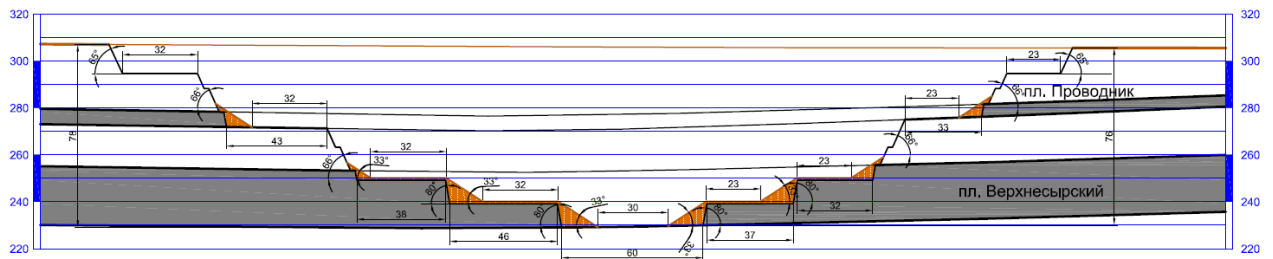


Рисунок 1.3 – Поперечный разрез опережающей траншеи

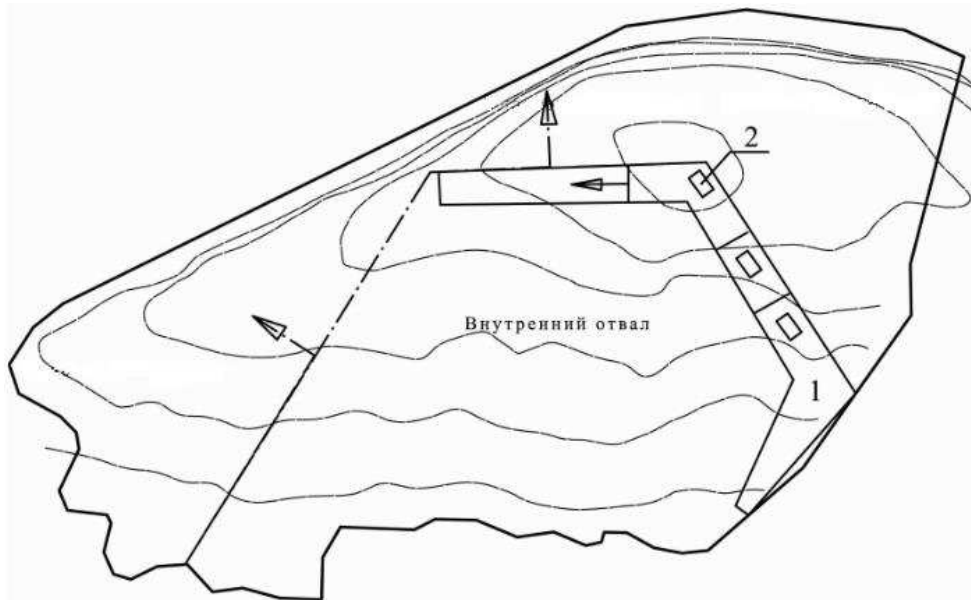


Рисунок 1.4 – Схема расположения опережающей траншеи (1) в поле разреза.
2- зумпф для сбора карьерных вод

Таблица 1.2 – Параметры поперечного профиля внутрикарьерных дорог

Параметры	Значение параметров поперечного профиля автодороги на транспортной берме
Категория дорог	III-к
Ширина проезжей части	12
Ширина площадки сбора осыпей со стороны вышележащего уступа	0,5
Ширина водоотводной канавы	2
Ширина обочины со стороны вышележащего уступа	2,5
Ширина обочины со стороны нижележащего уступа до породного вала	2
Ширина основания породного вала	3
Ширина полосы выветривания от породного вала до кромки откоса	1
Итого:	23
Высота породного вала	0,7

Уступ высотой более 5 м и менее 10 м делят на 2 подступа с высотой

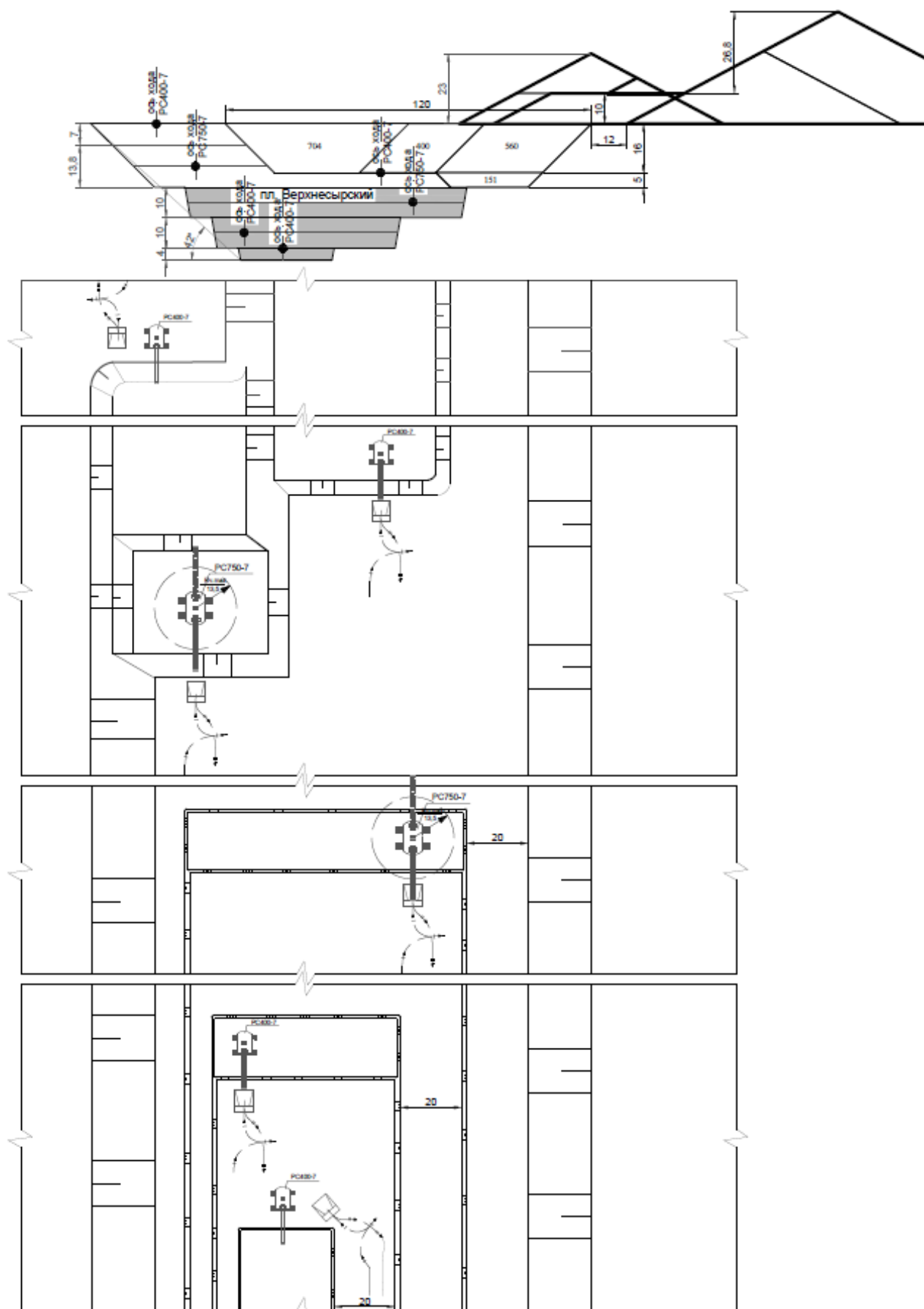


Рисунок 1.5 – Схема транспортной проходки опережающей траншеи

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Лист

11

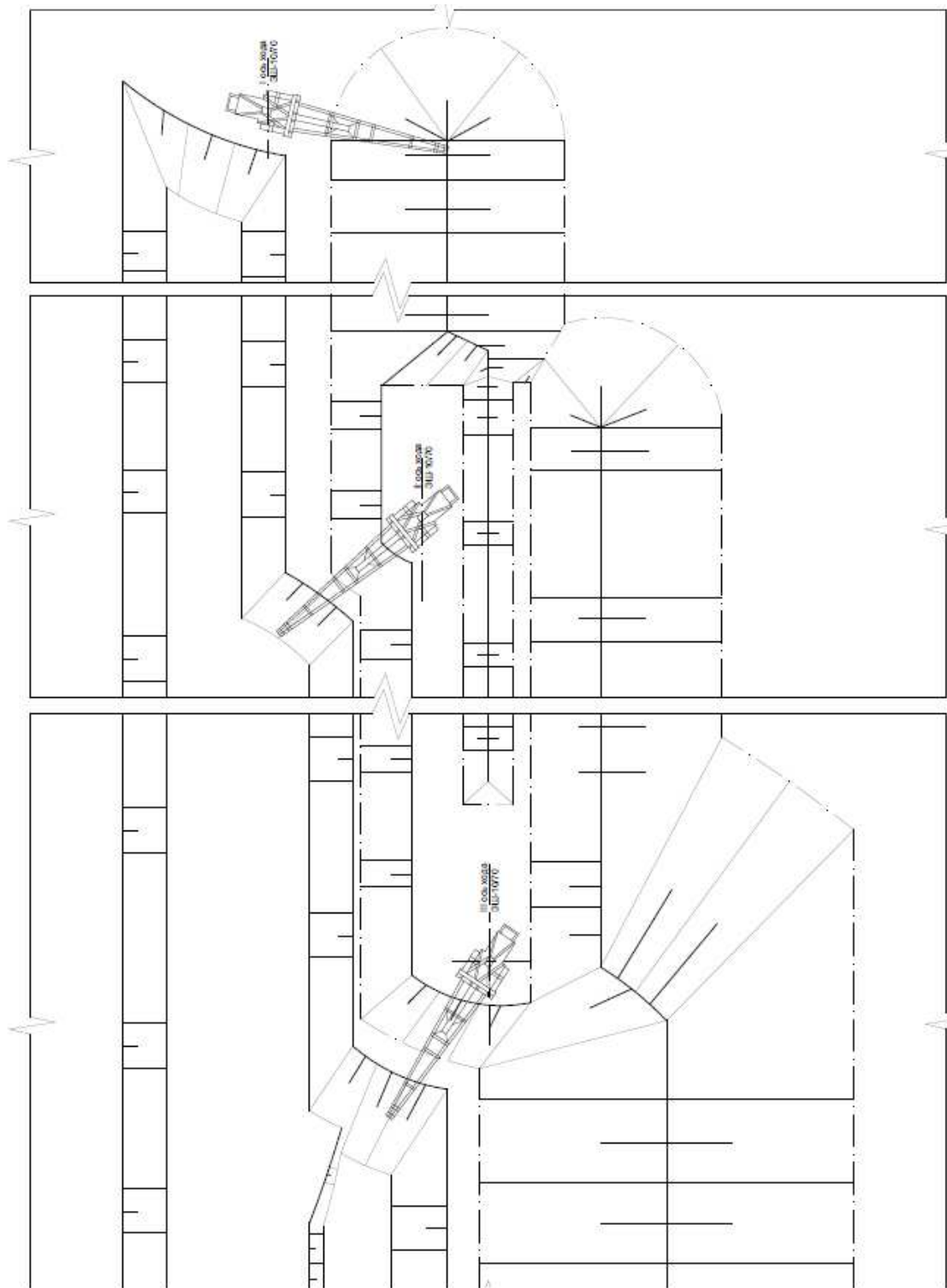
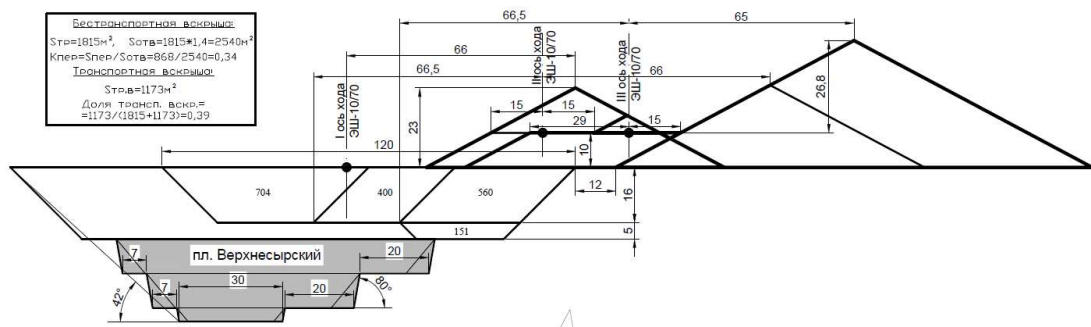


Рисунок 1.6 – Схема бестранспортной проходки опережающей траншеи

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Лист

12

нижнего 5 м и верхнего до 5 м. Во внутренней части панели сооружают заезд на подступ высотой 5 м по которому экскаватор получает доступ для отработки верхнего подступа. Выемка верхнего подступа выполняется на всю ширину панели (40 или 60 м) поперечными заходками верхним черпанием и погрузкой в автосамосвалы, ожидающие на нижней площадке уступа. После отработки верхнего подступа экскаватор начинает отработку нижнего, перемещаясь в обратном направлении и отгружая горную массу в автосамосвалы, находящиеся на нижней площадке. После прохода в двух направлениях экскаватор начинает отработку следующей заходки в той же последовательности (сначала верхний, а затем нижний подступ). Общая схема приведена на рисунке 1.7. Порядок отработки вскрышного уступа отработка нижнего подступа представлен на рисунке 1.8.

При применении гидравлических экскаваторов безопасная высота уступа определяется расчетами с учетом траектории движения ковша экскаватора.

Высоту уступа (H_y) для гидравлических необходимо обосновывать с учетом ширины обрабатываемой заходки. Для условий проектируемых горных работ уступы будут разделены на подступы высотой 5 м.

Также во внутреннем отвале для создания транспортной связи с добычными горизонтами предусмотрена Центральная траншея, которая образуется при отсыпке бестранспортных отвалов.

Форма трассы траншей простая с руководящим уклоном до 70%. Добычные уступы вскрываются временными скользящими съездами на каждый подступ.

1.3 Подготовка полезного ископаемого к выемке

Рыхление на встряхивание с помощью буровзрывных работ производится по мощному углю (более 15м).

Буровзрывные работ предусматривается вести с привлечением организации по производству взрывных работ.

Буровые работы предусматривается выполнять станком БТС-150, диаметр скважин 150 мм.

Способ взрывания с помощью ДШ, инициирование электродетонаторами типа ЭДКЗ №1-5, ЭДЗИ №1-9. Замедления между группами зарядов нет, т. к. взрывные работы производятся на «встряхивание». В качестве магистральных и соединительных проводов используются провода ВЛ-0,8.

Схема взрывания – порядная.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		13

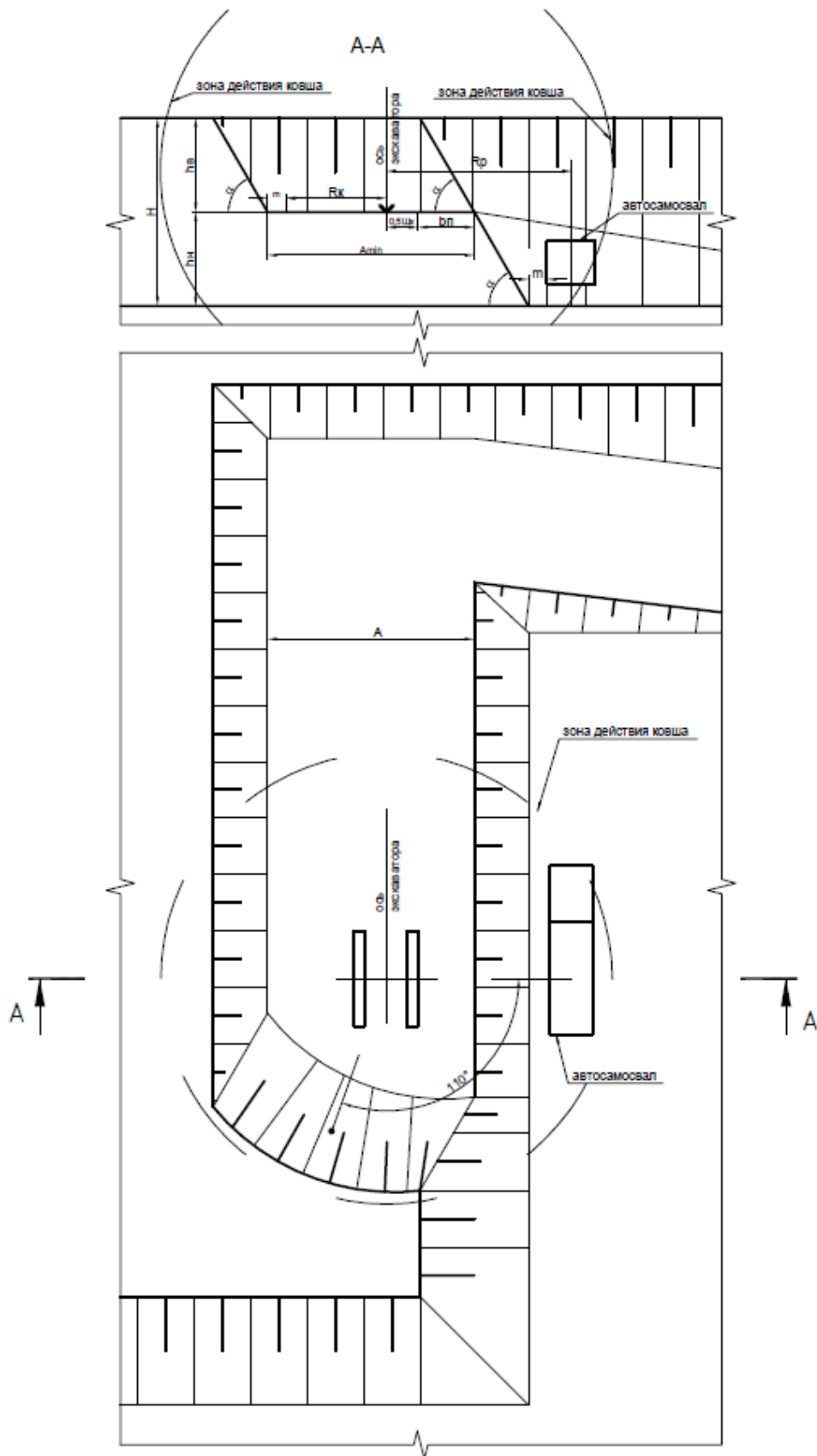


Рисунок 1.7 - Порядок обработки вскрывного уступа обработка верхнего подступа

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Лист

14

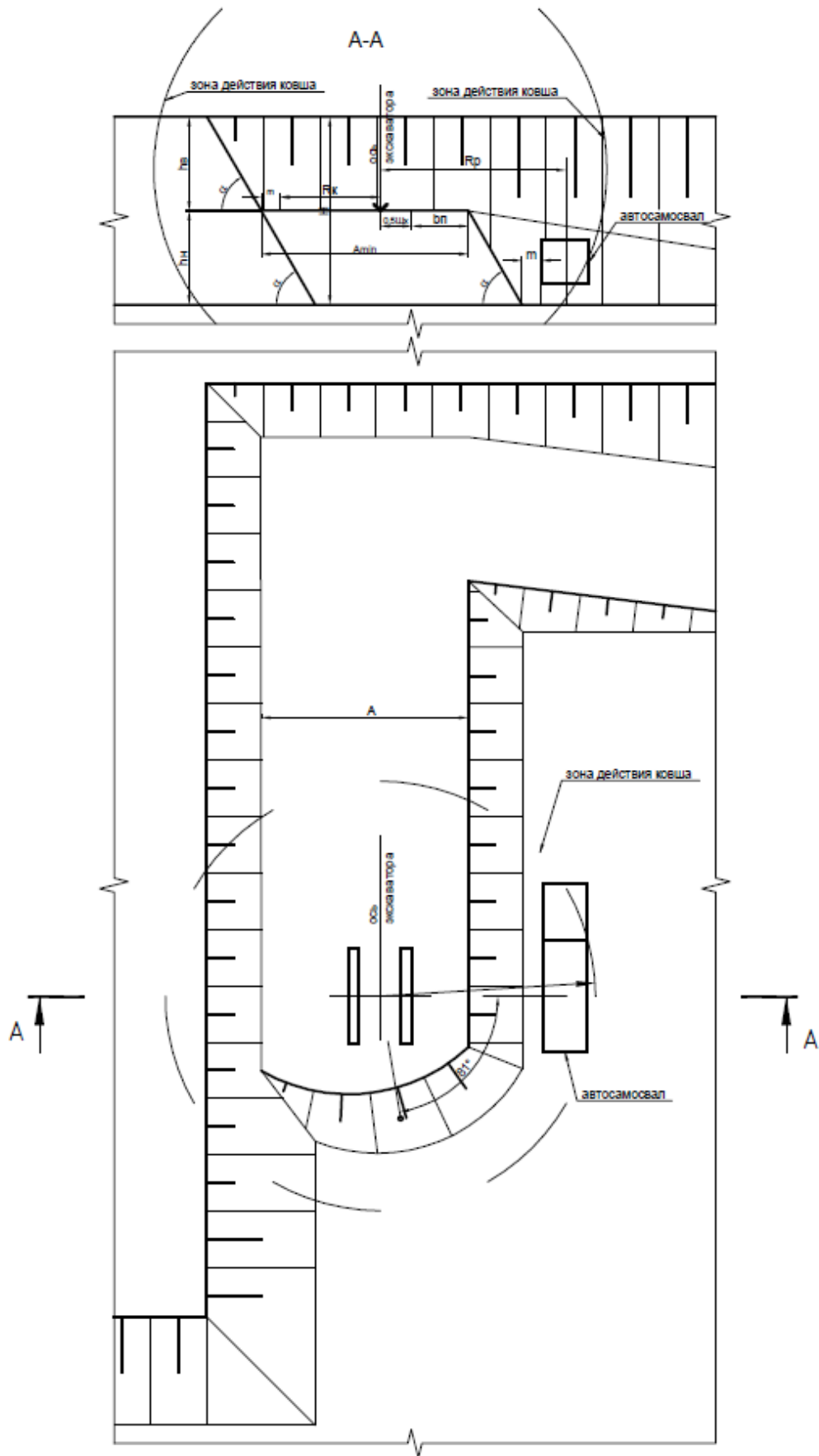


Рисунок 1.8 - Порядок отработки вскрышного уступа отработка нижнего подступа

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Лист

15

Типы промышленных ВВ – порошкообразный и патронированный аммонит №6ЖВ, граммониты 79/21, 30/70, 50/50, 79/21ПР, 82/18, гранулит АС- 4, 4-В, 8-В, для детонации которых необходимо применение промежуточного детонатора.

Параметры взрывного блока составят: ширина-20 м, длина 150м, высота – 10м. Взрывание 3-4 рядное. Число скважин в ряду 50, в блоке – 150. Выход горной массы 20 м³/м.

Расчет ДШ осуществляется по следующей формуле:

$$L_{ДШ} = n \cdot (l_{скв} + l_{заб} + l_{зар}^{доп} + a + 1,5 + 1,5) \cdot 1,1 = 200 \cdot (10 + 5 + 0,2 + 4 + 1,5 + 1,5) \cdot 1,1 = 4880 \text{ м} \quad (1.1)$$

где n – число скважин в серии, шт;

$l_{скв}$ – глубина скважин, м;

$l_{заб}$ – длина верхней забойки, м;

$l_{зар}^{доп}$ – длина дополнительного заряда, м;

a – расстояние между скважинами в ряду, м;

1,5 – расход ДШ на боевик и присоединение его к магистрали;

1,1 – коэффициент, учитывающий непредвиденные расходы.

Удельный расход ДШ 0,16 м/т, боевиков – 0,013 ед/т.

Схема монтажа взрывной сети, её расчет и монтаж

Способ взрывания скважин с помощью ДШ, с короткозамедленным взрыванием при порядной схеме монтажа.

В качестве источника тока используется конденсаторная взрывная машинка КВМ-1А, КВМ-3У.

Измерение сопротивления взрывной сети осуществляется линейным мостиком Р-3043, целостность взрывной сети прибором Ю-140.

Руководитель взрывных работ обязан проверить длину и состояние магистрального провода перед выдачей взрывнику.

Монтаж взрывной сети осуществляется следующим образом:

- вдоль линии скважинных зарядов прокладывается магистральный шнур ДШ, к нему присоединяются концевые отрезки ДШ скважинных зарядов в соответствии с принятой схемой взрывания по техническому расчету;

- к магистральному ДШ в намеченных местах прикрепляются ЭД.

Шнуры ответвления скважинных зарядов должны присоединяться к магистральному шнуру так, чтобы сопротивление распространения детонации по шнуру ответвления совпадало с направлением распространения детонации по магистральному шнуру. Соединение проводов ЭД и взрывной сети должны изолироваться шахтными зажимами [4].

Перед взрывом из-за границ опасной зоны необходимо измерить величину фактического сопротивления взрывной сети линейным мостиком.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
						16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В случае расхождения величин измеренного и расчетного сопротивлений более чем на 10%, необходимо устранить неисправности, вызывающие отклонения от расчетного сопротивления электровзрывной сети.

Для выполнения взрывных работ на разрезе необходимо иметь:

1. Взрывная машинка – 1 шт.
2. Линейный мостик – 1 шт.
3. Индикатор фотоэлектрический Ю-140 – 1 шт.
4. Сирена – 1 шт.
5. Ракетница – 2 шт.
6. Рации – определяется руководителем взрывных работ перед
7. Флажки - определяется каждым взрывом

За безопасное расстояние необходимо принимать наибольшее из установленных по различным поражениям факторов (таблица 1.3).

Таблица 1.3 – Безопасные расстояния для людей и для механизмов и сооружений, в зависимости от различных воздействий

Наименование показателей	Безопасные расстояния, м	
	для людей	для механизмов и сооружений
1. По сейсмическому воздействию		102
2. По ударной воздушной волне		250
3. По разлету кусков породы	200	200
Принятое безопасное расстояние	200	250

Если взрывные работы проводятся при отрицательной температуре воздуха, безопасное расстояние должно быть увеличено не менее чем в 1,5 раза.

Параметры БВР на средние условия приведены в таблице 1.4.

Таблица 1.4 – Проектные параметры БВР

Наименования	Параметры БВР по добычным и вскрышным работам
Коэффициент крепости пород по классификации М.М.Протодяконова	4
Высота уступа, м	10
Угол откоса уступа к горизонту, град	70
Угол наклона скважин к горизонту, град	90
Объем взрываемого блока, м ³	30000
Плотность взрываемого массива, т/м ³	2,0
Длина взрываемого блока, м	200
Вид ВВ	Граммонит 79/21, Гранулит
Сетка расположения скважин	Порядная
Диаметр скважины, м	0,150
Длина забойки скважин, м	9,0

Коэффициент взрывной эффективной ВВ для эквивалентных масс зарядов дробящего (разрыхляющего) действия, (Квв)	1,00
Линейная плотность скважинного заряда, кг/м	16,0
Линия сопротивления по подошве уступа, м	4,8
Расстояние между рядами скважин, м	4,0
Расстояние между скважинными зарядами в ряду, м	4,0
Длина перебура скважинного заряда, м	0
Длина скважинного заряда, м	0,84
Длина скважины, м	10,0
Масса заряда в скважине, кг	13,5
Удельный расход ВВ при многорядном взрывании, кг/м ³	0,07
Ширина буровой заходки по целику, м	15
Полная ширина развала, м	15
Количество взрываемых рядов скважинных зарядов, шт.	3
Выход взорванной горной массы с единицы длины скважинного заряда, м ³	20
Количество скважинных зарядов, ед.	150
Рациональный интервал времени замедления группы зарядов, мс	18,00
Объем бурения, п.м.	1500

Параметры БВР на вскрышных и добычных работах рассчитаны по методике академика Ржевского [1].

Конструкция скважинных зарядов представлена на рисунке 1.9.

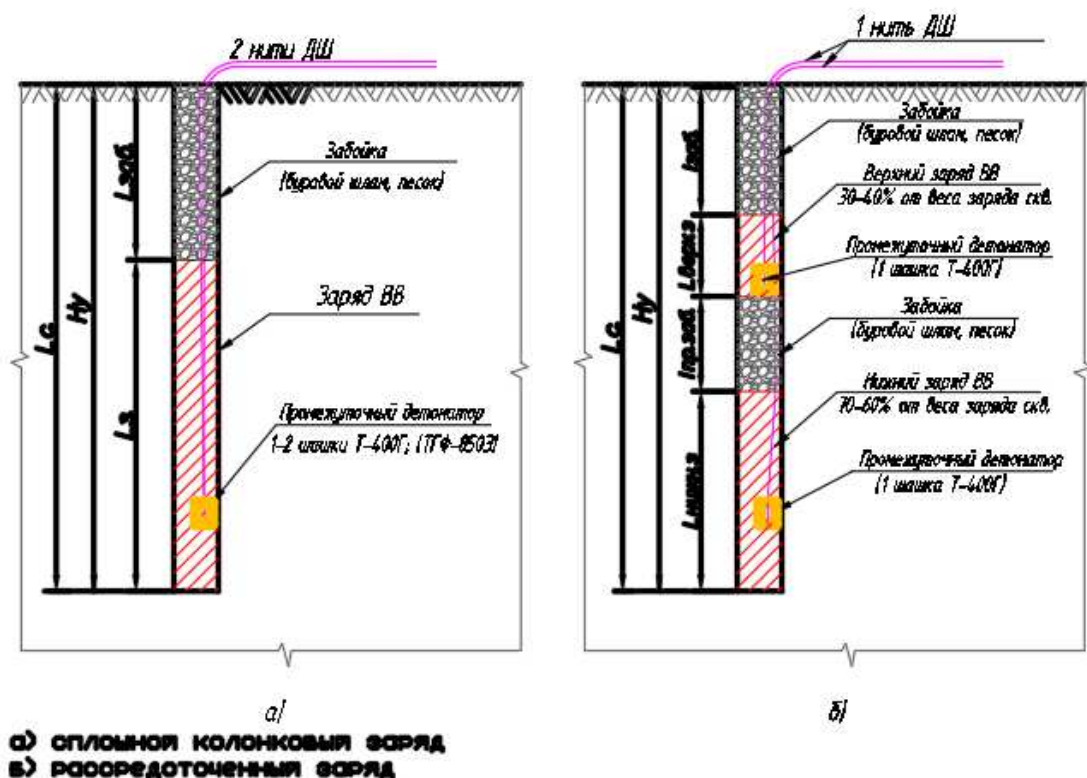


Рисунок 1.9 – Конструкция скважинных зарядов

Рекомендуемая схема взрывания изображена на рисунке 1.10.

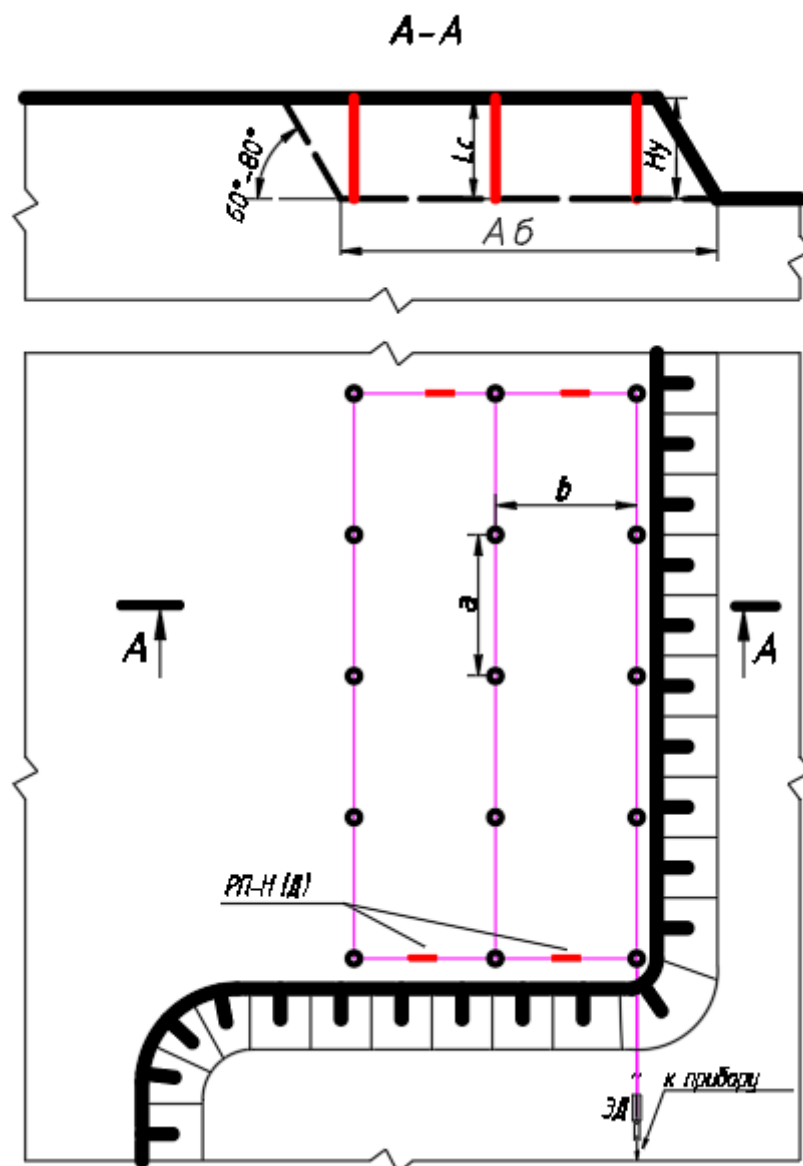


Рисунок 1.10 – Рекомендуемая схема взрывания

1.4 Система разработки и обоснование выбора системы разработки

По классификации академика Мельникова, система разработки сплошная продольная однобортовая [2]. Дипломным проектом сохраняется существующая система разработки – сплошная продольная однобортовая с внутренним отвалообразованием. Отработка вскрыши разреза будет производиться горизонтальными уступами высотой: при отработке на транспорт до 10 м с разделением на подступы высотой 5 м, при бестранспортной отработке высотой до 23м. Угольный пласт будет обрабатываться горизонтальными и слабонаклонными уступами (подступами) высотой по 5-10 м. Из-за падения пласта, наклонная подошва уступов будет на кровле и подошве угольного пласта до формирования нового уступа.

						ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			19

Допустимый угол наклона откоса рабочего угольного уступа или борта карьера рассчитан в следующей последовательности.

Определены расчетные значения прочностной характеристики угля при коэффициенте запаса устойчивости, призмы возможного обрушения. Результаты расчетов сведены в таблицу 1.5.

Таблица 1.5 – Ширина призмы возможного обрушения рабочего угольного уступа (борта карьера)

Высота уступа (H), м	Угол откоса уступа (α), град	Значение отношения a/H (по графику)	Ширина призмы возможного обрушения (a), м
5	80	0,169	0,85
10	80	0,169	1,69
15	69	0,1596	2,39
20	71,9	0,1567	3,13
25	67,4	0,1562	3,91
30	69,4	0,1535	4,61

Ширина призмы возможного обрушения рабочего угольного уступа при соответствующей мощности пласта показана на рисунке 1.11. Общий вид системы разработки представлен на рисунке 1.12.

Допустимый угол наклона откоса нерабочего угольного уступа или борта карьера выполнен по вышеприведенной методике, при этом, расчетные значения прочностной характеристики угля определены при коэффициенте запаса устойчивости равном 1,3. Результаты расчета сведены в таблицу 1.6.

Таблица 1.6 – Расчетные и проектные параметры устойчивых нерабочих угольных уступов

Высота уступа, м	Комплекс А, ($A = \frac{\gamma \cdot H}{C_P}$)	Показатель Н'	Расчетный угол откоса нерабочего угольного уступа, град	Проектный угол откоса нерабочего угольного уступа, град	Ширина призмы возможного обрушения (a), м
5	1,17	0,32	90°	80,0°	0,89
10	2,34	0,65	90°	80,0°	1,78
15	3,51	0,97	87°	69,0°	2,48
20	4,69	1,30	83°	71,9°	3,38
25	5,86	1,62	78°	67,4°	4,08
30	7,03	1,94	74°	69,4°	4,98

Основные параметры системы разработки представлены в таблице 1.7.

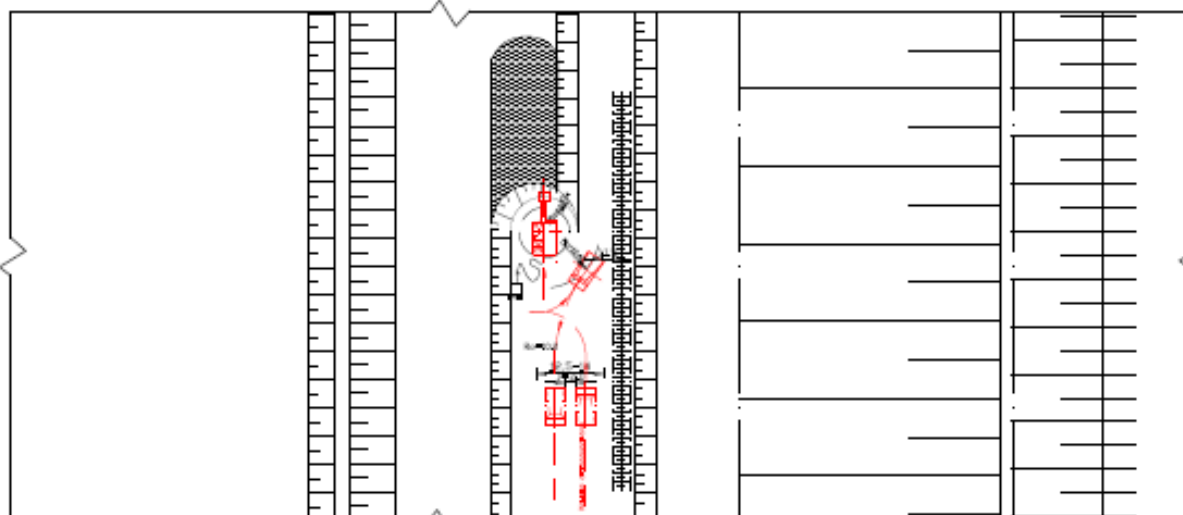
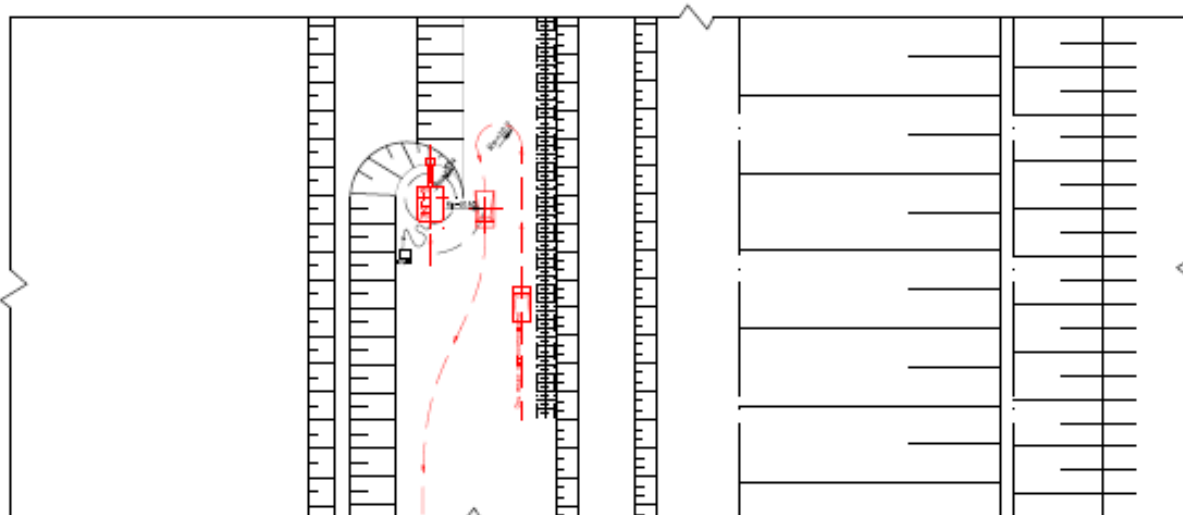
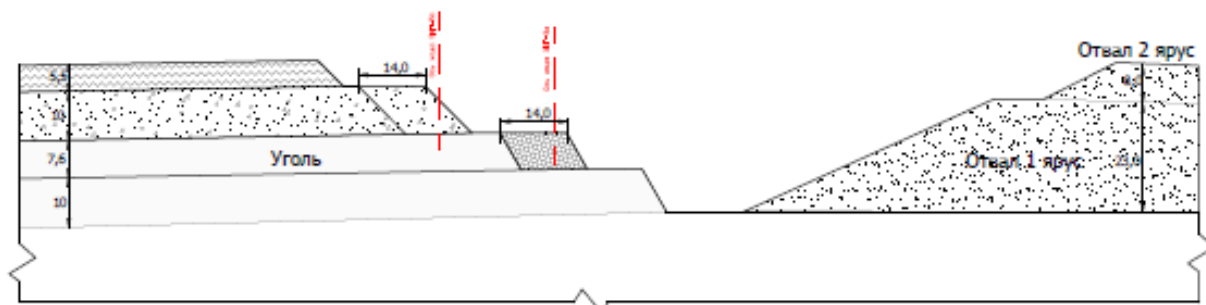


Рисунок 1.11 – Ширина призмы возможного обрушения рабочего угольного уступа при соответствующей мощности пласта

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Лист

21

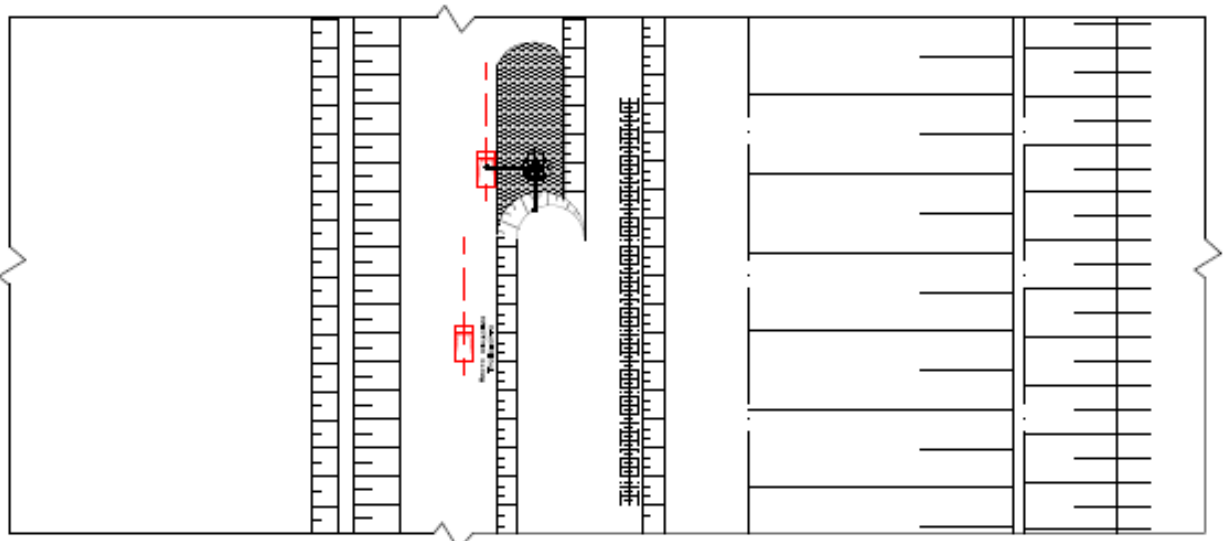
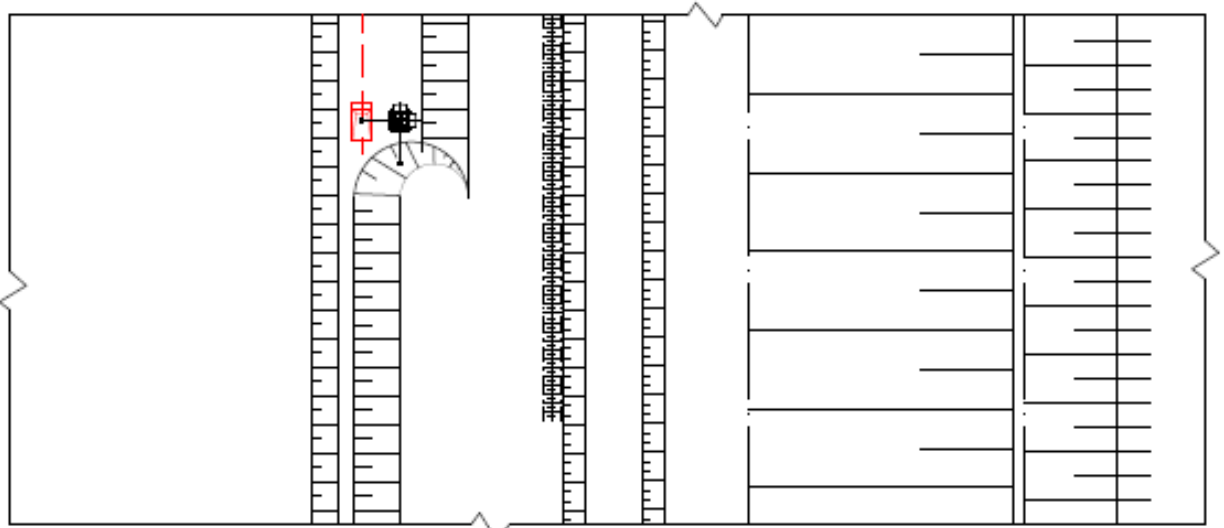
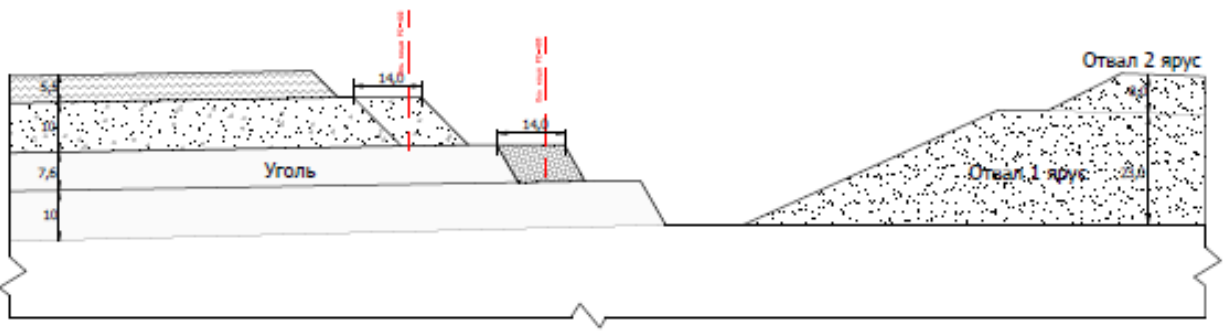


Рисунок 1.12 – Общий вид системы разработки

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Таблица 1.7 – Параметры системы разработки

Наименование	Показатели	
	по углю	по породе
Высота уступа (подступа), м	5-10	5-23
Угол откоса рабочего уступа, град.	80	45-60
Устойчивый угол уступа, град.	80	45-60
Ширина заходки драглайна, м	-	40-60
Ширина рабочей площадки гидравлических экскаваторов, м:		
-минимальная (при производительности 2000 тыс.т/год)	43	43
-максимальная (при производительности 5000 тыс.т/год)	65	65
Число уступов	2-3	1-3
Длина фронта работ, м	1100-2400	1400-2800
Интенсивность подвигания фронта, м/год	40-60	40-60

1.5 Отвалообразование

Весь объем вскрышных пород укладывается в выработанное пространство разреза. Склады потенциально плодородного слоя суглинков и ПРС организуются на бортах разреза для последующего использования при рекультивации внутренних отвалов.

Углы откоса отвалов приняты по действующему проекту. Смесь ПГС и суглинков отсыпается под углом временной устойчивости – 40 град., долговременной – 36 град. (угол естественного откоса). Расчетные углы откосов отвалов приведены в таблице 1.8.

Принятая схема вскрытия и порядка отработки угольного пласта предопределяет организацию внутреннего отвала с южной части разреза с дальнейшим развитием отвального фронта вслед за фронтом горных работ. При этом внутренние отвалы будут отсыпаться в два яруса. Первый формируется при перевалке вскрыши в выработанное пространство, драгой за счет отсыпки транспортной вскрыши на бестранспортный ярус.

Таблица 1.8 - Расчетные углы откосов отвалов

Тип породы отвала	Высота отвала (яруса), м	Угол откоса отвала, град.
Суглинки	10	35
	15	28
	20-60	26
ПГС	10	32
	15	26
	20-60	23
ПГС и суглинки	10	36
	15	30
	20-60	27
Песчаники	10	38
	15	33
	20-60	28

Основанием отвалов служит подошва пласта угля, в которой залегают песчаники, аргиллиты и углистые аргиллиты. Это среднепрочные породы на глинисто-хлоритовом и карбонатном цементе. Их физические, прочностные и деформационные показатели отличаются относительным постоянством, породы почти не набухают.

Нижний ярус состоит в основном из суглинка и песчаников.

Верхний ярус состоит на 80% из суглинков и на 20% из песчаников.

На рисунке 1.13 показана схема расположения дрен для стока вод в пониженную часть фронта (мульду) к зумпфу карьерного водоотлива.

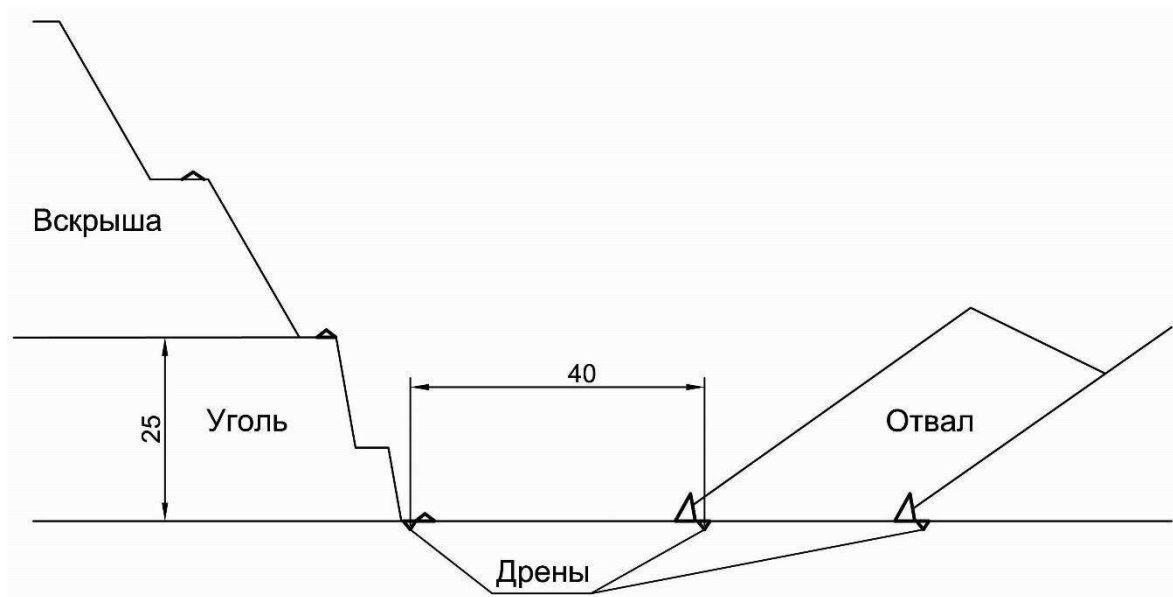


Рисунок 1.13 – Схема расположения дрен

Для исключения случаев самовозгорания угля в отвале предусматривается отсыпка потерь угля в нижний ярус отвалов.

Режим работы бульдозера на отвале принимается аналогично вскрышным работам, т. е. 365 дней в году. Число рабочих дней бульдозера в году, с учетом норм, принимается равным 280 дней.

При формировании отвалов используется типовая технологическая схема №70 периферийного отвалообразования с использованием бульдозера Б-10 на базе трактора Т-170.

Разгрузка автомобилей на отвале осуществляется через предохранительный вал, шириной 1,5м и высотой не менее 0,7м. Ширина призмы возможного сползания откоса отвала при другой высоте отвала должна рассчитываться маркшейдерской службой разреза, которая осуществляет маркшейдерский контроль состояния отвалов. В случае обнаружения просадки работы на участке зон разгрузки и отвалообразования прекращаются. На поверхности отвала в соответствии с правилами безопасности предусматривается установка специальных знаков для безопасной работы механизмов и людей. При разгрузке и движении по отвалу водители строго выполняют указания специальных знаков [3].

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

2. Механическое оборудование карьера

Для создания наилучших условий использования средств механизации технологических процессов на открытых горных работах применяют различные способы подготовки горных пород к выемке: механический, гидравлический, физический, химический, комбинированный и взрывной. Выбор способа подготовки горных пород к выемке зависит, прежде всего, от вида, агрегатного состояния и свойств пород в массиве, мощности предприятия, наличия технических средств. Выемка мягких, песчаных и естественно мелко разрушенных пород успешно производится всеми видами выемочно-погрузочного оборудования. При этом подготовка совмещена с выемкой и теми же средствами механизации.

Выемка плотных пород также может осуществляться непосредственно из массива выемочными машинами с повышенным усилием копания.

Скальные и полускальные породы подготавливают к выемке взрывным способом, как наиболее эффективным и универсальным. Процессами подготовки в этом случае являются бурение и взрывание.

В настоящее время при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом в основном применяют буровые станки вращательного (шнекового) бурения, шарошечные, ударно-вращательные, комбинированные, а в особых случаях (при глубине скважины более 50м) в крепких породах станки ударно-канатного бурения.

Для добычи полезного ископаемого предварительно принимаем экскаватор KOMATSU PC-400. Для вскрышных работ предварительно принимаем экскаватор ЭШ 10/70.

2.1. Выемка пустой породы

Значения масс и линейных размеров конструктивных элементов экскаваторов, необходимые для определения усилий, возникающих при работе экскаватора, вычисляем по эмпирическим формулам.

Для вскрышных работ предварительно принимаем экскаватор ЭШ 10/70.

Масса всего экскаватора:

$$m_{\text{экс}} = k_{\text{экс}} \cdot E = 100 \cdot 10 = 1000 \text{ т} \quad (2.1)$$

где $k_{\text{экс}}$ – коэффициент удельной массы экскаватора, численно равный отношению массы экскаватора к вместимости ковша (таблица 2.1);

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

E – вместимость ковша, м³.

Таблица 2.1 – Коэффициенты для определения линейных размеров экскаваторов по заданной вместимости ковша

Показатели	Механические лопаты		Шагающие экскаваторы
	карьерные	вскрышные	
Вместимость ковша, м ³	2-20	4-50	4-25
Коэффициент удельной массы экскаватора $k_{экс}$, т/м ³	38-55	55-110	50-110
Линейные коэффициенты k_L для определения: длины стрелы	1,8-1,85	3,2-4,5	7,0-8,0
Высоты пяты стрелы	0,45	0,7-0,8	0,15-0,50
Длины рукояти	1,15-1,25	2,1-2,9	-
Ширины платформы	0,85-0,95	0,95-1,4	1,15-1,30
Максимальной высоты: копания	1,7-1,8	2,65-2,9	4,6
Разгрузки	1,23-1,30	2,8-3,2	2,5
Высоты напорного вала	1,1	1,7-1,95	-
Максимального радиуса: копания	2,6-2,7	3,5-4,5	7,55
разгрузки	2,4-2,5	3,3-4,3	7,48
Радиуса задней стенки кузова	0,95-1,0	1,25-1,40	1,2-1,8
Радиуса пяты стрелы	0,37-0,40	0,5-0,56	0,42-0,60

$$\text{Ширина ковша: } b_{кд} = 1,15 \sqrt[3]{E_d} = 1,15 \sqrt[3]{10} = 2,5 \text{ м} \quad (2.2)$$

$$\text{Длина ковша: } l_{кд} = 1,2 b_{кд} = 1,2 \cdot 2,5 = 3 \text{ м} \quad (2.3)$$

$$\text{Высота ковша: } h_{кд} = 0,65 b_{кд} = 0,65 \cdot 2,5 = 1,6 \text{ м} \quad (2.4)$$

Массу ковша вычисляют по формуле:

$$m_{кд} = 1,1 \cdot c_{кд1} \cdot (c_{кд2} + c_{кд3} \cdot E) \cdot E^{2/3}, \text{ т.} \quad (2.5)$$

где E – вместимость ковша драглайна, м³;

$c_{кд1}$, $c_{кд2}$, $c_{кд3}$ – коэффициенты для определения масс ковшей экскаватора (таблица 2.2);

$$m_{кд} = 1,1 \cdot 0,7 \cdot (2,4 + 0,12 \cdot 10) \cdot 10^{0,67} = 13 \text{ т.}$$

Таблица 2.2 – Коэффициенты для определения массы ковшей экскаваторов

Условия работы	$C_{кд1}$	$C_{кд2}$	$C_{кд3}$
Легкие	0,7-1,2	1,0	1,25
Средние	0,9-1,7	0,7	2,40
Тяжелые	1,1-2,1	0,52	3,25

Масса породы в ковше:

$$m_{пор} = \frac{E_{л(д)} \cdot \gamma_{пор}}{k_p} = \frac{10 \cdot 1,9}{1,34} = 14 \text{ т} \quad (2.6)$$

где $\gamma_{пор}$ – плотность пород в целике, т/м³;

k_p – коэффициент разрыхления породы (таблица 2.3).

Таблица 2.3 – Расчетные коэффициенты

Показатель	Категории породы			
	I	II	III	IV
Коэффициент пути $k_{пут}$	2,5-3,0	3,5	4,0	5,5
Коэффициент разрыхления породы k_p	1,1-1,15	1,25	1,3	1,3-1,37
Плотность породы в целике $\gamma_{пор}$ т/м ³	1,5-1,8	1,8-2,5	2,5-3,0	3

Вес ковша с породой:

$$G_{к+n} = g \cdot (m_{кд} + m_{пор}) \cdot 10^3, \text{ т.} \quad (2.7)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с² ;

$m_{кд}$ – масса ковша, т;

$m_{пор}$ – масса породы в ковше, т.

$$G_{к+n} = 9,81 \cdot (13 + 14) \cdot 10^3 = 26,4 \cdot 10^4 \text{ Н.}$$

По величине массы экскаватора и коэффициентам k_L находят линейные размеры отдельных конструктивных элементов:

Максимальный радиус разгрузки:

$$L_{р.мах} = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{экс}} = 7,48 \cdot \sqrt[3]{1000} = 74,8 \text{ м} \quad (2.8)$$

где k_L – линейный коэффициент максимального радиуса разгрузки (таблица 8);

Длина стрелы:

$$L = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{экс}} = 8 \cdot \sqrt[3]{1000} = 80 \text{ м.} \quad (2.9)$$

где k_L – линейный коэффициент длины стрелы (таблица 2.1);

Сопротивление породы копанью для драглайна:

$$N_{1д} = \frac{E_d(1+k_{вол})k_d^F \cdot 10^5}{k_{пут} \cdot l_{кд} \cdot k_p} = \frac{10(1+0,3) \cdot 3,04 \cdot 10^5}{5,5 \cdot 3 \cdot 1,34} = 17 \cdot 10^4 \text{ Н} \quad (2.10)$$

где E_d – вместимость ковша драглайна, м³;

$k_{вол} = E_{вол}/E_d$ – отношение объема призмы волочения к вместимости ковша драглайна. для лёгких, средних и тяжёлых пород $k_{вол}$ принимают, соответственно, 0,4; 0,3; 0,2;

k_d^F – сопротивление породы копанью (таблица 2.4), Па;

$k_{пут} = l_{нап}/l_{кд}$ – отношение пути наполнения ковша к длине ковша (таблица 10);

k_p – коэффициент разрыхления (таблица 2.3).

Таблица 2.4 – Характеристики грунтов, разрабатываемых экскаваторами

Породы	Категория пород	Удельное сопротивление породы копанью, Па · 10 ⁵	
		Лопата	Драглайн
Песок, суглинок легкий	I	0,16-0,69	0,27-1,77
Гравий, глина легкая	II	0,59-1,28	0,98-1,86
Глина средняя, суглинок тяжелый	III	1,08-1,86	1,57-2,55
Глина тяжелая, конгломерат слабоцементированный	IV	1,96-3,04	3,04-4,02

Усилие в тяговом канате определится по формуле:

$$N_{Тд} = N_{1д} + G_{к+n} \cdot \sin \alpha_{от} + \rho_{тр} \cdot G_{к+n} \cdot \cos \alpha_{от}, \text{ Н.} \quad (2.11)$$

где $G_{к+n}$ – вес ковша с породой;

$\alpha_{от}$ – предельный угол откоса (для лёгких несвязных пород составляет $45 \div 50^\circ$, для средних – 40° и для тяжёлых – $30 \div 35^\circ$);

$\rho_{тр}$ – коэффициент трения ковша о породу (в среднем 0,4).

$$N_{Тд} = 17 \cdot 10^4 + 26,4 \cdot 10^4 \cdot \sin 40 + 0,4 \cdot 26,4 \cdot 10^4 \cdot \cos 40 = 42,0 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Мощность двигателя тягового механизма при копании вычисляется по формуле:

$$P_{Тд} = \frac{N_{Тд} \cdot V_{Тд}}{\eta_{Тд}} \cdot 10^{-3}, \text{ кВт.} \quad (2.12)$$

где $N_{Тд}$ – усилие в тяговом канате при копании, Н;

$V_{Тд}$ – скорость перемещения тягового каната (таблица 2.5), м/с;

$\eta_{Тд}$ – КПД тягового механизма $0,8 \div 0,85$.

$$P_{Тд} = \frac{42,0 \cdot 10^4 \cdot 2}{0,825} \cdot 10^{-3} = 1018 \text{ кВт.}$$

Таблица 2.5 – Значения скоростей движения главных механизмов одноковшовых экскаваторов

Экскаваторы	Скорость, м/с			Частота вращения платформы n, мин ⁻¹
	напора	подъема	тяги	
Карьерные	0,4-0,75	0,65-1,0	-	2,5-3,5
Вскрышные	0,4-0,75	1,0-1,6	-	2,5-3,5
Шагающий драглайн	-	2,0-3,5	1,4-2,6	1,0-1,5

Усилие в тяговом канате при повороте платформы драглайна с гружёным ковшом:

$$N'_{Тд} = 0,5 \cdot G_{к+n} + N_{ц}, \text{ Н.} \quad (2.13)$$

$$N'_{Тд} = 0,5 \cdot 26,4 \cdot 10^4 + 50098 = 18,2 \cdot 10^4 \text{ Н.}$$

где $N_{ц}$ – центробежная сила,

$$N_{ц} = m_{к+п} \cdot \omega_d^2 \cdot L_{р.мах} \cdot 10^3, \text{ Н.} \quad (2.14)$$

$$N_{ц} = (13 + 14) \cdot 0,1575^2 \cdot 74,8 \cdot 10^3 = 50098 \text{ Н.}$$

где $m_{к+п}$ – масса ковша с породой, т.;

$\omega_d (n_d)$ – угловая скорость платформы драглайна;

$$\omega_d = 0,105 \cdot n_d \text{ (таблица 12);}$$

$L_{р.мах}$ – максимальный радиус разгрузки, м.

$$\omega_{вд} = 0,105 \cdot 1,5 = 0,1575 \text{ рад/с.}$$

По данным, полученным, при расчете конструктивных параметров драглайна строим в масштабе схемы расчётных положений рабочего оборудования. Силы, действующие на тяговый механизм драглайна в процессе копания, можно определить по схеме на рисунке 2.1. Время цикла работы драглайна $t_{цд} = 70 \text{ с}$, следует разбивать на следующие периоды: время копания $t_{кд} = 0,3 \cdot t_{цд} = 0,3 \cdot$

70 = 21 с; время поворота платформы на разгрузку и возвращение в забой $t_p = t_3 = 0,35 \cdot t_{цд} = 0,35 \cdot 70 = 24,5$ с. Время отрыва ковша от забоя в расчётах принимают равным $t_{отр} = 2 \div 3$ с.

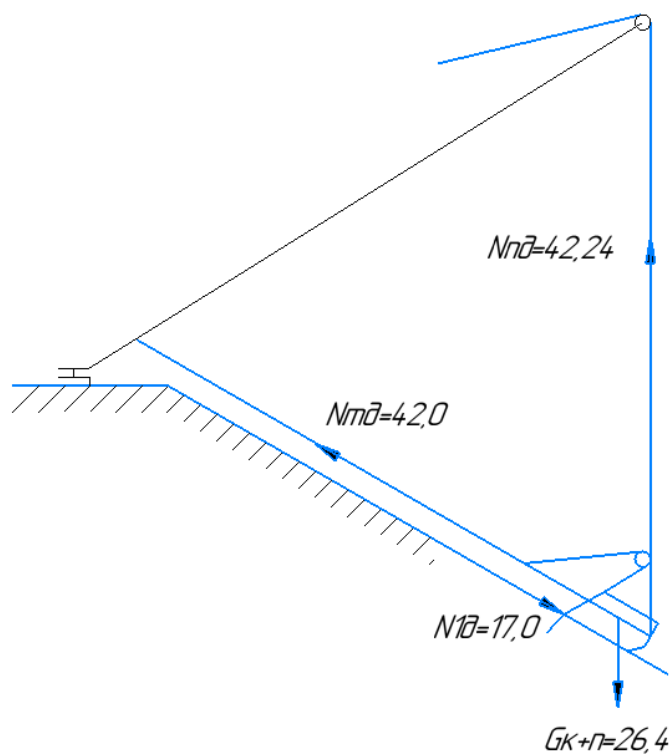


Рисунок 2.1 – Схемы расположения ковша драглайна в период копания

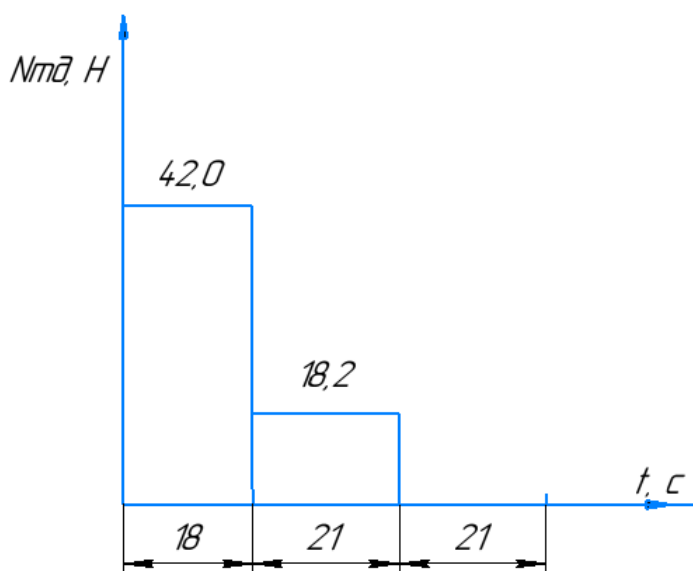


Рисунок 2.2 – Нагрузочная диаграмма главных механизмов драглайна, механизм тяги

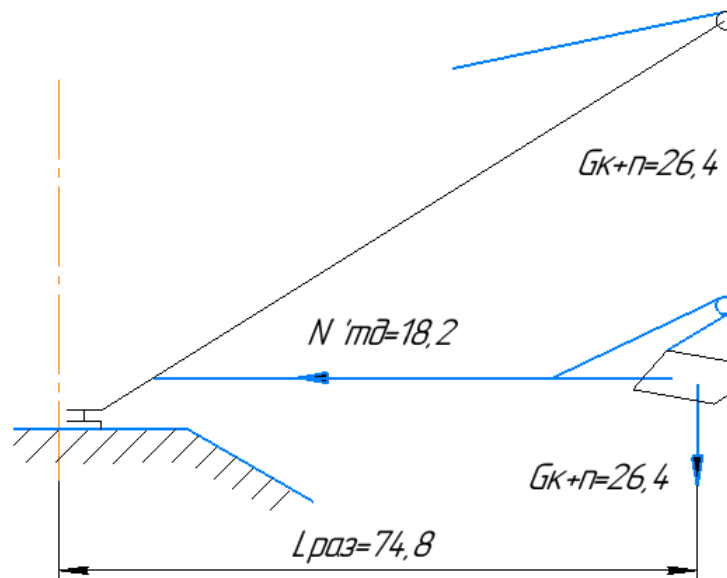


Рисунок 2.3 – Схема расположения ковша драглайна в период поворота на разгрузку

При повороте платформы с гружёным ковшом на разгрузку требуется «травление» каната. При этом работа тягового механизма протекает при повышенных скоростях, превышающих номинальную на 10÷20 %. Мощность двигателя тягового механизма:

$$P'_{\text{тд}} = (1,1 \div 1,2) \cdot \frac{N'_{\text{тд}} \cdot v_{\text{тд}}}{\eta_{\text{тд}}} \cdot 10^{-3}, \text{ кВт.} \quad (2.15)$$

где $N_{\text{тд}}$ – усилие в тяговом механизме при повороте платформы на разгрузку, Н.

$$P'_{\text{тд}} = 1,15 \cdot \frac{18,2 \cdot 10^4 \cdot 2}{0,8} \cdot 10^{-3} = 523 \text{ кВт.}$$

Средневзвешенные мощности двигателей тягового механизма вычислим по формулам:

$$P_{\text{тд}}^{\text{св}} = \frac{0,3P_{\text{тд}} + 0,35P'_{\text{тд}}}{0,65} = \frac{0,3 \cdot 1018 + 0,35 \cdot 523}{0,65} = 751 \text{ кВт} \quad (2.16)$$

При двух двигателях мощность каждого 375,5 кВт.

Определим усилия в подъемном канате и мощность двигателя механизма подъема за отдельные периоды работы экскаватора в течение одного цикла. Усилие в подъемном канате в момент отрыва ковша от забоя вычислим по формуле:

$$N_{\text{пд}} = (1,5 \div 1,7) \cdot G_{\text{к+п}} = 1,6 \cdot 26,4 \cdot 10^4 = 42,24 \cdot 10^4 \text{ Н} \quad (2.17)$$

Мощность двигателя подъёмного механизма в момент отрыва ковша от забоя определяем по формуле:

$$P_{\text{пд}} = \frac{N_{\text{пд}} \cdot v_{\text{пд}}}{\eta_{\text{пд}}} \cdot 10^{-3} = \frac{42,24 \cdot 10^4 \cdot 3}{0,8} \cdot 10^{-3} = 1584 \text{ кВт} \quad (2.18)$$

где $N_{\text{пд}}$ – усилие в подъёмном канате в момент отрыва ковша от забоя, Н;

$V_{\text{пд}}$ – скорость перемещения подъёмного каната, (таблица 2.5), м/с;

$\eta_{\text{пд}}$ – КПД подъёмного механизма $0,8 \div 0,85$.

Усилие в канате при подъеме груженого ковша рассчитаем по формуле:

$$N'_{\text{пд}} = G_{\text{к+n}} = 26,4 \cdot 10^4 \text{ Н} \quad (2.19)$$

Мощность при подъеме груженого ковша находим по формуле:

$$P'_{\text{пд}} = \frac{N'_{\text{пд}} \cdot v_{\text{пд}}}{\eta_{\text{пд}}} \cdot 10^{-3} = \frac{26,4 \cdot 10^4 \cdot 3}{0,8} \cdot 10^{-3} = 990 \text{ кВт} \quad (2.20)$$

Усилие в канате (канатах) при спуске порожнего ковша в забой определяем по формуле:

$$N''_{\text{пд}} = G_{\text{к}} = m_{\text{кд}} \cdot g \cdot 10^3 = 13 \cdot 9,81 \cdot 10^3 = 12,8 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Мощность двигателя при спуске порожнего ковша в забой:

$$P''_{\text{пд}} = (1,1 \div 1,2) \cdot \frac{N''_{\text{пд}} \cdot v_{\text{пд}}}{\eta_{\text{пд}}} \cdot 10^{-3} = 1,15 \cdot \frac{12,8 \cdot 10^4 \cdot 2}{0,8} \cdot 10^{-3} = 320 \text{ кВт} \quad (2.21)$$

Средневзвешенная мощность двигателя подъёмного механизма

$$P_{\text{пд}}^{\text{св}} = \frac{P'_{\text{пд}} \cdot t_{\text{отр}} + P''_{\text{пд}} \cdot t_{\text{рд}} + P''_{\text{пд}} \cdot t_{\text{зд}}}{t_{\text{отр}} + t_{\text{рд}} + t_{\text{зд}}} = \frac{1584 \cdot 3 + 990 \cdot 18 + 320 \cdot 21}{3 + 18 + 21} = 697 \text{ кВт} \quad (2.22)$$

Время цикла работы драглайна $t_{\text{цд}}=60$ разбиваем на периоды: время копания: $t_{\text{кд}}=0,3t_{\text{цд}}=0,3 \cdot 60=18$ с; время поворота платформы на разгрузку и возвращение в забой $t_{\text{рд}}=t_{\text{зд}}=0,35t_{\text{цд}}=0,35 \cdot 60=21$ с. Время отрыва ковша от забоя в расчетах принимаем равным $t_{\text{отр}}=2-3$ с. При двух двигателях мощность каждого 348,5 кВт.

Для вычисления моментов инерции вращающихся частей экскаватора с учётом коэффициентов K_L (таблица 2.1) определяем:

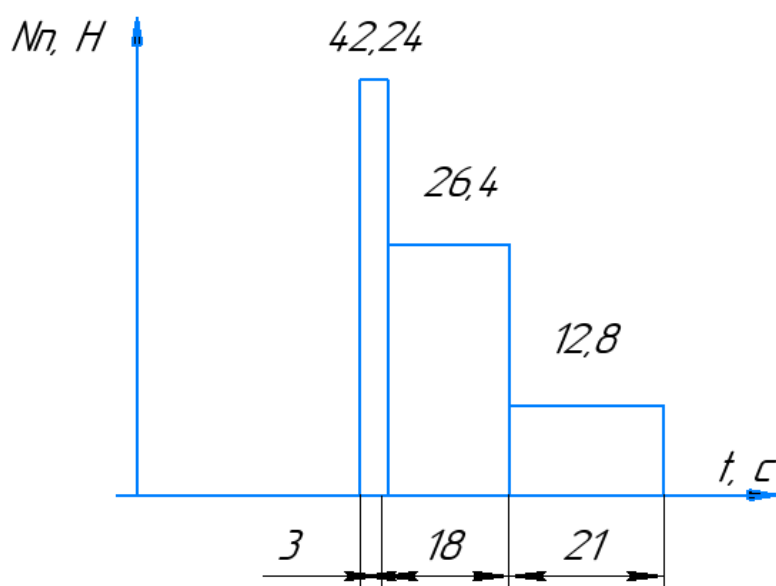


Рисунок 2.4 – Нагрузочная диаграмма главных механизмов драглайна в момент подъема

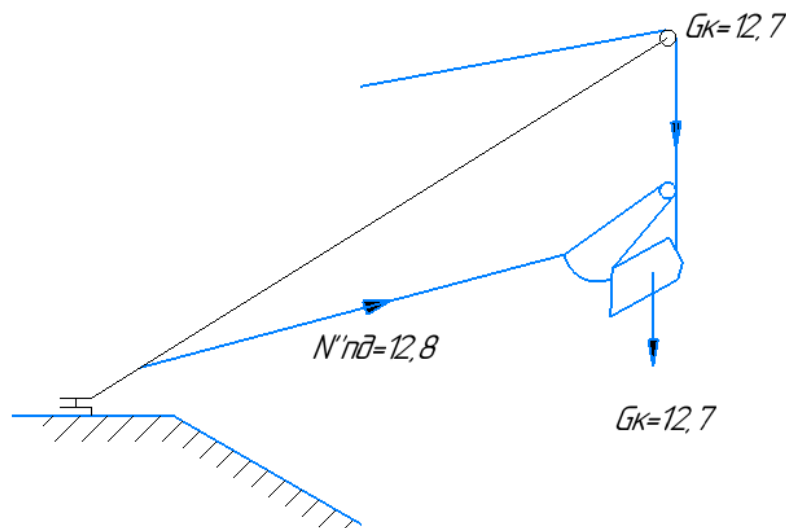


Рисунок 2.5 – Схема расположения ковша драглайна в период поворота на разгрузку

$$\text{Ширину платформы: } L'_{\text{пл}} = K_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 1,17 \cdot \sqrt[3]{1000} = 11,7 \text{ м.} \quad (2.23)$$

$$\text{Радиус задней стенки кузова: } L_{\text{з.с.}} = 1,5 \cdot \sqrt[3]{1000} = 15 \text{ м.} \quad (2.24)$$

$$\text{Радиус пяты стрелы: } L_{\text{п.ст.}} = 0,55 \cdot \sqrt[3]{1000} = 5,5 \text{ м.} \quad (2.25)$$

$$\text{Длину платформы: } L_{\text{пл}} = 15 + 5,5 = 20,5 \text{ м} \quad (2.26)$$

$$\text{Массу платформы } m_{\text{пл}} = k_m \cdot m_{\text{экс}} = 0,75 \cdot 1000 = 750 \text{ т} \quad (2.27)$$

$$\text{Массу стрелы с блоками } m_{\text{ст}} = k_m \cdot m_{\text{экс}} = 0,07 \cdot 1000 = 70 \text{ т} \quad (2.28)$$

Момент инерции поворотной платформы со сторонами равными длине, ширине и высоте кузова платформы, относительно вертикальной оси вращения экскаватора:

$$J_{\text{пп}} = m_{\text{пл}} \cdot [(0,5 \cdot L_{\text{пл}})^2 + (0,5 \cdot L'_{\text{пл}})^2 + 3 \cdot (0,5 \cdot L_{\text{пл}} - L_{\text{п.с.}})^2] \cdot 10^3, \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.29)$$

$$J_{\text{пп}} = 750 \cdot [(0,5 \cdot 20,5)^2 + (0,5 \cdot 11,7)^2 + 3 \cdot (0,5 \cdot 20,5 - 5,5)^2] \cdot 10^3 = 15,5 \cdot 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$$

Моменты инерции ковша с породой $J_{\text{к+п}}$ и без породы $J_{\text{к}}$ относительно оси вращения платформы определяем по выражению:

$$J_{\text{к+п}} = m_{\text{к+п}} \cdot L_{\text{р.мах}}^2 \cdot 10^3 = 27 \cdot 74,8^2 \cdot 10^3 = 15,1 \cdot 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.30)$$

$$J_{\text{к}} = m_{\text{к}} \cdot L_{\text{р.мах}}^2 \cdot 10^3 = 13 \cdot 74,8^2 \cdot 10^3 = 7,3 \cdot 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.31)$$

Момент инерции стрелы с блоками $J_{\text{с}}$ относительно оси вращения платформы:

$$J_{\text{ст}} = m \cdot l_{\text{с}}^2 \cdot 10^3 = 70 \cdot 40,1^2 \cdot 10^3 = 11,3 \cdot 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^2, \quad (2.32)$$

где $l_{\text{с}}$ - расстояние от оси вращения платформы до середины стрелы, м,

$$l_{\text{с}} = 0,5 \cdot L_{\text{ст}} \cdot \cos \alpha_{\text{ст}} + L_{\text{п.сп}} = 0,5 \cdot 80 \cdot \cos 30 + 5,5 = 40,1$$

Суммарный момент инерции драглайна J , кг · м² относительно оси его вращения при повороте с гружёным $J_{\text{г}}$ и порожним $J_{\text{п}}$ ковшом определится, как:

$$\sum J_{\Gamma} = J_{\text{пл}} + J_{\text{с}} + J_{\text{к+п}}, \quad (2.33)$$

$$\sum J_{\Pi} = J_{\text{пл}} + J_{\text{с}} + J_{\text{к}},$$

где $J_{\text{пл}}, J_{\text{с}}, J_{\text{к+п}}, J_{\text{к}}$ – моменты инерции соответственно поворотной платформы, стрелы с блоками, ковша с породой и порожнего ковша относительно оси вращения платформы.

$$\sum J_{\Gamma} = (15,5 + 11,3 + 15,1) \cdot 10^7 = 41,9 \cdot 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$$

$$\sum J_{\Pi} = (15,5 + 11,3 + 7,3) \cdot 10^7 = 34,1 \cdot 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$$

Средневзвешенная мощность двигателя (двигателей) поворота карьерных мехлопат и драглайнов может быть определена из выражения:

$$N_{\text{пов.св}} = \frac{(J_{\Gamma} + J_{\Pi}) \cdot \omega_p^2}{t_{\text{рд}}} \cdot 10^{-3} = \frac{(41,9 + 34,1) \cdot 10^7 \cdot 0,132^2}{0,35 \cdot 60} \cdot 10^{-3} = 630 \text{ кВт} \quad (2.34)$$

где ω_p – угловая скорость находим по формуле

$$\omega_p^2 = 0,105 n_{\text{д}} = 0,105 \cdot 1,25 = 0,132 \text{ рад/с}.$$

При двух двигателях в поворотном механизме средневзвешенная мощность каждого составляет 315 кВт.

Под *производительностью* экскаватора понимают объём горной породы, отделяемый от массива и перемещаемый экскаватором на заданное расстояние, определяемое его рабочими параметрами, в единицу времени.

Различают теоретическую (паспортную), техническую и эксплуатационную производительности экскаватора.

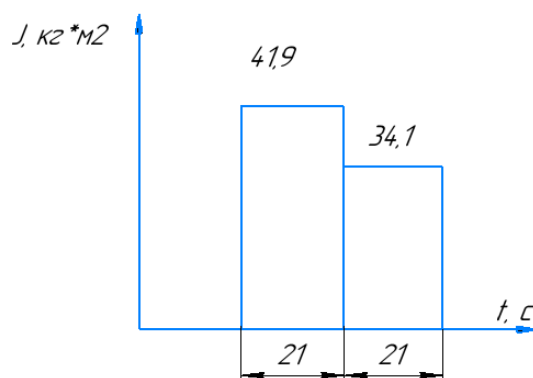


Рисунок 2.6 – Нагрузочные диаграммы главных механизмов драглайна в момент Вращения

Теоретическая производительность:

$$Q_{\text{теор}} = 60 \cdot E \cdot n_z = 60 \cdot 1,9 \cdot 1 = 600 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.35)$$

где E – вместимость ковша, м^3 ;

n_z – частота разгрузок ковшей, мин^{-1} ,

$$n_z = 60/t_{\text{ц}} = \frac{60}{60} = 1, \text{ мин}^{-1}, \quad (2.36)$$

где $t_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла драглайна $t_{\text{ц}} = 60$ с.

Техническая производительность:

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{теор}} \cdot \frac{k_{\text{н}}}{k_{\text{р}}} \cdot \frac{t_{\text{р}}}{(t_{\text{р}} + t_{\text{п}})} = 600 \cdot \frac{1}{1,3} \cdot 0,825 = 381 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.37)$$

где $k_{\text{н}} = 0,8 \div 1,1$ – коэффициент наполнения ковша;

$k_{\text{р}} = 1,1 \div 1,5$ – коэффициент разрыхления породы в ковше;

$t_{\text{р}}$ – длительность непрерывной работы экскаватора с одного места установки, с;

$t_{\text{п}}$ – длительность одной передвижки, с. Для практических расчётов можно принимать $t_{\text{р}}/t_{\text{р}} + t_{\text{п}} = 0,8 \div 0,85$

Эксплуатационную производительность:

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{тех}} \cdot T_{\text{с}} \cdot k_{\text{в}} = 381 \cdot 12 \cdot 0,8 = 3657 \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (2.38)$$

где $T_{\text{с}}$ – длительность смены, ч;

$k_{\text{в}}$ – коэффициент использования экскаватора во времени. Для экскаваторов, работающих с погрузкой на конвейеры и в отвал

$k_{\text{в}} = 0,8 \div 0,9$.

Годовая эксплуатационная производительность:

$$Q_{\text{э}}^{\Gamma} = Q_{\text{э}} \cdot (N - n_{\text{р}}) \cdot n = 3657 \cdot (250 - 50) \cdot 2 = 1462800 \text{ м}^3/\text{год} \quad (2.39)$$

где $N = 250$ – число рабочих дней в году;

n – число смен в сутки;

$n_{\text{р}} = 45 \div 60$ – число ремонтных дней в году.

Необходимое количество экскаваторов:

$$N_{\text{э}} = \frac{A_{\Gamma}}{Q_{\text{э}}^{\Gamma}} \cdot k_{\text{р}} = \frac{1736842}{1462800} \cdot 1,25 = 2 \quad (2.40)$$

где A_{Γ} – годовой объём экскаваторных работ, м^3 ;

$k_{\text{р}}$ – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте, $k_{\text{р}} = 1,2 \div 1,3$.

$$A_{\Gamma} = K_{\text{в}} \cdot \frac{A_{\text{пи}}}{\gamma_{\text{вп}}} = 0,66 \cdot \frac{5000000}{1,9} = 1736842 \text{ м}^3, \quad (2.41)$$

где $K_{\text{в}}$ – коэффициент вскрыши;

$A_{\text{пи}}$ – годовая производительность по полезному ископаемому;

$\gamma_{\text{вп}}$ – плотность в целике.

Окончательно принимаем для разработки вскрышных пород экскаватор **ЭШ-10/70** количеством – 2 единицы.

2.2 Выемка полезного ископаемого

Для добычи полезного ископаемого предварительно принимаем экскаватор KOMATSU PC-400.

Значения масс и линейных размеров конструктивных элементов экскаваторов, необходимые для определения усилий, возникающих при работе экскаватора, вычисляем по эмпирическим формулам.

Массу всего экскаватора:

$$m_{\text{экс}} = k_{\text{экс}} \cdot E = 50 \cdot 1,9 = 95 \text{ т.} \quad (2.42)$$

где $k_{\text{экс}}$ – коэффициент удельной массы экскаватора, численно равный отношению массы экскаватора к вместимости ковша 38-55 т/м³;

E - вместимость ковша, м³.

По величине массы экскаватора и коэффициентам k_L находим линейные размеры отдельных конструктивных элементов:

$$\text{Ширина ковша: } b_{\text{кл}} = 1,15 \sqrt[3]{E_d} = 1,15 \cdot \sqrt[3]{1,9} = 1,4 \text{ м} \quad (2.43)$$

$$\text{Длина ковша: } l_{\text{кл}} = 0,77 b_{\text{кл}} = 0,77 \cdot 1,4 = 1,07 \text{ м} \quad (2.44)$$

$$\text{Высота ковша: } h_{\text{кл}} = 0,75 b_{\text{кл}} = 0,75 \cdot 1,4 = 1,05 \text{ м} \quad (2.45)$$

Массу ковша вычисляют по формуле:

$$m_{\text{кл}} = 1,15 \cdot c_{\text{кл}} \cdot E_d = 1,15 \cdot 1,4 \cdot 1,9 = 3,06 \text{ т} \quad (2.46)$$

где E_d – вместимость ковша, м³ ;

$c_{\text{кл}} = 0,9-1,7$ коэффициенты для определения масс ковшей экскаватора (таблица 2.2);

Вес ковша:

$$G_{\text{кл}} = g \cdot m_{\text{кл}} \cdot 10^3 = 9,81 \cdot 3,06 \cdot 10^3 = 3,0 \cdot 10^4 \text{ т} \quad (2.47)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с² ;

$m_{\text{кд}}$ – масса ковша, т;

$m_{\text{пор}}$ – масса породы в ковше, т.

Масса породы в ковше:

$$m_{\text{пор}} = \frac{E_d \cdot \gamma_{\text{пор}}}{k_p} = \frac{1,9 \cdot 1,9}{1,34} = 2,6 \text{ т} \quad (2.48)$$

где $\gamma_{\text{пор}}$ – плотность пород в целике, т/м³;

k_p – коэффициент разрыхления породы (таблица 2.3).

$$G_{\text{пор}} = g \cdot m_{\text{пор}} \cdot 10^3 = 9,81 \cdot 2,6 \cdot 10^3 = 2,5 \cdot 10^4 \text{ т} \quad (2.49)$$

$$\text{Длина стрелы: } L_{\text{ст}} = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 1,825 \cdot \sqrt[3]{95} = 8,3 \text{ м.} \quad (2.50)$$

где k_L – линейный коэффициент длины стрелы (таблица 2.1);

$$\text{Размеры рукояти: } L_p = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 1,2 \cdot \sqrt[3]{95} = 5,4 \text{ м.} \quad (2.51)$$

										Лист
										36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ					

где k_L – линейный коэффициент длины рукояти (таблица 2.1);

$$\text{Масса и вес рукояти: } m_p = c_p \cdot m_{кл} = 0,9 \cdot 3,06 = 2,7 \text{ т} \quad (2.52)$$

где $c_p = 0,9$ – коэффициент массы;

$$G_p = g \cdot m_p \cdot 10^3 = 9,81 \cdot 2,7 \cdot 10^3 = 2,6 \cdot 10^4 \text{ Н}, \quad (2.53)$$

$$\text{Высота напорного вала: } L_B = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 1,1 \cdot \sqrt[3]{95} = 5,01 \text{ м} \quad (2.54)$$

$$\text{Высота пяты стрелы: } L_{\Pi} = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 0,45 \cdot \sqrt[3]{95} = 2,05 \text{ м} \quad (2.55)$$

Максимальная высота черпания:

$$L_{\text{ч}} = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 1,75 \cdot \sqrt[3]{95} = 7,9 \text{ м}. \quad (2.56)$$

где k_L – линейный коэффициент максимального радиуса разгрузки.

$$\text{Максимальный радиус разгрузки: } L_{p.\text{max}} = 2,4 \cdot \sqrt[3]{95} = 10,9 \text{ м} \quad (2.57)$$

Вес ковша с породой:

$$G_{\text{к+п}} = G_{\text{кл}} + G_{\text{пор}} = (3,0 + 2,5) \cdot 10^4 = 5,5 \cdot 10^4 \text{ Н}. \quad (2.58)$$

Строим в масштабе схемы расчётных положений рабочего оборудования экскаватора (рисунок 2.7) по данным расчёта линейных размеров конструктивных элементов экскаватора. На схемах показываем векторы сил, действующих на рабочее оборудование прямой мехлопаты в процессе копания, поворота с гружёным ковшом и поворота с порожним в забой.

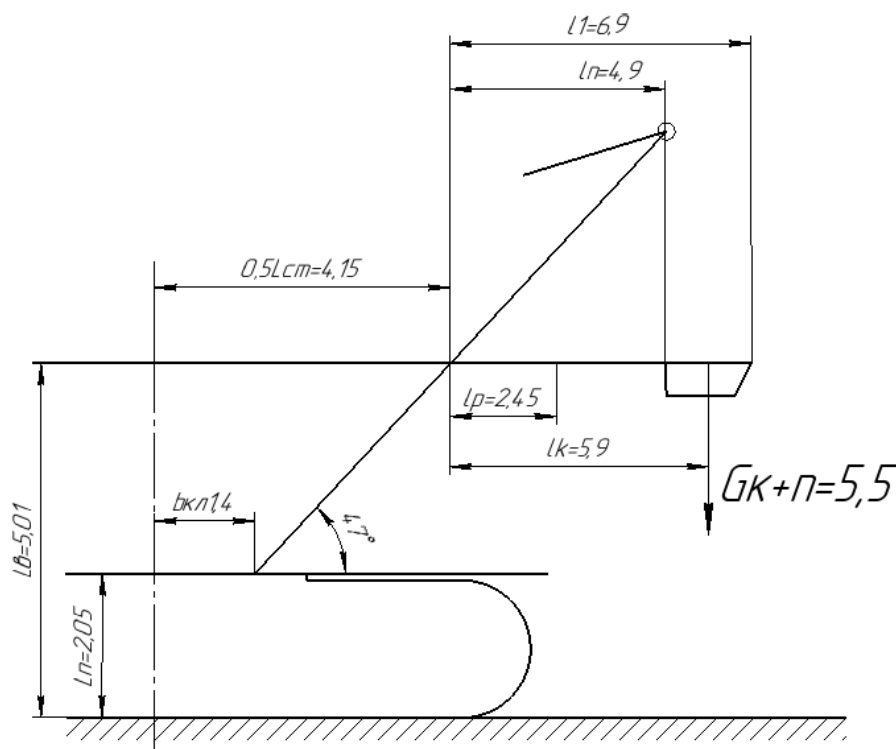


Рисунок 2.7 – Схема расположения рукояти механической лопаты в период копания

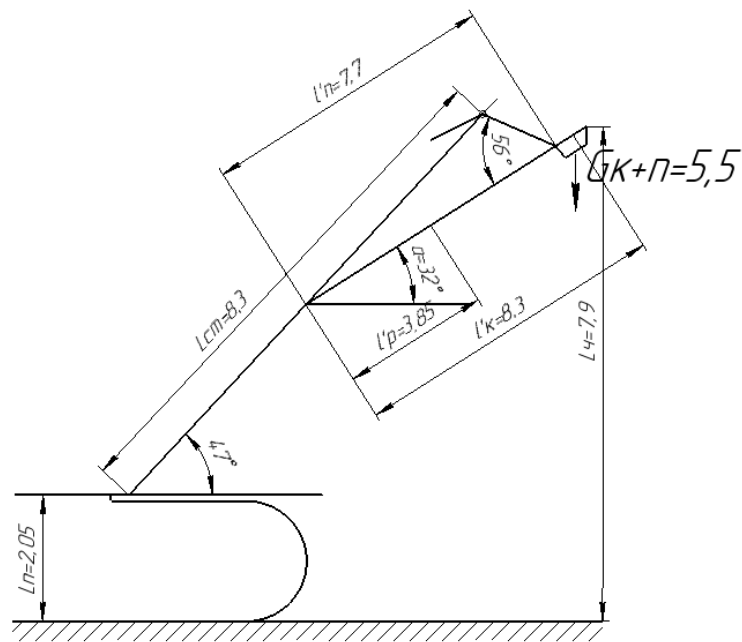


Рисунок 2.8 – Схема расположения рукоятки механической лопаты в период поворота на разгрузку

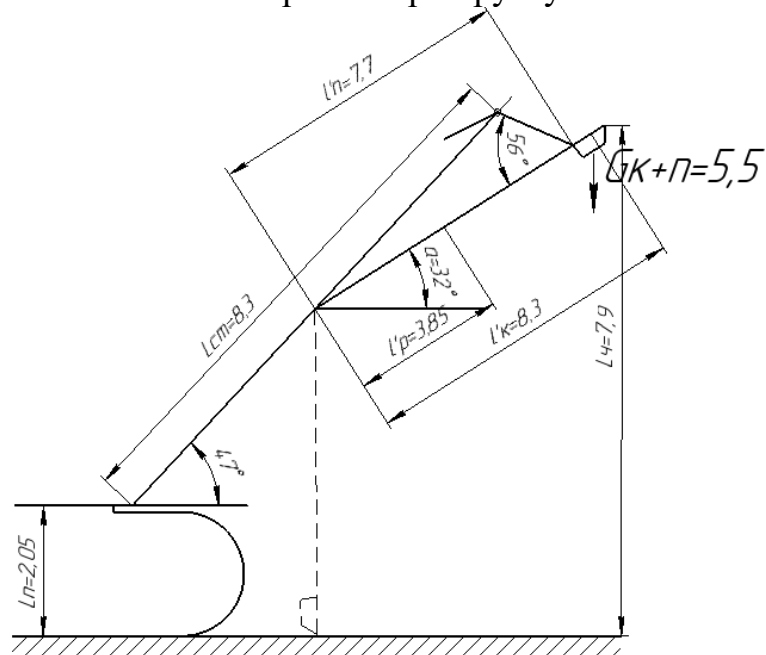


Рисунок 2.9 – Схема расположения рукоятки механической лопаты в период возврата порожнего ковша в забой

Усилие $N_{пл}$, Н, которое возникает в канате мехлопаты и обуславливает нагрузку двигателя подъёмного механизма при копании, вычисляется из уравнения моментов, создаваемых сопротивлением породы копанию N_{In} , весом ковша с породой G_{k+n} , и весом рукоятки G_p относительно оси опорного вала.

$$N_{пл} = \frac{N_{1л} \cdot l_1 + G_{k+n} \cdot l_k \cdot \cos \alpha + G_p \cdot l_p \cdot \cos \alpha}{l_n \sin \beta} H, \quad (2.59)$$

где l_1, l_k, l_p, l_n – длины плеч приложения сил относительно оси напорного вала, который расположен на середине стрелы, м;

α – угол между рукояткой и горизонтом, град;

β – угол между подъёмным канатом и рукоятью, град.

$$N_{пл} = \frac{5.3 \cdot 10^4 \cdot 6.9 + 5.5 \cdot 10^4 \cdot 5.9 \cdot \cos 47 + 2.6 \cdot 10^4 \cdot 2.45 \cdot \cos 47}{4.9 \cdot \sin 90} = 12.8 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Сопротивление породы копанию:

$$N_{1л} = \frac{E_l \cdot k_{кл}}{L_3 \cdot k_p} = \frac{1.9 \cdot 3.04 \cdot 10^5}{8.1 \cdot 1.34} = 5.3 \cdot 10^4 \text{ Н}, \quad (2.60)$$

где $k_{кл}$ – удельное сопротивление породы копанию, зависящее от характера породы (таблица 2.4), Па;

k_p – коэффициент разрыхления породы (таблица 2.3);

L_3 – высота забоя, принимаемая равной высоте расположения напорного вала L_B относительно уровня стояния экскаватора, м.

Мощность, затрачиваемая на подъем ковша при копании:

$$P_{пл} = \frac{N_{пл} \cdot v_{пл}}{\eta_{пл}} \cdot 10^{-3} = \frac{12.8 \cdot 10^4 \cdot 0.85}{0.8} \cdot 10^{-3} = 136 \text{ кВт} \quad (2.61)$$

где $N_{пл}$ – усилие в подъёмном канате в момент отрыва ковша от забоя, Н;

$v_{пл}$ – скорость перемещения подъёмного каната, (таблица 2.5), м/с;

$\eta_{пл}$ – КПД подъёмного механизма $0.8 \div 0.85$.

Усилие подъема при повороте груженого ковша на разгрузку:

$$N'_{пл} = \frac{G_{к+п} \cdot l'_k \cdot \cos \alpha + G_p \cdot l'_p \cdot \cos \alpha}{l'_п \cdot \sin \beta} \text{ Н}, \quad (2.62)$$

$$N'_{пл} = \frac{5.5 \cdot 10^4 \cdot 8.3 \cdot \cos 32 + 2.6 \cdot 10^4 \cdot 3.85 \cdot \cos 32}{7.7 \cdot \sin 56} = 7.3 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Мощность, затрачиваемая при повороте на разгрузку:

$$P'_{пл} = (0.1 - 0.3) \frac{N'_{пл} \cdot v_{пл}}{\eta_{пл}} \cdot 10^{-3} = 0.2 \cdot \frac{7.3 \cdot 10^4 \cdot 0.85}{0.8} \cdot 10^{-3} = 77 \text{ кВт} \quad (2.63)$$

Усилие подъема при повороте порожнего ковша в забой:

$$N''_{пл} = \frac{(G_k \cdot l''_k + G_p \cdot l''_p) \cdot \cos \alpha}{l''_п \cdot \sin \beta} \text{ Н}, \quad (2.64)$$

$$N''_{пл} = \frac{(3.0 \cdot 10^4 \cdot 8.3 + 2.6 \cdot 10^4 \cdot 3.85) \cdot \cos 32}{7.7 \cdot \sin 56} = 4.6 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Мощность, затрачиваемая при повороте с порожним ковшом в забой:

$$P''_{пл} = (1.1 - 1.3) \frac{N''_{пл} \cdot v_{пл}}{\eta_{пл}} \cdot 10^{-3} = 1.2 \cdot \frac{4.6 \cdot 10^4 \cdot 0.85}{0.8} \cdot 10^{-3} = 58 \text{ кВт} \quad (2.65)$$

Продолжительность цикла:

$$t_{ч} \cong 194 \cdot d_{ср}^2 \cdot E^{-1} + \left(\frac{E}{(0.11 \cdot E + 0.6)} \right), \text{ секунд}, \quad (2.66)$$

где $d_{ср}$ – средний линейный размер кусков горной массы, м;

E – вместимость ковша, м³.

Средний линейный размер куска горной массы:

$$d_{ср} = 0.525 \cdot \sqrt[3]{E} = 0.525 \cdot \sqrt[3]{1.9} = 0.65 \text{ м} \quad (2.67)$$

									Лист
									39
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ				

$$t_{\text{ц}} \cong 194 \cdot 1,05^2 \cdot 1,9^{-1} + \left(1,9 / (0,11 \cdot 1,9 + 0,6)\right) = 114 \text{ с.}$$

Для построения нагрузочных и скоростных диаграмм и определения средневзвешенной мощности двигателей подъёмного и напорного механизмов необходимо знать время выполнения отдельных операций за полный цикл работы экскаватора. Для предварительных расчётов время цикла, $t_{\text{цл}} = 114 \text{ с}$, можно разбить на три равных периода: копания $t_{\text{кл}}$, с, поворота платформы на разгрузку $t_{\text{рл}}$, с, поворота платформы с порожним ковшом в забой $t_{\text{зл}}$, с:

$$t_{\text{кл}}=t_{\text{рл}}=t_{\text{зл}}=0,33 \cdot t_{\text{ц}}=0,33 \cdot 114=37,6 \text{ с.} \quad (2.68)$$

Средневзвешенная мощность двигателя механизма подъема:

$$P_{\text{пл}}^{\text{св}} = \frac{P_{\text{пл}} \cdot t_{\text{кл}} + P'_{\text{пл}} \cdot t_{\text{рл}} + P''_{\text{пл}} \cdot t_{\text{зл}}}{t_{\text{цл}}} = \frac{136 \cdot 37,6 + 77 \cdot 37,6 + 58 \cdot 37,6}{114} = 89 \text{ кВт} \quad (2.69)$$

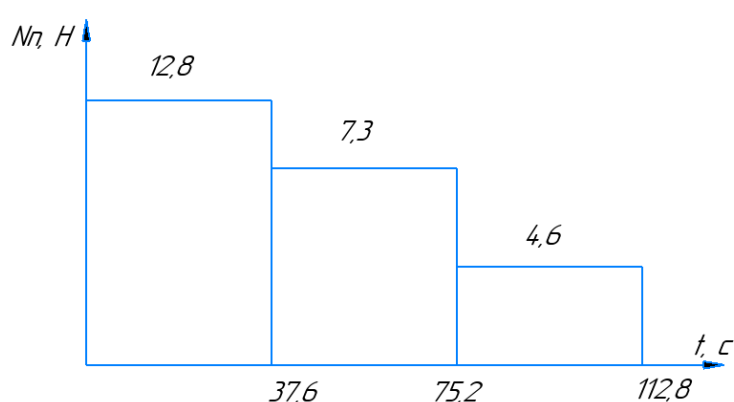


Рисунок 2.10 - Нагрузочная диаграмма главных механизмов механической лопаты в период копания

Усилие, возникающее в напорном механизме при копании, обуславливается действующими вдоль оси рукоятки силами: отжимающим усилием породы $N_{2л}$, составляющей усилия в подъёмном канате $N_{\text{пл}} \cdot \cos \beta$ и составляющей веса рукоятки и ковша с породой $G_{\text{р}} \cdot \sin \alpha$ и $G_{\text{к+п}} \cdot \sin \alpha$. В общем случае при различных положениях рукоятки и ковша во время копания усилие в напорном механизме лопаты:

$$N_{\text{нл}} = N_{2л} = (0,5 - 1,05)N_{1л} = 0,8 \cdot 5,3 \cdot 10^4 = 4,2 \cdot 10^4 \text{ Н} \quad (2.70)$$

$$P_{\text{нл}} = \frac{N_{\text{нл}} \cdot v_{\text{нл}}}{\eta_{\text{нл}}} \cdot 10^{-3} = \frac{4,2 \cdot 10^4 \cdot 0,6}{0,8} \cdot 10^{-3} = 31 \text{ кВт} \quad (2.71)$$

где $N_{\text{нл}}$ – усилие в напорном механизме при копании, Н;

$v_{\text{нл}}$ – скорость перемещения рукоятки, м/с (таблица 2.5);

$\eta_{\text{нл}}$ – КПД напорного механизма, равный 0,75–0,85.

Двигатель напорного механизма при повороте платформы с гружённым ковшом на разгрузку будет работать большую часть времени в тормозном режиме, преодолевая сопротивления, создаваемые составляющими веса ковша с породой

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист 40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$G_{к+п} \cdot \sin \alpha$, Н, веса рукояти $G_p \cdot \sin \alpha$, Н, и усилия в подъёмном механизме $N'_{пл} \cdot \cos \beta$. Н.

Усилие в напорном механизме лопаты при этом:

$$N'_{нл} = N'_{пл} \cdot \cos \beta + (G_{к+п} + G_p) \cdot \sin \alpha, \text{ Н}, \quad (2.72)$$

$$N'_{нл} = 7.3 \cdot 10^4 \cdot \cos 56 + (5.5 \cdot 10^4 + 2.6 \cdot 10^4) \sin 32 = 8.3 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Мощность затрачиваемая на напор при копании:

$$P'_{нл} = (0.3 - 0.5) \frac{N'_{нл} \cdot v_{нл}}{\eta_{нл}} \cdot 10^{-3} = 0.4 \cdot \frac{8.3 \cdot 10^4 \cdot 0.6}{0.8} \cdot 10^{-3} = 24 \text{ кВт} \quad (2.73)$$

Усилие напора при повороте порожнего ковша в забой:

$$N''_{нл} = (G_k + G_p) = (3.0 + 2.6) \cdot 10^4 = 5.6 \cdot 10^4 \text{ Н} \quad (2.74)$$

Мощность напорного механизма, затрачиваемая при повороте экскаватора с порожним ковшом в забой:

$$P''_{нл} = \frac{N''_{нл} \cdot v_{нл}}{\eta_{нл}} \cdot 10^{-3} = \frac{5.6 \cdot 10^4 \cdot 0.6}{0.8} \cdot 10^{-3} = 42 \text{ кВт} \quad (2.75)$$

Средневзвешенная мощность двигателя механизма напора:

$$P_{нл}^{св} = \frac{P_{нл}' \cdot t_{кл} + P_{нл}' \cdot t_{рл} + P_{нл}'' \cdot t_{зл}}{t_{цл}} = \frac{31 \cdot 37.6 + 24 \cdot 37.6 + 42 \cdot 37.6}{114} = 31 \text{ кВт} \quad (2.76)$$

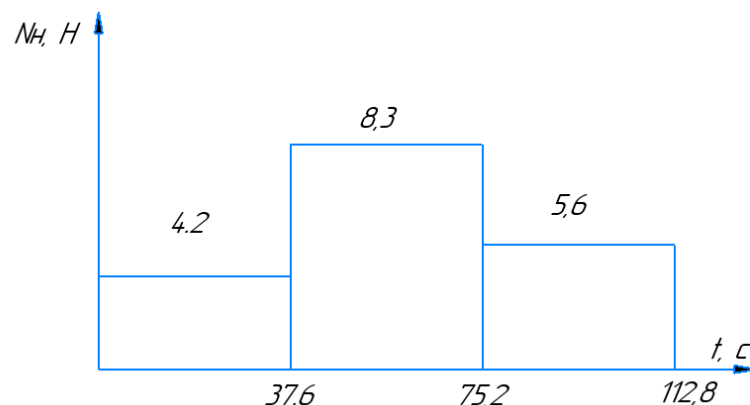


Рисунок 2.11 - Нагрузочная диаграмма главных механизмов механической лопаты в период напора

Мощность электродвигателей механизма поворота зависит от ряда факторов, главными из которых являются допустимые угловые ускорения и частота вращения платформы, угол поворота платформы и момент инерции вращающихся масс экскаватора.

Для вычисления моментов инерции вращающихся частей экскаватора с учётом коэффициентов K_L определяем:

$$\text{Ширину платформы: } L'_{пл} = K_L \cdot \sqrt[3]{m_{экс}} = 0,9 \cdot \sqrt[3]{95} = 4.1 \text{ м} \quad (2.77)$$

$$\text{Радиус задней стенки кузова: } L_{з.с.} = 0,97 \cdot \sqrt[3]{95} = 4,4 \text{ м} \quad (2.78)$$

$$\text{Радиус пяты стрелы: } L_{\text{п.с.}} = 0,38 \cdot \sqrt[3]{95} = 1.7 \text{ м} \quad (2.79)$$

$$\text{Длину платформы: } L_{\text{пл}} = 4,4 + 1.7 = 6.1 \text{ м} \quad (2.80)$$

С учетом коэффициента k_m определяем:

$$\text{Массу стрелы с блоками } m_{\text{ст}} = k_m \cdot m_{\text{экс}} = 0,06 \cdot 95 = 5.7 \text{ т} \quad (2.81)$$

$$\text{Массу напорного механизма } m_{\text{н}} = 0,028 \cdot 95 = 2.6 \text{ т} \quad (2.82)$$

$$\text{Массу платформы с механизмами } m_{\text{пл}} = 0,5 \cdot 95 = 47.5 \text{ т} \quad (2.83)$$

Момент инерции поворотной платформы относительно оси ее вращения:

$$J_{\text{п}} = m_{\text{пл}} \left(\frac{(0,5 \cdot L_{\text{пл}})^2 + (0,5 \cdot L'_{\text{пл}})^2}{3} + \left(\frac{L_{\text{пл}}}{2} - L_{\text{п.с.}} \right)^2 \right) \quad (2.84)$$

$$J_{\text{п}} = 47.5 \cdot \left(\frac{(0,5 \cdot 6.1)^2 + (0,5 \cdot 4.1)^2}{3} + \left(\frac{6.1}{2} - 1.7 \right)^2 \right) \cdot 10^3 = 0.3 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$$

Момент инерции стрелы с блоками $J_{\text{с}}$ относительно оси вращения платформы:

$$J_{\text{ст}} = m_{\text{ст}} \cdot L_{\text{ст}}^2 \cdot 10^3 = 5.7 \cdot 6.75^2 \cdot 10^3 = 0.2 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.85)$$

где $L_{\text{ст}}$ – расстояние от оси вращения платформы до центра массы стрелы (рисунок 2.7), м.

Моменты инерции ковша с породой $J_{\text{к+п}}$ и без породы $J_{\text{к}}$ относительно оси вращения платформы определяем по этому же выражению:

$$J_{\text{к+п}} = m_{\text{к+п}} \cdot L_{\text{р.мах}}^2 \cdot 10^3 = 5,66 \cdot 17.7^2 \cdot 10^3 = 1.7 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.86)$$

$$J_{\text{к}} = m_{\text{к}} \cdot L_{\text{р.мах}}^2 \cdot 10^3 = 3.06 \cdot 17.7^2 \cdot 10^3 = 0,9 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.87)$$

Момент инерции напорного механизма $J_{\text{н}}$ относительно оси её вращения:

$$J_{\text{н}} = m_{\text{н}} \cdot L_{\text{н}}^2 \cdot 10^3 = 2.6 \cdot 6.75^2 \cdot 10^3 = 0.1 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2, \quad (2.88)$$

где $L_{\text{н}}$ – расстояние от оси вращения платформы до центра напорного механизма, м, $L_{\text{н}} \approx 0.5 L_{\text{ст}}$.

Момент инерции рукояти $J_{\text{р}}$ относительно оси её вращения:

$$J_{\text{р}} = m_{\text{р}} \cdot (L''_{\text{р}})^2 \cdot 10^3 = 2.7 \cdot 10.6^2 \cdot 10^3 = 0.3 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2, \quad (2.89)$$

где $(L''_{\text{р}})^2$ – расстояние от центра тяжести рукояти до оси вращения экскаватора $(6.75 + 0,5 \cdot 7.7)$, м.

Суммарные моменты инерции механической лопаты относительно оси её вращения при повороте с гружёным $J_{\text{Г}}$ и порожним $J_{\text{п}}$ ковшом определится, как:

$$\sum J_{\text{Г}} = J_{\text{п}} + J_{\text{ст}} + J_{\text{к+п}} + J_{\text{н}} + J_{\text{р}}, \quad (2.90)$$

$$\sum J_{\text{п}} = J_{\text{п}} + J_{\text{с}} + J_{\text{к}} + J_{\text{н}} + J_{\text{р}},$$

где $J_{\text{п}}, J_{\text{ст}}, J_{\text{к+п}}, J_{\text{к}}$ – моменты инерции соответственно поворотной платформы, стрелы с блоками, ковша с породой и порожнего ковша относительно оси вращения платформы.

$$\sum J_{\text{Г}} = (0.3 + 0.2 + 1.7 + 0.1 + 0.3) \cdot 10^6 = 2.6 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2.$$

$$\sum J_{\Pi} = (0.3 + 0.2 + 0.9 + 0.1 + 0.3) \cdot 10^6 = 1.8 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2.$$

Средневзвешенная мощность двигателя поворотного механизма при вращении платформы с груженым ковшем:

$$P_{\Pi}^{св} = \frac{(J_{Г} + J_{\Pi}) \cdot \omega_p^2}{t_{вр}} \cdot 10^{-3} = \frac{(2.6 + 1.8) \cdot 10^6 \cdot 0.315^2}{37.6} \cdot 10^{-3} = 11 \text{ кВт} \quad (2.91)$$

где $\sum J_{Г}$ и $\sum J_{\Pi}$ – суммарные моменты инерции вращающихся частей экскаватора соответственно с груженым и порожним ковшем;

ω_p – угловая скорость вращения поворотной платформы, $\omega_p = 0.105 n_d = 0.105 \cdot 3 = 0.315 \text{ рад/с}$. (таблица 2.5).

При двух двигателях в поворотном механизме мощность каждого составляет 5,5 кВт.

По полученным данным можно приступить к построению нагрузочных диаграмм главных механизмов механической лопаты.

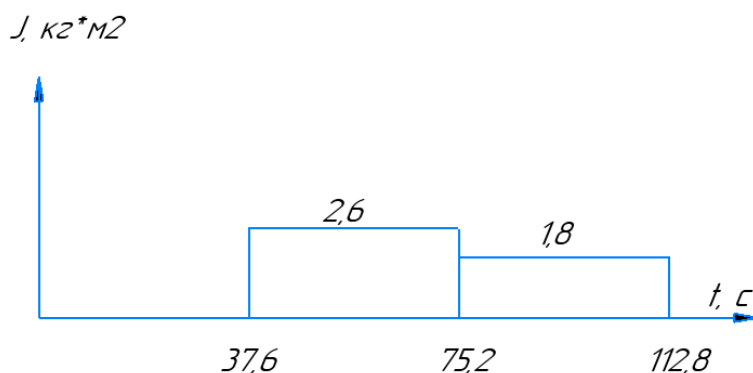


Рисунок 2.12 – Нагрузочные диаграммы главных механизмов механической лопаты

Под производительностью экскаватора понимают объём горной породы, отделяемый от массива и перемещаемый экскаватором на заданное расстояние, определяемое его рабочими параметрами, в единицу времени.

Различают теоретическую (паспортную), техническую и эксплуатационную производительности экскаватора.

Теоретическая производительность:

$$Q_{теор} = 60 \cdot E \cdot n_z = 60 \cdot 1,9 \cdot 0,52 = 59,28 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.92)$$

где E – вместимость ковша, м^3 ;

n_z – частота разгрузок ковшей, мин^{-1} ,

$$n_z = 60/t_{ц} = \frac{60}{114} = 0,52 \text{ мин}^{-1}.$$

Техническая производительность:

$$Q_{тех} = Q_{теор} \cdot \frac{k_n}{k_p} \cdot \frac{t_p}{(t_p + t_n)} = 59,28 \cdot \frac{1}{1,3} \cdot 0,825 = 37,62 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (2.93)$$

где $k_n = 0,8 \div 1,1$ – коэффициент наполнения ковша;

$k_p = 1,1 \div 1,5$ – коэффициент разрыхления породы в ковше (таблица 2.3);

t_p – длительность непрерывной работы экскаватора с одного места установки, с;

t_n – длительность одной передвижки, с. Для практических расчётов можно принимать: $t_p/t_p + t_n = 0,8 \div 0,85$

Эксплуатационную производительность:

$$Q_э = Q_{\text{тех}} \cdot T_c \cdot k_b = 37,62 \cdot 12 \cdot 0,85 = 383,72 \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (2.94)$$

где T_c – длительность смены, ч;

k_b – коэффициент использования экскаватора во времени. Для экскаваторов, работающих с погрузкой в автосамосвалы $k_b = 0,8 \div 0,9$.

Годовая эксплуатационная производительность:

$$Q_э^Г = Q_э \cdot (N - n_p) \cdot n = 383,72 \cdot (255 - 55) \cdot 2 = 153486 \text{ м}^3/\text{год} \quad (2.95)$$

где N – число рабочих дней в году;

n – число смен в сутки;

$n_p = 45 \div 60$ - число ремонтных дней в году.

Необходимое количество экскаваторов:

$$N_э = \frac{A_Г}{Q_э^Г} \cdot k_p = \frac{5000000}{153486} \cdot 1,3 = 23 \text{ ед}, \quad (2.96)$$

где $A_Г$ – годовой объём экскаваторных работ, м³;

k_p – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте, $k_p = 1,2 \div 1,3$.

Окончательно принимаем для разработки полезного ископаемого экскаватор **KOMATSU PC-400** в количестве – 23 ед.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

3. Карьерный транспорт

Карьерный транспорт является важнейшим элементом в производственном процессе добычи полезного ископаемого. Основной производственной функцией транспорта является перемещение горной массы от забоя выемочно-погрузочного средства до места назначения (обоганительная фабрика, рудный склад, пункт перегрузки и породные отвалы).

3.1 Выбор вида транспорта

На горнорудных предприятиях нашей страны наибольшее распространение получили три вида транспорта – железнодорожный, автомобильный и конвейерный.

Основные достоинства железнодорожного карьерного транспорта — высокая надёжность в работе, низкая себестоимость перевозок, незначительная зависимость от климатических условий. Основной недостаток — сравнительно высокая капиталоемкость. Использование железнодорожного карьерного транспорта эффективно на крупномасштабных предприятиях (объём перевозок 10-15 млн. т в год и более) с большими размерами карьерного поля при значительных расстояниях транспортирования (4-5 км и более) в любой климатической зоне.

Так как разработка ведется в сложных горно-геологических условиях; рудное тело имеет сложную форму и малую мощность, низкую себестоимость, что влечет за собой применение более мобильного оборудования для работы в стесненных условиях. Эти факторы показывают на невозможность применения железнодорожного транспорта в связи с большими затратами на укладку ж/д пути и закупку новой техники, а также дополнительные затраты на автоматизацию смежных работ.

Основными преимуществами автомобильного транспорта по сравнению с железнодорожным, являются: высокая маневренность, способность преодолевать значительные уклоны, небольшие радиусы поворота, отсутствие трудоемких работ по передвижке путей и контактной сети, увеличение производительности экскаваторов за счет сокращения их простоев в ожидании погрузки. К недостаткам автомобильного карьерного транспорта относятся: ограничение до 3-4 км расстояния транспортирования грузов, зависимость эксплуатации дорог и подвижного состава от климатических условий, высокая загазованность

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

окружающей среды при работе автотранспортных средств. Автомобильный транспорт, работающий на дизельном топливе, сопровождается выбросом в атмосферу большого количества токсичных веществ и пыли. При этом 95 – 99% всех выбросов приходится на газы-аэрозоли сложного состава, зависящего от химического состава топлива и режима работы.

Конвейерный транспорт обладает многими положительными особенностями, к которым следует отнести, прежде всего, его высокую производительность. В современных конструкциях ленточных конвейеров применяются ленты шириной до 3 м (3,3 м), скорость движения которых достигает 6 м/с при транспортировании скальных и до 12 м/с при транспортировании рыхлых пород.

Эти параметры позволяют повысить производительность конвейерного транспорта до 40 тыс. т/ч. Конвейерный транспорт позволяет осуществлять бесперегрузочную доставку грузов от склада предприятия - отправителя непосредственно на склад предприятия - получателя, что исключает их потери и деградацию. Но главным преимуществом конвейерного транспорта по сравнению с универсальными является возможность полной автоматизации управления его работой, что обуславливает минимальную численность обслуживающего персонала.

Эти особенности конвейерного транспорта при определённых условиях делают его применение предпочтительным по сравнению с железнодорожным и автомобильным транспортом. Ввиду следующих недостатков: зависимость от климатических условий; при транспортировании скальных пород необходимо предварительное дробление до заданных размеров куска; экономическая нецелесообразность при выемке разносортных руд и отдельного транспортирования; ограниченность создания мощных однородных грузопотоков – конвейерный транспорт не подходит для наших условий.

Для данных условий преимущество автомобильного транспорта очевидно. Автотранспорт позволяет обеспечить избирательность разработки, гибкость при управлении и организации производственного процесса, что соответствует современным темпам добычи.

3.2 Формирование комплексов погрузочно-транспортных средств

Вскрышные породы транспортируются на отвал, в этом случае расстояние транспортирования груза составит 4,1 км. Насыпная плотность груза на вскрыше 1,45 т/м³.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

На предприятии на вскрышных работах используется экскаватор ЭКГ-5А с погрузкой в транспортные средства БелАЗ-7540А грузоподъемностью 30 т. Сформируем 3 погрузочно-транспортных комплекса с целесообразным соотношением параметров выемочно-погрузочного и транспортного оборудования таблица 3.1.

Таблица 3.1 – Формирование комплексов ПТК

	Комплекс 1	Комплекс 2	Комплекс 3
Экскаватор	ЭКГ-5А	Komatsu PC750-7	Komatsu PC-1250
Автосамосвал	БелАЗ 7540	Komatsu HD405-6	Komatsu HD605-7

3.3 Физико-математическое моделирование

Расчет по комплексу 1 - ЭКГ-5А и БелАЗ 7540 (рисунки 3.1–3.6).

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Стартовая Горнотехнические условия Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамичес

Горизонт расчёта, лет, t Текущий год : 1

Годовая производительность, т

Насыпная плотность породы, т/м

Коэффициент экскавации

Коэффициент неравномерности работы карьера

Коэффициент технической готовности экскаватора

Время замены автосамосвала у экскаватора, мин

Расстояние транспортирования груза, м

Продолжительность смены, ч

Число рабочих дней в году

Количество смен в сутки

Время, затрачиваемое на плановые ремонты погрузочно-транспортного оборудования в течение года, ч

Время простоя погрузочно-транспортного оборудования по климатическим условиям в течение года, ч

Время приема-сдачи смены в течение года, ч

Время праздников и выходных в течение года, ч

Рисунок 3.1 – Горнотехнические условия

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Стартовая Горнотехнические условия Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамичес

Автосамосвал: БелА-3-7540А

Экскаватор / Ковшовый погрузчик: ЭКГ-5А

Параметры	
Грузоподъемность, т	30
Собственная масса, т	22,6
Коэффициент тары	0,75
Мощность первичного двигателя, кВт	309
Сцепная масса, т	35,2
Максимальная скорость, км/ч	50
Площадь лобовой поверхности, кв.м	14,82
Длина, м	7,1
Ширина, м	3,8
Высота, м	3,9
Тип трансмиссии	Гидромеханическая (5+2)
Колесная формула	4x2

Параметры	
Вместимость ковша, куб.м	5,2
Продолжительность цикла, мин	0,35
Тип лопаты	п
Привод	э

Далее

Рисунок 3.2 – Выбор модели экскаватора и автосамосвала 1 вариант

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Стартовая Горнотехнические условия Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамичес

Стоимость одного экскаватора, руб 8000000

Стоимость одного автосамосвала, руб 7000000

Зарботная плата машиниста экскаватора, руб 70000

Зарботная плата водителя автосамосвала, руб 60000

Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб 6,04

Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб 10,14

Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала 32000

Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала 150000

Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора 0,8

Коэффициент использования времени смены автосамосвала 0,4

Далее

Рисунок 3.3 – Экономические показатели 1 вариант

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Стартовая Горнотехнические условия Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамичес

Задать число участков

Грузовое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
1	1000	500	0		0,6
2	1100	400	10	20	0,75
3	2000	1200	-15	80	0,75

Скорость ветра: км/ч

Порожняковое направление

№	Длина, м	Уд. осн. сопр-ние движению, Н/т	Уклон, %	Радиус кривой, м	Коэффициент сцепления
3	2000	1440	15	80	0,6
2	1100	480	-10	20	0,75
1	1000	600	0		0,75

Скорость ветра: км/ч

? Удельное основное сопротивление движению

? Коэффициент сцепления колеса с дорогой

Примечание: Скорость ветра ставится со знаком "+" при встречном ветре и знаком "-" при попутном. Величина уклона ставится со знаком "+" при подъеме и знаком "-" при спуске.

Далее

Рисунок 3.4 – Параметры расчетной трассы

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамическая характеристика а/с Отчёт

Грузовое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	556	30	71
2	768	28	77
3	1101	34	112

Порожняковое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
3	1612	36	41
2	746	38	29
1	600	36	18

Далее

Рисунок 3.5 – Тягово-динамические характеристики

Параметры	
Автосамосвал: БелАЗ-7540А Экскаватор/Погрузчик: ЭКГ-5А	
ПОКАЗАТЕЛЬ	Год 1
Годовая производительность, т	5000000
Эксплуатационная производительность одного автосамосвала, т/год	589392,37
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, кг/т*км	0,08
Себестоимость транспортирования, руб/т	2,42
Себестоимость погрузки, руб/т	1,08
Удельные капитальные затраты на погрузку и транспортирование, руб/т	27,20
Техническая производительность экскаватора, т/ч	763,08
Рабочий парк экскаваторов	2
Инвентарный парк экскаваторов	3
Расчетный расход топлива автосамосвала, кг	15,32
Фактический расход топлива автосамосвала, кг	18,39
Сменная техническая производительность, т	807,39
Рабочий парк автосамосвалов	12
Инвентарный парк автосамосвалов	16
Пропускная способность (автомобилей в час)	1350
Среднетехническая скорость движения, км/ч	33
Провозная способность, т/ч	22504,59

Рисунок 3.6 – Критерии эффективности 1 вариант

Расчет по комплексу 2 - Komatsu PC750-7 и Komatsu HD405-6 (рисунки 3.7-3.10).

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Стартовая | Горнотехнические условия | Оборудование ЗАК | Экономические показатели | Параметры расчетной трассы | Тягово-динамичес

Автосамосвал: Komatsu HD405-6

Экскаватор / Ковшовый погрузчик: Komatsu PC750-7

Параметры	
Грузоподъемность, т	41
Собственная масса, т	32
Коэффициент тары	0,78
Мощность первичного двигателя, кВт	379
Сцепная масса, т	48,9
Максимальная скорость, км/ч	70
Площадь лобовой поверхности, кв.м	18,8
Длина, м	8,4
Ширина, м	4,5
Высота, м	4,1
Тип трансмиссии	Гидромеханическая (7+1)
Колесная формула	4+2

Параметры	
Вместимость ковша, куб.м	5
Продолжительность цикла, мин	0,45
Тип лопаты	0
Привод	Г

Далее

Рисунок 3.7 – Выбор модели экскаватора и автосамосвала 2 вариант

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Стартовая Горнотехнические условия Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамичес

Стоимость одного экскаватора, руб 7500000

Стоимость одного автосамосвала, руб 6000000

Зарботная плата машиниста экскаватора, руб 70000

Зарботная плата водителя автосамосвала, руб 80000

Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб 6,04

Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб 10,14

Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала 32000

Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала 150000

Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора 0,8

Коэффициент использования времени смены автосамосвала 0,4

Далее

Рисунок 3.8 – Экономические показатели 2 вариант

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамическая характеристика а/с Отчёт

Грузовое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	544	30	75
2	772	28	88
3	1105	34	132

Порожняковое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
3	1609	36	54
2	751	38	26
1	600	36	22

Далее

Рисунок 3.9 – Тягово-динамические характеристики 2 вариант

Параметры	
Автосамосвал: Komatsu HD405-6	
Экскаватор/Погрузчик: Komatsu PC750-7	
ПОКАЗАТЕЛЬ	Год 1
Годовая производительность, т	5000000
Эксплуатационная производительность одного автосамосвала, т/год	581500,20
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, кг/т*км	0,09
Себестоимость транспортирования, руб/т	2,27
Себестоимость погрузки, руб/т	1,08
Удельные капитальные затраты на погрузку и транспортирование, руб/т	23,70
Техническая производительность экскаватора, т/ч	610,53
Рабочий парк экскаваторов	2
Инвентарный парк экскаваторов	3
Расчетный расход топлива автосамосвала, кг	20,84
Фактический расход топлива автосамосвала, кг	25,01
Сменная техническая производительность, т	953,28
Рабочий парк автосамосвалов	12
Инвентарный парк автосамосвалов	16
Пропускная способность (автомобилей в час)	1270
Среднетехническая скорость движения, км/ч	33
Провозная способность, т/ч	27140,42

Рисунок 3.10 – Критерии эффективности 2 вариант

Расчет по комплексу 3 - Komatsu PC-1250 и Komatsu HD605-7 (рисунки 3.11-3.14).

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Стартовая Горнотехнические условия Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамичес

Автосамосвал: Komatsu HD605-7

Экскаватор / Ковшовый погрузчик: Komatsu PC1250-7

Параметры	
Грузоподъемность, т	63
Собственная масса, т	45,9
Коэффициент тары	0,73
Мощность первичного двигателя, кВт	551
Сцепная масса, т	73
Максимальная скорость, км/ч	70
Площадь лобовой поверхности, кв.м	22,6
Длина, м	9,4
Ширина, м	5,1
Высота, м	4,4
Тип трансмиссии	Гидромеханическая (7+1)
Колесная формула	4+2

Параметры	
Вместимость ковша, куб.м	6,5
Продолжительность цикла, мин	0,45
Тип лопаты	О
Привод	Г

Далее

Рисунок 3.11 – Выбор модели экскаватора и автосамосвала 3 вариант

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Стартовая Горнотехнические условия Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамичес

Стоимость одного экскаватора, руб 8000000

Стоимость одного автосамосвала, руб 750000

Зарботная плата машиниста экскаватора, руб 70000

Зарботная плата водителя автосамосвала, руб 68000

Переменные эксплуатационные расходы на 1 календарный час работы экскаватора, руб 6,04

Переменные эксплуатационные расходы на 1 машино-час работы экскаватора, руб 10,14

Амортизационные отчисления, руб/1000 км пробега автосамосвала 32000

Расходы на ТО и ремонт а/с, шины и ГСМ, руб/1000 км пробега автосамосвала 150000

Козфициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора 0,8

Козфициент использования времени смены автосамосвала 0,4

Далее

Рисунок 3.12 – Экономические показатели 3 вариант

Ввод исходных данных по вскрышному участку

Оборудование ЗАК Экономические показатели Параметры расчетной трассы Тягово-динамическая характеристика а/с Отчёт

Грузовое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
1	540	30	96
2	768	28	123
3	1109	34	188

Порожняковое направление

№	Динамический фактор, Н/т	Скорость, км/ч	Сила тяги (торм. сила), кН
3	1609	36	76
2	751	40	35
1	600	36	29

Далее

Рисунок 3.13 – Тягово-динамические характеристики 3 вариант

4. Стационарные машины

4.1 Расчёт длины и геометрической высоты нагнетательного трубопровода

Высоту подъёма воды в нагнетательном трубопроводе и его длину определяем на профиле трубопроводной сети водоотливной установки (рисунок 4.1). Длина нагнетательного трубопровода:

$$L_H = l_{н-б} + l_{б-с} + b_y \cdot (n_{12} + n_{10} - 1) + \frac{(n_{12} \cdot h_{12} + n_{10} \cdot h_{10})}{\sin \alpha} =$$
$$= 50 + 250 + 43 \cdot (2 + 4 - 1) + \frac{(2 \cdot 12 + 4 \cdot 10)}{\sin 60} = 588,9 \text{ м}, \quad (4.1)$$

где $l_{н-б} = 50$ м – расстояние от насосной станции до нижней бровки карьера;

$l_{б-с} = 250$ м – расстояние от верхней бровки карьера до места слива воды;

$n_{10} = 4$ – количество уступов высотой $h_{10} = 10$ м;

$n_{12} = 2$ – количество уступов высотой $h_{12} = 12$ м;

$\alpha = 60^\circ$ – угол откоса уступов;

$b_y = 43$ м – ширина рабочей площадки уступов.

С учётом длины труб внутри насосной станции принимаем $L_H = 600$ м.

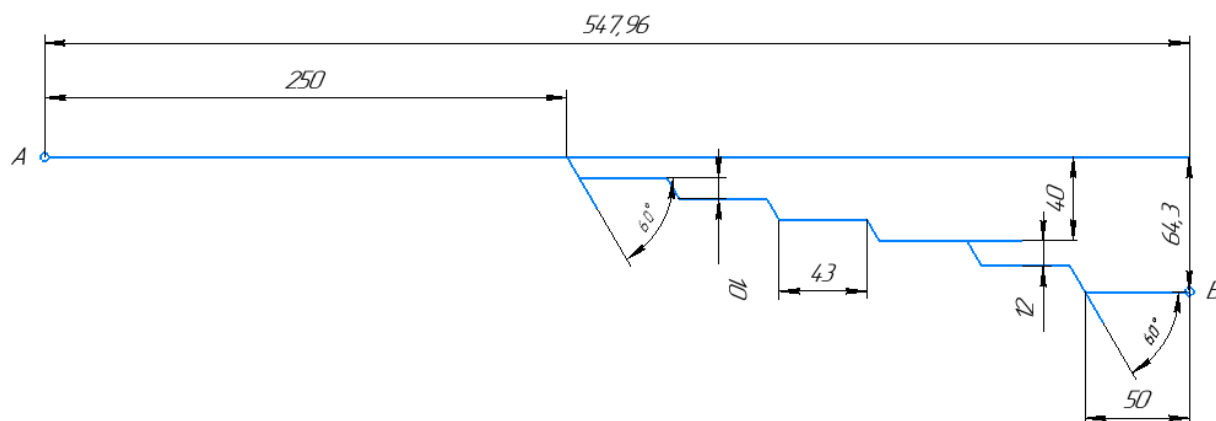


Рисунок 4.1 - Профиль трубопроводной сети водоотливной установки:

A – точка слива воды; B – насосная станция

Высота подъёма воды в нагнетательном трубопроводе:

$$H_H = h_{10} \cdot n_{10} + h_{12} \cdot n_{12} = 10 \cdot 4 + 12 \cdot 2 = 64 \text{ м}. \quad (4.2)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

4.2 Расчёт необходимой производительности насосной станции, выбор труб для построения внешней сети водоотливной установки

Расчётную производительность насосной станции Q_p^{nc} назначаем исходя из необходимости откачки суточных водопритоков в карьер за 20 часов. Так как $Q_{max}/Q_n \leq 2$, производительность насосной станции определяем по нормальному водопритоку:

$$Q_p^{nc} = \frac{24 \cdot Q_n}{20} = \frac{24 \cdot 70}{20} = 84 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.3)$$

где $Q_{max} = 90 \text{ м}^3/\text{ч}$ – максимальный часовой приток воды в карьер;

$Q_n = 70 \text{ м}^3/\text{ч}$ – нормальный часовой приток воды в карьер.

Водоотливную установку оборудуем двумя ставами труб с расходом жидкости в одном ставе $Q_p = Q_p^{nc}$. Нормальные водопритоки откачиваем через один трубный став, максимальные водопритоки – через два става.

Внутренний диаметр нагнетательного (напорного) трубопровода

$$D_n = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_p}{3600 \cdot \pi \cdot V_3}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 84}{3600 \cdot 3,14 \cdot 1,642}} = 0,135 \text{ м}, \quad (4.4)$$

где Q_p – расход жидкости в трубном ставе, $\text{м}^3/\text{ч}$;

V_3 – экономичная скорость движения воды в трубопроводе:

$$V_3 = 4,2 \cdot \sqrt[4]{\frac{Q_p}{3600}} = 4,2 \cdot \sqrt[4]{\frac{84}{3600}} = 1,642 \text{ м/с}. \quad (4.5)$$

Минимальная по условиям прочности толщина стенки напорного трубопровода

$$\delta_0 = \frac{1875 \cdot P_p \cdot D_n}{\sigma_p} = \frac{1875 \cdot 0,71 \cdot 0,135}{340} = 0,5 \text{ мм}, \quad (4.6)$$

где P_p – расчетное давление в нагнетательном трубопроводе, Па:

$$P_p = k \cdot \rho \cdot g \cdot H_n \cdot 10^{-6} = 1,1 \cdot 1030 \cdot 9,8 \cdot 64 \cdot 10^{-6} = 0,71 \text{ МПа}, \quad (4.7)$$

где $k = 1,1$ – коэффициент повышения давления; $\rho = 1030 \text{ кг/м}^3$ – плотность рудничной воды; $\sigma_p = 340 \text{ МПа}$ – допускаемое сопротивление разрыву стенки трубы, выполненной из стали Ст 2сп; $g = 9,8 \text{ м/с}^2$ – ускорение силы тяжести.

Расчётная толщина стенки нагнетательного трубопровода:

$$\delta_n = 1,18 \cdot (\delta_0 + (0,25 + v_{к.и}) \cdot t) = 1,18 \cdot (0,5 + (0,25 + 0,1) \cdot 15) = 6,8 \text{ мм}, \quad (4.8)$$

где $t = 15$ лет – срок службы водоотливной установки;

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

Результаты расчёта суммы коэффициентов местных гидравлических сопротивлений всасывающего и нагнетательного трубопроводов приведены в табл. 4.1 и 4.2.

Таблица 4.1

Коэффициенты гидравлических сопротивлений всасывающего трубопровода

Устройства	Коэффициент сопротивления, ξ_i	Количество, n_i	$\xi_i n_i$
Приемный клапан с сеткой	5,6	1	5,6
Нормальное колено с углом поворота 90°	0,162	1	0,162
Диффузор	0,3	1	0,3
Фланцевые стыки	0,15	3	0,45
ИТОГО	$\sum \xi_B = 6,5$		

Таблица 4.2

Коэффициенты гидравлических сопротивлений нагнетательного трубопровода

Устройства	Коэффициент сопротивления, ξ_i	Количество, n_i	$\xi_i n_i$
Распределительные задвижки	0,09	1	0,09
Пусковые задвижки	0,09	1	0,09
Обратные клапаны	6,8	1	6,8
Нормальное колено с углом поворота 90°	0,154	3	0,462
Нормальное колено с углом поворота 110°	0,120	6	0,72
Тройники	0,75	2	1,5
Воздушная колонна	0,5	1	0,5
Сальниковый компенсатор	0,2	2	0,4
Конфузор	0,1	1	0,1
Фланцевые стыки	0,15	48	7,2
ИТОГО	$\sum \xi_H = 17,9$		

Для откачивания нормальных и максимальных водопритоков принимаем к использованию три однотипных насосных агрегата: рабочий агрегат и агрегаты горячего и холодного резерва. Схема присоединения насосных агрегатов к трубным ставам показана на рис. 4.2.

Выбор насосов производим по расчётным значениям Q_p и H_p с ориентацией на применение отечественных центробежных насосов, изготавливаемых, например,

заводами ЗАО «Русская горно-насосная компания» или ОАО «ГМС Насосы» (Ливгидромаш).

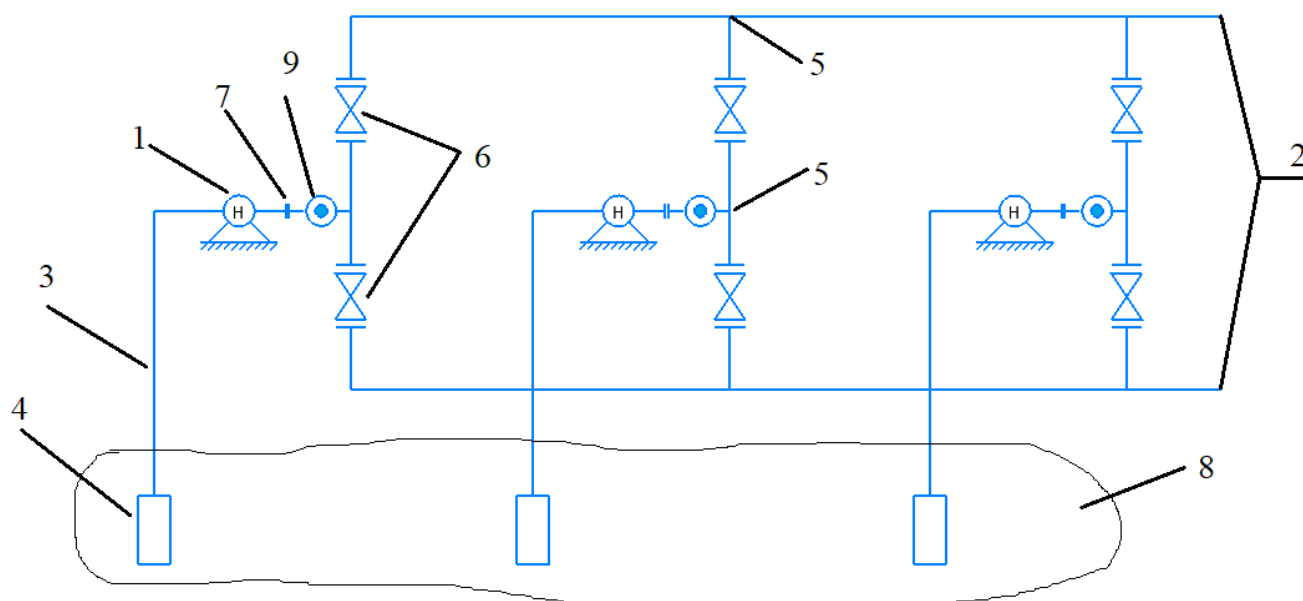


Рисунок 4.2 - Коммутационная схема главной водоотливной установки:

1 – насос; 2 – нагнетательный трубопровод; 3 – всасывающий трубопровод; 4 – приёмный клапан с сеткой; 5 – тройник; 6 – распределительная задвижка; 7 – пусковая задвижка; 8 – водосборник; 9 – обратный клапан

Принимаем к использованию многоступенчатые секционные насосы марки ЦНС 105-98 (рис. 4.3) с 2-я рабочими колёсами ($n = 3000$ об/мин). Рабочие характеристики насосов приведены в табл. 4.3 и показаны на рис. 4.4.

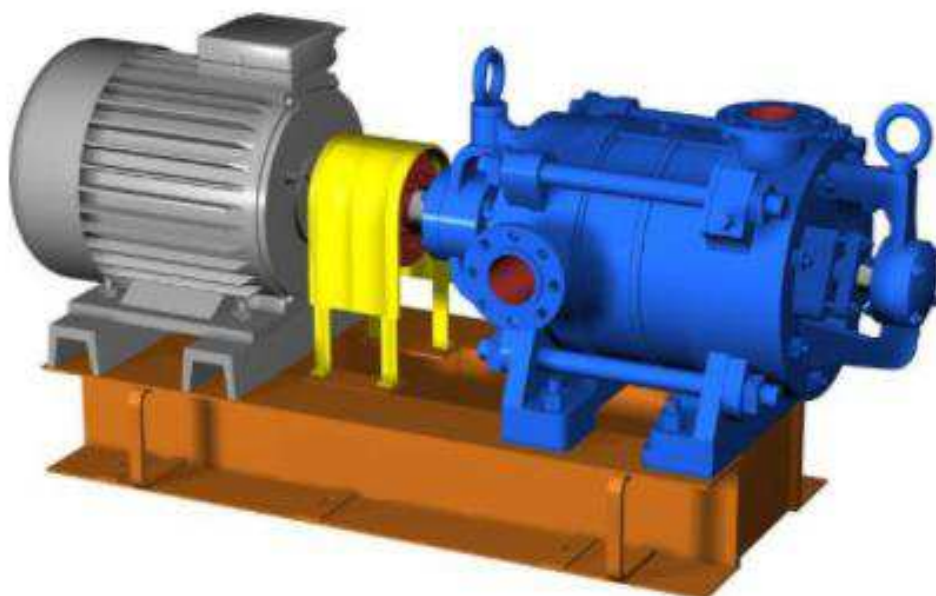


Рисунок 4.3 – Центробежный двухступенчатый насос ЦНС 105-98

Индивидуальные характеристики насосов ЦНС 105-98 ($i = 2$)

Подача Q , м ³ /ч	0	25	50	75	105	125
Напор H , м	118	118	116	112	98	92
КПД η , %	0	0,25	0,46	0,57	0,66	0,64
Допустимый кавитационный запас на входе в насос $\Delta h_{д}$, м	-	-	-	3,5	4,5	6,4
Допустимая вакуумметрическая высота всасывания насоса $H_{вд}$, м	-	-	-	6,2	5,2	3,3

Допустимая вакуумметрическая высота всасывания насосов, указанная в табл. 4.3, рассчитана по формуле:

$$H_{вд} = \frac{p_0 - p_{п}}{\rho \cdot g} - \Delta h_{д}, \quad (4.15)$$

где $p_0 \approx 10^5$ Па – атмосферное давление; $p_{п} = 2337$ Па – давление насыщенных паров воды при температуре 20°C.

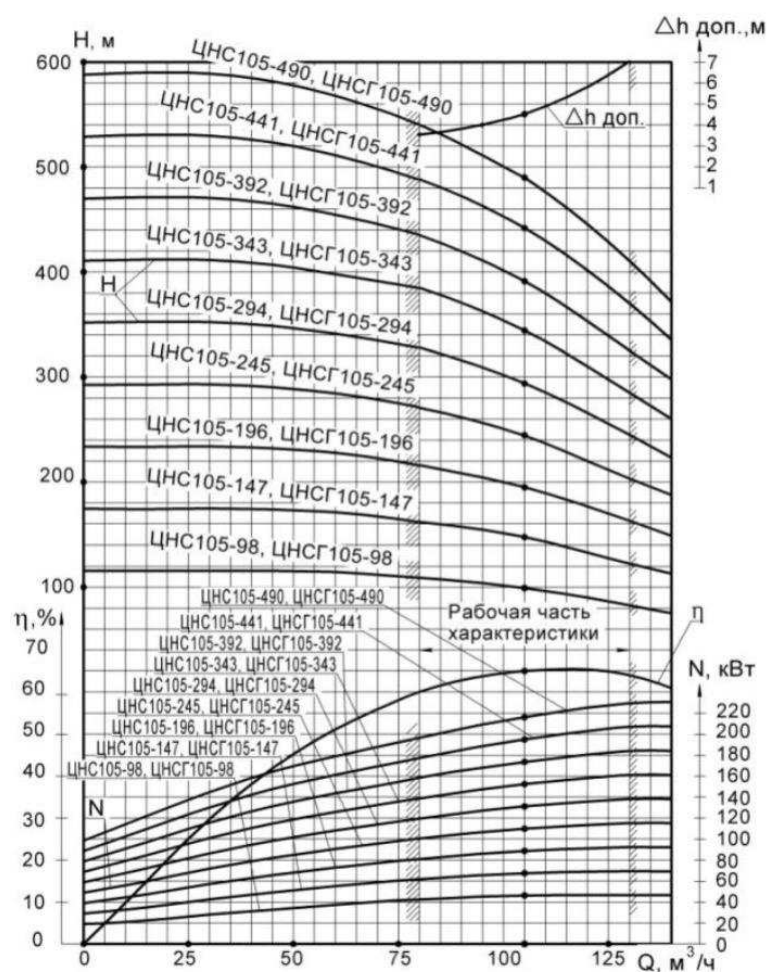


Рисунок 4.4 - Рабочие характеристики насосов ЦНС 105-98

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

Выбранное оборудование обеспечивает удаление карьерных вод в соответствии с требованиями Правил безопасности. Нормальные водопритоки откачиваются одним насосом через один трубный став, максимальные водопритоки – двумя насосами через индивидуальные трубные ставы. Третий насос позволяет иметь нормативный резерв производительности.

4.4. Анализ рабочего режима водоотливной установки

Напорная характеристика $H_c - Q$ внешней сети, представленная на рисунке 4.5, описывается уравнением:

$$H_c = H_r + R_c \cdot Q_i^2 \quad (4.16)$$

где Q_i – произвольные значения расхода жидкости в сети, м³/ч;

R_c – обобщённый коэффициент гидравлического сопротивления трубопроводной сети, рассчитанный по формуле

$$R_c = \left(1 + \lambda_B \cdot \frac{L_B \cdot D_H^4}{D_B \cdot D_B^4} + \lambda_H \cdot \frac{L_H}{D_H} + \sum \xi_B \cdot \frac{D_H^4}{D_B^4} + \sum \xi_H \right) \cdot \frac{6,3 \cdot 10^{-8}}{g \cdot D_H^4} \quad (4.17)$$

$$= \left(1 + 0,0347 \cdot \frac{10 \cdot 0,138^4}{0,177 \cdot 0,177^4} + 0,0377 \cdot \frac{600}{0,138} + 6,5 \cdot \frac{0,138^4}{0,177^4} + 17,9 \right) \cdot \frac{6,3 \cdot 10^{-8}}{9,8 \cdot 0,138^4} =$$

$$= 0,003295 \text{ ч}^2 / \text{м}^5.$$

Таблица с координатами графиков рабочих характеристик насоса ЦНС 105-98 $H - Q$, $\eta - Q$, $\Delta h_d - Q$, $H_{вд} - Q$ и напорной характеристики внешней сети водоотливной установки $H_c - Q_i$ показаны в таблице 4.4.

Таблица 4.4 - Рабочие характеристики водоотливной установки

Q , м ³ /ч	0	25	50	75	105	125
H_c , м	67,5	69,59	75,73	86,03	103,82	118,98
H , м	118	118	116	112	98	92
η , %	0	0,25	0,46	0,57	0,66	0,64
Δh_d , м	-	-	-	3,5	4,5	6,4
$H_{вд}$, м	-	-	-	6,2	5,2	3,3

Графический анализ рабочего режима водоотливной установки показан на рисунке 4.5. Ожидаемые рабочие параметры водоотливной установки определяем по точке пересечения паспортной напорной характеристики насоса ЦНС 105-98 $H-Q$ с гидравлической характеристикой трубопроводной сети H_c-Q .

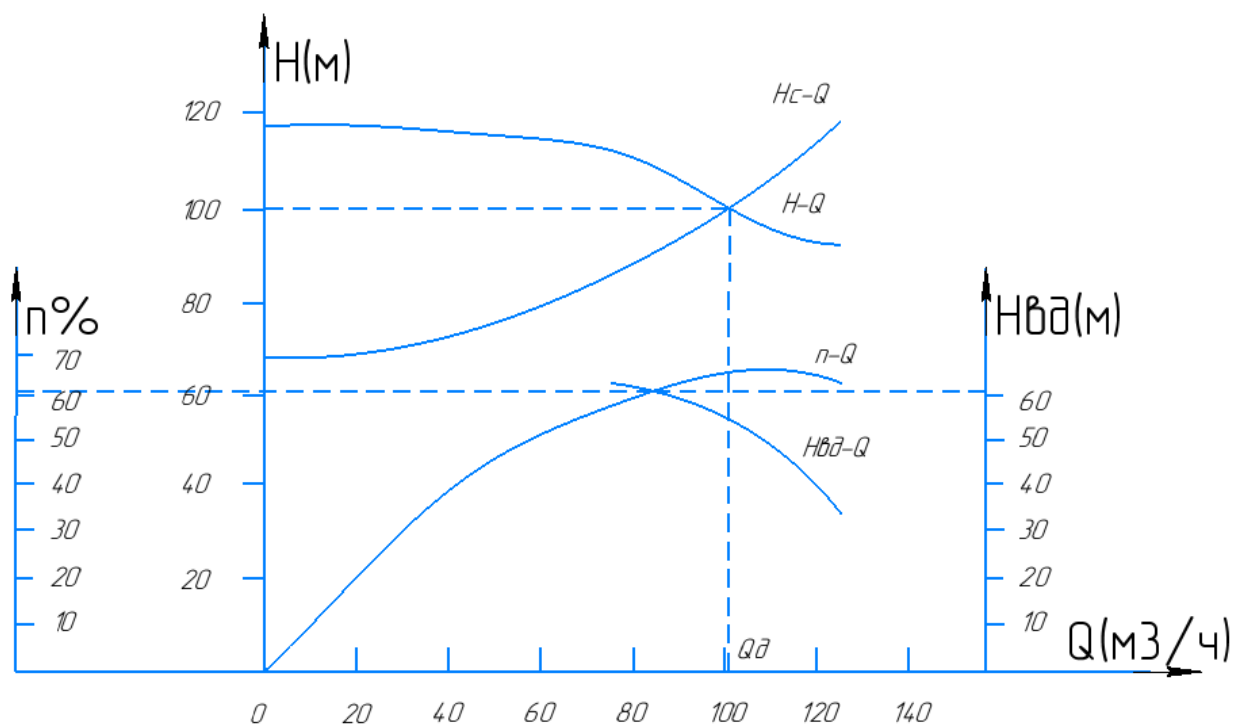


Рисунок 4.5. - Графическое определение рабочего режима водоотливной установки

Ожидаемый режим работы насоса характеризуется следующими параметрами:

- подача $Q_d=101$ м³/ч;
- напор $H_d=101$ м;
- КПД $\eta_d = 0,65$;
- допустимая вакуумметрическая высота всасывания $H_{вд} = 5,3$ м.

Проверка ожидаемого режима работы водоотливной установки:

- на обеспечение требуемого расхода
 $Q_d \geq Q_p \Rightarrow 101 \geq 84$ условие выполнено;

- на устойчивость
 $H_r \leq 0,9 \cdot H_0 \Rightarrow 67,5 \leq 0,9 \cdot 118$ – условие выполнено;

– на экономичность

$\eta_d \geq 0,9 \cdot \eta_{\max} \Rightarrow 0,65 \geq 0,9 \cdot 0,66$ – условие выполнено;

– на отсутствие кавитации

$$H_B + \left(\lambda_B \cdot \frac{L_B}{D_B} + \sum \xi_{\Sigma B} \right) \cdot \frac{v_{Bo}^2}{2 \cdot g} \leq H_{вдд}, \quad (4.18)$$

где v_{Bo} – ожидаемая скорость движения воды во всасывающем трубопроводе:

$$v_{Bo} = \frac{4 \cdot Q_d}{3600 \cdot \pi \cdot D_B^2} = \frac{4 \cdot 101}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,177^2} = 1,140 \frac{\text{м}}{\text{с}}, \quad (4.19)$$

$$3,5 + \left(0,0347 \cdot \frac{10}{0,177} + 6,50 \right) \cdot \frac{1,140^2}{2 \cdot 9,8} \leq 5,3,$$

$4,1 \leq 5,3$ – условие выполнено.

Датчик отключения насосов устанавливается на 4,5 м ниже их оси ($H_B = 4,5$ м).

4.5. Выбор электродвигателей, определение годовых и удельных затрат электроэнергии на водоотлив

Расчётная мощность электропривода насоса:

$$N_p = k_p \cdot \rho \cdot g \cdot \frac{H_d \cdot Q_d}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_d} = 1,1 \cdot 1030 \cdot 9,8 \cdot \frac{101 \cdot 101}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,65} = 48,4 \text{ кВт}, \quad (4.20)$$

где $k_p = 1,1 \div 1,25$ – коэффициент резерва мощности, учитывающий не выявленные расчётом факторы.

В качестве привода насосов принимаем электродвигатель марки АИР225 М2 со следующими техническими характеристиками:

- номинальная мощность $N = 55$ кВт;
- синхронная частота вращения $n = 3000$ об/мин;
- КПД двигателя $\eta_{дв} = 92,5$ %;

Продолжительность откачивания суточных водопритоков:

$$t_H = \frac{Q_H \cdot 24}{Q_d \cdot z_H} = \frac{70 \cdot 24}{101 \cdot 1} = 16,6 \text{ ч}; \quad (4.21)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		63

$$t_{\max} = \frac{Q_{\max} \cdot 24}{Q_{\text{д}} \cdot z_{\max}} = \frac{90 \cdot 24}{101 \cdot 2} = 10,7 \text{ ч}, \quad (4.22)$$

где $z_{\text{н}} = 1$ – количество насосов, откачивающих нормальные водопритоки;

$z_{\max} = 2$ – количество насосов, откачивающих максимальные водопритоки;

$t_{\text{н}}$ – продолжительность откачивания нормальных суточных водопритоков;

t_{\max} – продолжительность откачивания максимальных суточных водопритоков.

Потребление электроэнергии насосным оборудованием водоотливной установки

$$E_{\Gamma} = 1,05 \cdot 10^{-3} \cdot \rho \cdot g \cdot \frac{24 \cdot H_{\text{д}}}{3600 \cdot \eta_{\text{дв}} \cdot \eta_{\text{эс}} \cdot \eta_{\text{д}}} \cdot [(365 - N_{\text{м}}) \cdot Q_{\text{н}} + N_{\text{м}} \cdot Q_{\max}] = \quad (4.23)$$

$$= 1,05 \cdot 10^{-3} \cdot 1030 \cdot 9,8 \cdot \frac{24 \cdot 101}{3600 \cdot 0,925 \cdot 0,95 \cdot 0,65} \cdot [(365 - 60) \cdot 70 + 60 \cdot 90] = 333980 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где 1,05 – нормативный коэффициент, учитывающий дополнительный расход электроэнергии вспомогательным оборудованием;

$\eta_{\text{эс}} = 0,95$ – КПД электрической сети;

$N_{\text{м}} = 60$ сут – количество дней в году с максимальным водопритоком.

Удельный расход электроэнергии, отнесенный к единице объема откачиваемой воды

$$e = \frac{E_{\Gamma}}{((365 - N_{\text{м}}) \cdot Q_{\text{н}} + N_{\text{м}} \cdot Q_{\max}) \cdot 24} = \frac{333980}{((365 - 60) \cdot 70 + 60 \cdot 90) \cdot 24} = 0,52 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3. \quad (4.24)$$

5. Технология ремонта

Компания ООО «Сибуголь» добывает и реализует бурый уголь Канско-Ачинского угольного бассейна Большесырского месторождения Балахтинского района Красноярского края (разрез «Балахтинский»).

По исходным данным (годовая производительность карьера, коэффициент вскрытия, и коэффициент крепости пород по шкале Протодяконова) рассчитывается необходимое количество выемочно-погрузочного, бурового оборудования, а также количество бульдозеров. Определяются количество и виды ремонтных работ. На основании нормативной среднегодовой трудоемкости ремонтных работ и посчитанного оборудования определяется численность ремонтного персонала и количество станочного оборудования. Также выполняется проектирование ремонтной базы, описывается сущность управления механической службой, и охрана труда и техника безопасности, при проведении ремонтных работ.

5.1 Исходные данные

Исходные данные для расчета ремонтных работ приведем в таблице 5.1.

Таблица 5.1 - Исходные данные

Наименование показателя	Значение
Годовая производительность карьера по полезному ископаемому: $A_{Г.П.И}$, млн. т.	5
Коэффициент вскрытия: K_B , м ³ /м ³ .	0,66
Коэффициент крепости f пород по шкале профессора М.М. Протодяконова.	4
Климатический район.	Северный
Характеристика производства	С непрерывным технологическим процессом
Горно-транспортный комплекс	Экскаваторно-транспортно-отвальный

Вычисляем годовую производительность карьера по вскрыше и горной массе:

$$A_{Г.ВП} = A_{Г.П.И} \cdot K_B = 5000000 \cdot 0,66 = 3300000 \text{ т} \quad (5.1)$$

$$A_{ГМ} = A_{Г.П.И} \cdot (1 + K_B) = 5000000 \cdot (1 + 0,66) = 8300000 \text{ т} \quad (5.2)$$

где $A_{Г.ВП}$ - годовая производительность карьера по вскрыше, млн. т;

$A_{Г.ПИ}$ - годовая производительность карьера по полезному ископаемому (таблица 5.1), млн. т;

K_B - коэффициент вскрытия, м³/м³;

$A_{ГМ}$ - годовая производительность карьера по горной массе, млн. т.

Т.к. годовая производительность карьера 8300000 т горной массы, а климатический район северный, то принимаем непрерывную рабочую неделю 7 суток, 365 рабочих дней в году в 2 смены по 12 часов.

5.2 Выбор и расчет необходимого количества оборудования

Для вскрытия карьерного поля и добычи полезного ископаемого принимаем:

- тип бурового станка БТС-150;
- тип дизельного экскаватора KOMATSU PC-750;
- для отвалообразования принимаем бульдозер Komatsu D65EX-16.

Буровой станок подходит по конструктивным особенностям, технические характеристики станка позволят разрабатывать необходимую крепость вскрываемых пород, также техническая производительность удовлетворяет потребностям предприятия. Поскольку производительность карьера достаточно небольшая, нам подходит экскаватор небольшой грузоподъемности. Марка экскаватора и бульдозер одной марки выгоднее использовать, так как данная марка обслуживается у одного производителя данного оборудования. Данное оборудование хорошо показало себя в эксплуатационной способности в условиях крайнего севера на предприятиях-аналогах Красноярского края, по сравнению с российскими аналогами. Также данное оборудование недорогое и для обслуживания требуется немного человек.

1. Расчет выемочно-погрузочного оборудования

Теоретическая производительность экскаватора

$$Q_{ТЕОР} = 3600 \cdot E \cdot \frac{1}{T_{Ц}} = 3600 \cdot 4,7 \cdot \frac{1}{114} = 148, \text{ м}^3/\text{час} \quad (5.3)$$

Техническая производительность:

$$Q_{ТЕХ} = Q_{ТЕОР} \cdot \frac{K_H}{K_P} \cdot \frac{t_P}{t_P + t_{П}} = 148 \cdot \frac{0,9}{1,2} \cdot 0,85 = 72, \text{ м}^3/\text{час} \quad (5.4)$$

Эксплуатационная производительность

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{ТЕХ}} \cdot T_{\text{СМ}} \cdot K_{\text{И}} = 72 \cdot 12 \cdot 0,85 = 734 \text{ м}^3/\text{смену} \quad (5.5)$$

Годовая эксплуатационная производительность

$$Q_{\text{э.Г}} = Q_{\text{э}} (N - n_{\text{р}}) \cdot n = 734 (365 - 50) \cdot 2 = 462420, \text{ м}^3/\text{год} \quad (5.6)$$

где E - вместимость ковша, м^3 ;

$T_{\text{ц}}$ - продолжительность цикла, с;

$K_{\text{И}} = 0,8 \dots 1,1$ - коэффициент наполнения ковша;

$K_{\text{р}} = 1,1 \dots 1,5$ - коэффициент разрыхления породы в ковше;

$t_{\text{р}}$ - длительность непрерывной работы экскаватора с одного места установки,

с;

$t_{\text{п}}$ - длительность одной передвижки, с; для практических расчетов можно

применить $\frac{t_{\text{р}}}{t_{\text{р}} + t_{\text{п}}} = 0,8 \dots 0,85$;

$T_{\text{СМ}}$ - продолжительность смены, ч;

$K_{\text{И}}$ - коэффициент использования экскаватора во времени $K_{\text{И}} = 0,8 \dots 0,9$ - для экскаватора, работающего с погрузкой в автосамосвалы;

N - число рабочих дней в году;

$n_{\text{р}}$ - число ремонтных дней в году (для экскаваторов с вместимостью ковша до 10 м^3 $n_{\text{р}} = 45 \dots 50$);

n - число смен в сутки.

Необходимое количество экскаваторов:

$$N_{\text{э.вп}} = \frac{A_{\text{Г.вп}}}{Q_{\text{э.Г}}} \cdot K_{\text{р}} = \frac{3300000}{462420} \cdot 1,2 = 8,6, \text{ ед.} \quad (5.7)$$

где $K_{\text{р}} = 1,2 \dots 1,3$ - коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

Принимаем окончательно 9 ед. экскаваторов.

2. Расчет бурового оборудования

Определяем необходимое осевое усилие:

$$P_{\text{ос}} = 10^{-2} \cdot (6 \dots 8) \cdot f \cdot d_{\text{о}} = 0,01 \cdot 7 \cdot 4 \cdot 150 = 42, \text{ кН} \quad (5.8)$$

Техническая скорость бурения:

$$V_{\text{БТ}} = \frac{3 \cdot P_{\text{ос}} \cdot \omega \cdot K_{\text{фш}}}{10^4 \cdot f \cdot d_{\text{о}}^2} = \frac{3 \cdot 42 \cdot 2 \cdot 2,5}{10^4 \cdot 4 \cdot 0,15^2} = 0,70, \text{ м/мин} \quad (5.9)$$

где ω - частота вращения долота, с^{-1} ;

										Лист
										67
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ					

$K_{\PhiШ}$ - коэффициент формы зубьев шарошечного долота (для типа МЗ – $K_{\PhiШ} = 2,5$).

Сменная производительность бурового станка:

$$Q_{\mathcal{O}} = \frac{T_{cm} - (T_{n.z.} + T_p.)}{t_o + t_g} = \frac{720 - 60}{1,4 + 1,5} = 227 \text{ м} \quad (5.10)$$

где $(T_{n.z.} + T_p.) = 30..60$, мин - продолжительность подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов;

$t_g = 0,83..1,5$, мин для шарошечного бурения;

t_o - основное время, затрачиваемое на бурение 1м скважины, мин.

$$t_o = \frac{1}{V_{BT}} = \frac{1}{0,70} = 1,4 \text{ мин} \quad (5.11)$$

Годовая производительность бурового станка:

$$Q_{\mathcal{O}.Г} = Q_{\mathcal{O}} \cdot (N - n_p) \cdot n = 227 \cdot (365 - 60) \cdot 2 = 138470, \text{ м} \quad (5.12)$$

Находим инвентарный парк буровых станков:

$$N_{б.с.} = \frac{1,15 \cdot A_{Г.ПШ}}{\gamma_{ПШ} \cdot \phi \cdot Q_{\mathcal{O}.Г}} \cdot K_P = \frac{1,15 \cdot 8300000}{1,9 \cdot 65 \cdot 138470} \cdot 1,2 = 1, \text{ ед.} \quad (5.13)$$

$$N_{б.с.} = \frac{1,15 \cdot A_{Г.ВП}}{\gamma_{ВП} \cdot \phi \cdot Q_{\mathcal{O}.Г}} \cdot K_P = \frac{1,15 \cdot 3300000}{0,66 \cdot 65 \cdot 138470} \cdot 1,3 = 1, \text{ ед.} \quad (5.14)$$

где $\phi = 65$ - выход горной массы с одного метра скважины.

3. Расчет бульдозеров

Определяем высоту отвала по стандартам ВНИИ:

$$H = K_{\delta} \cdot \sqrt[3]{0,1 \cdot T_{HT}} - 5 \cdot 10^{-4} \cdot T_{HT} = 0,45 \cdot \sqrt[3]{0,1 \cdot 400} - 0,0005 \cdot 400 = 1,33, \text{ м} \quad (5.15)$$

где $K_{\delta} = 0,45$ – для поворотных отвалов;

T_{HT} – номинальное тяговое усилие.

Суммарное сопротивление на ноже бульдозера, кН:

$$\begin{aligned} W = & 10^3 \cdot K_F \cdot L \cdot t + g \cdot V_B \cdot \gamma \cdot \mu_2 + g \cdot V_B \cdot \gamma \cdot \mu_1 \cdot \cos^2 \delta_0 + \\ & + g \cdot m_{Б.М} \cdot (f_K \cdot \cos \alpha \pm \sin \alpha) + g \cdot K_0 \cdot m_{Б.О} \cdot \mu_1 = 10^3 \cdot 0,055 \cdot 4,82 \cdot 0,3 + \\ & + 9,81 \cdot 5,32 \cdot 0,66 \cdot 0,6 + 9,81 \cdot 5,32 \cdot 0,66 \cdot 1 \cdot \cos^2 55 + \\ & + 9,81 \cdot 51,15 \cdot (0,1 \cdot \cos 15 \pm \sin 15) + 9,81 \cdot 0,7 \cdot 8,75 \cdot 1 = 172,9 \text{ кН} \end{aligned} \quad (5.16)$$

где $K_F = 0,055$ - коэффициент сопротивления копания, МПа;

L и t - соответственно длина отвала и средняя толщина стружки, м;

γ - плотность породы, т/м³;

μ_1 и μ_2 - коэффициенты трения породы о сталь и породы о породу;

										Лист
										68
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ					

$m_{Б.М}$ и $m_{Б.О}$ - массы соответственно базовой машины и бульдозерного оборудования, т;

$f = 0,06...0,1$ - коэффициент сопротивления перекачиванию;

α и δ_0 - углы соответственно подъема (уклона) поверхности и резания ножа бульдозера, град.;

$K_0 = 0,5...0,8$ - коэффициент, учитывающий долю веса бульдозерного оборудования, участвующего в трении о породу;

V_B - объем призмы волочения:

$$V_B = 0,5 \cdot K_{II} \cdot L \cdot H^2 = 0,5 \cdot 1,25 \cdot 4,82 \cdot 1,33^2 = 5,32, \text{ м}^3 \quad (5.17)$$

где $K_{II} = 1,25$ - коэффициент призмы волочения, зависимость отношение высоты отвала $H = 1,41$ м. к его длине $L = 4,82$ м и вида породы.

Сменная эксплуатационная производительность:

$$Q_{э.см.} = \frac{3600 \cdot V_B \cdot K_B \cdot T_{CM} \cdot K_{УКЛ} \cdot \alpha_{II}}{T_{ц}} = \frac{3600 \cdot 5,32 \cdot 0,9 \cdot 12 \cdot 0,9 \cdot 0,5}{104,1} = 894,12, \quad \text{м}^3$$

(5.18)

где $K_B = 0,85...0,9$ - коэффициент использования бульдозера по времени;

$K_{УКЛ}$ - коэффициент, учитывающий уклон пути ($1...0,4$ - при подъеме $0...15\%$);

α_{II} - коэффициент, учитывающий просыпи породы из отвала в процессе её перемещения на пути l_{II} .

$$\alpha_{II} = (1 - \beta \cdot l_{II}) = (1 - 0,01 \cdot 50) = 0,5 \quad (5.19)$$

$$\beta = 0,008...0,04, \text{ м}^{-1}.$$

$T_{ц}$ - продолжительность цикла, с:

$$T_{ц} = \frac{l_P}{v_P} + \frac{l_{II}}{v_{II}} + \frac{l_P + l_{II}}{v_O} + t_C + t_O + 2t_{пов} = \frac{8}{0,5} + \frac{50}{1} + \frac{8+50}{5} + 5 + 1,5 + 2 \cdot 10 = 104,1 \quad (5.20)$$

где l_P и l_{II} - длина пути соответственно при резании ($6...10$ м) и перемещение породы бульдозером, м;

v_P , v_{II} , v_O - скорости трактора соответственно при резании ($v_P = 0,4...0,5$), перемещение породы ($v_{II} = 0,9...1,1$), обратном ходе ($v_O = 1,1...5$), м/с;

t_C , t_O , $t_{пов}$ - время соответственно на переключение передачи (около 5с), опускания отвала ($1,5...2,5$), поворот трактора (10с).

Принимаем бульдозер Komatsu D65EX-16.

Годовая производительность бульдозера:

$$Q_{э.г} = Q_{э.см.} \cdot (N - n_p) \cdot n = 894,12 \cdot (365 - 45) \cdot 2 = 572236,80, \text{ м}^3 \quad (5.21)$$

Необходимое количество бульдозеров:

										Лист
										69
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ					

$$N_{э.м} = \frac{K_P \cdot A_{ГП.Б}}{Q_{э.з.} \cdot \gamma} \quad (5.22)$$

где K_P – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте, $K_P = 1,2 \dots 1,3$;

$A_{ГП.Б}$ – годовой объем бульдозерных работ, м³:

$$A_{ГП.Б} = (0,3 \dots 0,4) \cdot A_{Г} \quad (5.23)$$

$$N_{э.м} = \frac{K_P \cdot A_{ГП.Б}}{Q_{э.з.} \cdot \gamma_{III}} = \frac{1,2 \cdot 3320000}{572236,80 \cdot 1,9} = 4, \text{ ед.}$$

$$A_{ГП.Б} = (0,3 \dots 0,4) \cdot A_{Г,III} = 0,4 \cdot 8300000 = 3320000, \text{ м}^3.$$

$$N_{э.м} = \frac{K_P \cdot A_{ГП.Б}}{Q_{э.з.} \cdot \gamma_{ВП}} = \frac{1,2 \cdot 990000}{572236,80 \cdot 0,66} = 4, \text{ ед.}$$

$$A_{ГП.Б} = (0,3 \dots 0,4) \cdot A_{Г,ВП} = 0,3 \cdot 3300000 = 990000, \text{ м}^3.$$

Ремонтные нормативы основного технологического оборудования сведем в таблицу 5.2.

Таблица 5.2 - Ремонтные нормативы основного технологического оборудования

Оборудование	Кол-во, ед.	Масса, т.	Ремонт				Трудоемкость, чел·часов	
			Вид	Периодичность, ч	Продолжительность, ч	Число в цикле	Одного ремонта	Средне-годовая
БТС-150	2	23	ТО	50	4	192	8	768
			T ₁	250	16	36	75	1350
			T ₂	1000	96	11	480	2640
			К	7500	530	1	2000	1000
KOMATSU PC-750	9	73,1	ТО	530	36	56	105,6	844,8
			T ₁	1590	96	26	462	1694
			T ₂	22260	432	1	1078	660
			К	27825	720	1	7150	1191,3
Komatsu D65EX-16	8	19,5	ТО	125	10	60	20	960
			T ₁	625	60	7,5	120	720
			T ₂	1250	90	6,25	240	1200
			К	9375	475	1,25	1750	1750

Для нашего оборудования работающего в условиях Севера, нормативы периодичности капитальных ремонтов принимаем с понижающим коэффициентом – 1,6.

В результате расчетов получилось 9 экскаваторов марки KOMATSU PC-750, 2 буровых станка марки БТС-150 (по одному на полезное ископаемое и

вскрышные породы) и 8 бульдозеров марки Komatsu D65EX-16 (по четыре на полезное ископаемое и вскрышные породы).

5.3 Определение количества и видов ремонтных работ

Определяем количество и виды, технических обслуживаний и ремонтов для станка БТС-150.

Определяем количество капитальных ремонтов:

$$N_K = \frac{H_G + H_K}{K} = \frac{3585,76}{7500} = 0,48 \Rightarrow 0 \quad (5.24)$$

где H_G - планируемая выработка на год, ч:

$$H_G = T_G \cdot K_H^n - T_P = 8760 \cdot 0,8 - 3422,24 = 3585,76 \quad (5.25)$$

где $K_H^n = 0,8...0,9$ - планируемый коэффициент использования машины в смену;

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

$H_K = 0$ - выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч.

$$T_P = \frac{T_{T0} \cdot N_{T0}^u + T_{T1} \cdot N_{T1}^u + T_{T2} \cdot N_{T2}^u + T_K \cdot N_K^u}{K} = \quad (5.26)$$

$$= \frac{8760(4 \cdot 192 + 16 \cdot 36 + 96 \cdot 11 + 530 \cdot 1)}{7500} = 3422,24$$

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

T_G - номинальный фонд времени работы оборудования в год, ч;

$N_{T0}^u, N_{T1}^u, N_{T2}^u, N_K^u$ - число в цикле, соответственно, технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов, ед.

Определяем количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = \frac{H_G}{T_2} - N_K = \frac{3585,76}{1000} - 0 = 3,59 \Rightarrow 4 \quad (5.27)$$

Определяем количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_G}{T_1} - N_K - N_{T2} = \frac{3585,76}{250} - 0 - 4 = 10,3 \Rightarrow 10 \quad (5.28)$$

Определяем количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T0} = \frac{H_G}{T_{T0}} - N_K - N_{T2} - N_{T1} = \frac{3585,76}{50} - 0 - 4 - 10 = 57,7 \Rightarrow 57 \quad (5.29)$$

Определяем количество и виды, технических обслуживаний и ремонтов для экскаватора KOMATSU PC-750. Определяем количество капитальных ремонтов:

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
						71
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 5.3 - Количество и виды ремонтных работ оборудования

Оборудование	H_{Γ}	T_P	N_{TO}	N_{T1}	N_{T2}	N_K
БТС-150	4462	3422	72	13	4	0
КОМАТСУ РС-750	6101	1783	8	3	0	0
Бульдозер Komatsu D65EX-16	5822	2062	37	5	4	0

В результате расчетов были получены количества капитальных ремонтов, а также первых и вторых ремонтов для каждого оборудования отдельно (буровой станок БТС-150, экскаватор КОМАТСУ РС-750, бульдозер Komatsu D65EX-16). Величины каждого из видов ремонта, а также общее время, затрачиваемое на ремонт указаны в таблице 5.3.

В соответствии с рассчитанным количеством и видами технических обслуживаний и ремонтов составили графики ППР: годовой – приложение 1 и месячный – приложение 2.

5.4 Расчет численности ремонтного персонала

Годовая суммарные трудозатраты, чел.-часов:

$$T_H = \sum_1^n \left[(t_{TO}^1 + t_{T1}^1 + t_{T2}^1 + t_K^1) \cdot N^1 + (t_{TO}^2 + t_{T1}^2 + t_{T2}^2 + t_K^2) \cdot N^2 + (t_{TO}^3 + t_{T1}^3 + t_{T2}^3 + t_K^3) \cdot N^3 \right] = \left[(768 + 1350 + 2640 + 1000) \cdot 2 + (844,8 + 1694 + 660 + 1191,3) \cdot 9 + (960 + 720 + 1200 + 1750) \cdot 8 \right] = 88066 \quad (5.30)$$

где $t_{TO}^i, t_{T1}^i, t_{T2}^i, t_K^i$ - нормативная среднегодовая трудоемкость соответственно технических осмотров, первых, вторых текущих и капитальных ремонтов i -го оборудования, чел.-час.;

N^i - число единиц отдельных видов оборудования, принятых к эксплуатации.

Плановая численность производственных рабочих:

$$M = \frac{\alpha \cdot T_H}{D_P \cdot K_{П.В.}} = \frac{1,4 \cdot 88066}{2881 \cdot 1,15} = 38, \text{ чел} \quad (5.31)$$

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

$K_{П.В.} = 1,1 \dots 1,15$ - коэффициент выполнения норм выработки рабочими;

D_P - номинальный годовой фонд времени одного рабочего, ч.

$$D_P = 245 \cdot T_{CM} \cdot k_{II} = 245 \cdot 12 \cdot 0,98 = 2881, \text{ ч} \quad (5.32)$$

где T_{CM} - продолжительность одной смены, ч;

$k_{II} = 0,95 \dots 0,98$ - коэффициент, учитывающий потери времени рабочего по уважительным причинам.

						Лист
						73
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Численность вспомогательных и подсобных рабочих:

$$M_B = M(0,1...0,12) = 38 \cdot 0,1 = 3,8 \Rightarrow 4, \text{ чел} \quad (5.34)$$

Численность инженерно-технических работников:

$$M_{II} = (M + M_B) \cdot (0,07...0,09) = (38 + 4) \cdot 0,08 = 4 \text{ чел.} \quad (5.35)$$

Численность счетно-нормировочного состава:

$$M_C = (M + M_B + M_{II}) \cdot (0,04...0,05) = (38 + 4 + 4) \cdot 0,04 = 2, \text{ чел.} \quad (5.36)$$

Численность младшего обслуживающего персонала:

$$M_M = (M + M_B + M_{II} + M_C) \cdot (0,02...0,03) = (38 + 4 + 4 + 2) \cdot 0,02 = 1, \text{ чел.} \quad (5.37)$$

Посчитанные величины сведем в таблицу 5.4.

Таблица 5.4 - Численность всего работающего персонала по категориям

Должность	Количество
Слесари и электрослесари	9
Токари-станочники	7
Кузнецы, прессовщики, бурозаправщики	5
Электрогазосварщики	5
Вспомогательных и подсобных рабочих	4
Инженерно-технических работников	4
Счетно-нормировочного состава	2
Младшего обслуживающего персонала	1
Прочие (разметчики, контроллеры и т.д.)	1
Итого	38

В результате расчетов было получено общее количество ремонтного персонала, а также в таблице 5.4 расписано это количество по должностям.

5.5 Расчет станочного оборудования

Определяем количество станков:

$$N_{CT} = \frac{\delta \cdot \alpha \cdot T_H}{m \cdot D \cdot k_H} = \frac{0,3 \cdot 1,4 \cdot 88066}{2 \cdot 2040 \cdot 0,6} = 17, \text{ ед.} \quad (5.38)$$

где $\delta = 0,3...0,35$ - коэффициент станочных работ;

m - число смен работы станков в сутки;

$D = 2040$ - годовой фонд рабочего времени одного станка, час;

$k_H = 0,6...0,65$ - коэффициент использования станков в течении смены.

Распределение станков по их типам представлены в таблицах 5.5 и 5.6.

Таблица 5.5 - Типы станков и их количество

Типы станков	Количество станков
Токарно-винторезные	7
Сверлильные	2
Фрезерные	2
Строгальные	2
Зуборезные	1
Заточные	1
Электрогазосварочные посты	1
Прочие	1

Таблица 5.6. – Характеристики станков и их количество

№ пп	Тип станка	Марка станка	Количество	Габаритные размеры, мм	Масса, кг
1	Токарно-винторезные	1Д63А	7	5110x1690x1275	4000
2	Сверлильные	2А135	2	1240x810x2500	1300
3	Фрезерные	6Н13	2	2570x2252x2430	4300
4	Строгальные	7231А	2	2450x1230x1500	850
5	Зуборезные	5А12	1	1170x1120x1750	1650
6	Заточные	5822	1	2510x2025x1480	2850
7	Электрогазосварочный пост	ТДМ-401	1	555x585x848	160

В результате расчетов было получено общее количество станков, необходимое для ремонта оборудования, а также в таблицах 5.5 и 5.6 было расписано количество станков по их типам, и по маркам, с их характеристиками, такие как габаритные размеры станка и его масса.

5.6 Проектирование ремонтной базы

Рассчитываем производственные площади по площади пола, занятой оборудованием, м²:

$$F_1 = \sum N_{cmi} \cdot f_0 = 6 \cdot 20 + 2 \cdot 10 + 2 \cdot 10 + 2 \cdot 10 + 1 \cdot 12 + 1 \cdot 10 + 1 \cdot 20 + 1 \cdot 15 = 237 \text{ м}^2 \quad (5.39)$$

где N_{cmi} – количество станков определенной группы;

									Лист
									75
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ				

f_o - удельная площадь, приходящаяся на единицу оборудования, м^2 .

Общая площадь ремонтной базы:

$$F_{\text{Общ}} = F + F_B + F_A + F_{\text{Б}} = 237 + 47,40 + 14,22 + 35,55 = 334,17, \text{ м}^2 \quad (5.40)$$

где F_B - площадь вспомогательных помещений:

$$F_B = (0,2 \dots 0,25) F = 0,2 \cdot 237 = 47,40, \text{ м}^2 \quad (5.41)$$

где F_A - площадь административных помещений:

$$F_A = 0,06 \cdot F = 0,06 \cdot 237 = 14,22, \text{ м}^2 \quad (5.42)$$

где $F_{\text{Б}}$ - площадь бытовых помещений:

$$F_{\text{Б}} = 0,15 \cdot F = 0,15 \cdot 237 = 35,55, \text{ м}^2 \quad (5.43)$$

При проектировании плана ремонтной базы учитываются унифицированные размеры пролетов зданий ремонтной базы. Унифицированные здания предусматривают блочное размещение цехов и отделений предприятия, как правило, в одном многопролетном здании. Такое размещение цехов и отделений значительно снижает стоимость строительства и эксплуатации 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 является минимальным. Принимается одноэтажное здание ремонтной базы с мостовыми кранами со стандартным шагом колонн 6 м. Схема производственного потока ремонта принимается криволинейную – без встречных и перекрестных грузопотоков. Данная схема представлена на рисунке 5.1.



Рисунок 5.1 - Технологическая схема ремонтной базы предприятия с криволинейной зоной движения грузопотоков

Определяем высоту подкрановых путей:

$$H_1 = k + e + f + c = 2 + 3 + 1,5 + 1,5 = 8, \text{ м} \quad (5.44)$$

где $k \geq 2$ - расстояние от пола до нижней части груза при его транспортировке, м;

e - максимальная высота перемещаемого груза, м;

$f \geq 1,5$ - расстояние между грузом и центром крюка крана, м;

$c = 1,5$ - расстояние от центра крюка в верхнем крайнем положении до рельсовых путей, по которым перемещается грузовая тележка, м.

Принимается стандартное значение $H_1 = 8,15$ м.

Определяем высоту пролета:

$$H = H_1 + h = 8 + 2,8 = 10,8, \text{ м} \quad (5.45)$$

где $h \geq 2$ - расстояние от рельсовых путей до нижней части фермы, м.

Принимается стандартное значение $H = 10,8$ м.

Определяем строительную высоту:

$$H_c = H + a = 10,8 + 2 = 12,8, \text{ м.} \quad (5.46)$$

где $a = 2$ - высота фермы, м.

Принимается стандартный шаг колонн – 6 м.

Определяем длину пролета:

$$S = t \cdot n = 6 \cdot 8 = 48, \text{ м.}$$

В результате расчетов была посчитана общая площадь ремонтной базы, а также выбрана схема производственного потока ремонта – криволинейная, без встречных и перекрестных грузопотоков. Также были посчитаны характеристики этой базы – высота подкрановых путей, высота пролета, строительная высота и длина пролета.

5.7 Управление механической службой

Управление механической службой осуществляет главный механик, который отвечает за безопасность работ, своевременное техническое обслуживание и ремонт всего технического оборудования на предприятии.

Структура управления ремонтными службами разрезов и карьеров зависит от территориальной разбросанности, состава и количества технологического и ремонтного оборудования. Обычно на каждом карьере, как говорилось выше, механическую службу возглавляет главный механик с подчинёнными ему главным энергетиком, инженером по оборудованию, старшими механиками (рисунок 5.2).

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

технического состояния машины, что приводит к изменению ее эксплуатационных свойств. Так, например, при износе деталей двигателя значительно уменьшается его мощность, повышается расход топлива и смазочных материалов, что приводит к увеличению себестоимости добычи. Разрушение деталей самоходного оборудования происходит при их взаимодействии с твердыми, жидкими и газообразными телами. При этом возникают виды разрушений, представленные в таблице 5.7.

Таблица 5.7 – Виды разрушения деталей горных машин

Виды разрушения	Характер повреждения	Наименование разрушаемых деталей
Абразивное изнашивание	Интенсивное изменение геометрических форм и размеров, появление рисок, задигов	Ркжущие кромки рабочих органов, зубчатые передачи, оси, валы
Гидроабразивное изнашивание	Интенсивное изменение геометрических форм и размеров, появление рисок, задигов	Щелевые втулки уплотнений, золотники распределительных устройств
Усталостное изнашивание	Появление на поверхностях микро- и макроскопических трещин, углублений, впадин	Беговые дорожки подшипников качения, зубья зубчатых колес
Изнашивание при заедании	Адгезионное схватывание частиц металла и вырывание их из поверхности	Гильзы, кольца, поршни, подшипники скольжения, зубья зубчатых колес
Окислительное изнашивание	Образование и развитие микротрещин в защитной пленке и ее разрушение	Шеки коленчатых валов, поршни, цилиндры
Хрупкий излом	Разрушение детали без значительных макропластических деформаций	Болты, пальцы, зубья зубчатых колес,
Вязкий излом	Разрушение детали со значительными макропластическими деформациями	Напряженные болты, передняя и задняя полурамы, Рукоять ковша
Усталостный излом	Разрушение детали или появление трещины	Болты, оси, валы и другие детали, находящиеся под действием повторяющихся нагрузок
Остаточная деформация	Изгиб, удлинение	подшипники скольжения
Контактные усталостные повреждения	Появление на рабочих поверхностях осповидных раковин, ухудшение качества поверхности	Подшипники качения, зубчатые колеса, клапаны насосов
Жидкостная эрозия	Появление полос, пятен, паковин, вымоин, пустот	Рабочие поверхности цилиндров, клапанов, гильз, золотников блоков управления
Атмосферная коррозия	Образование окисной пленки и очагов точечной коррозии	Поевхности кузовов, кабин, не имеющих стойких покрытий
Коррозионная усталость	Появление макрокопического питтинга, макротрещины, излом	Зубчатые передачи, рабочее оборудование

Анализируя выше сказанное можно сделать вывод что преобладающим видом изнашивания является абразивное. На скорость абразивного изнашивания

деталей оказывают влияние твердость, прочность, размеры и форма абразивного тела, механические свойства поверхностей деталей, соотношение твердости абразивных частиц и металла, скорость относительного перемещения и величина удельных давлений на поверхностях трения, что необходимо учитывать при изготовлении и восстановлении деталей самоходного оборудования.

5.9 Восстановление зубьев ковша экскаватора

Многие машины подвергаются большой нагрузке и высокому уровню износа. На всевозможных строительных и горнодобывающих площадках абразивному износу материалов подвергаются большое количество деталей машин, зачастую работающих без перерыва. Работоспособность без специальной защиты от износа таких машин и их частей может гарантироваться только на короткий срок. Отсутствие защиты от износа может привести к значительному снижению часов работы, высоким эксплуатационным расходам и даже к отказу машины. По сравнению с масштабом капитальных расходов, затраты на подходящие противоизносные решения в большинстве случаев весьма скромны. Ясно, что такие решения могут существенно повысить надежность работы и произвести положительный экономический эффект.

Рассмотрим такие решения на примере ковша погрузочно-доставочной машины. Ковш является одним из основных ее элементов. В процессе эксплуатации машины вследствие жестких условий работы ковш подвержен интенсивному износу. Наиболее изнашиваемые его части – зубья, внутренняя поверхность ковша, внутренняя поверхность передней стенки. Восстановление ковша значительно повышает срок его службы. Следует учитывать и то, что ковш может подвергаться восстановлению значительное число раз. Альтернативой восстановлению может служить только его полная замена. Однако стоимость нового ковша значительно (на один – два порядка) превышает стоимость восстановления.

Разработка технологии, оборудования и техникоэкономический анализ современных методов для восстановления корпуса ковша является актуальной задачей.

Под восстановлением деталей понимается такая последовательность операций, в результате которых возобновляется годность деталей до уровня исходной.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
						80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В результате взаимодействия с грунтом зубья изнашиваются, уменьшаясь в размерах и изменяясь по форме. Наибольший износ наблюдается по задней грани зуба и в меньшей степени — по передней грани и в боковых его частях. Пригодность зуба для дальнейшей работы определяется его степенью износа по задней грани, в результате которого уменьшается его длина, а, следовательно, и вылет. Зуб выбраковывают, если его вылет становится меньше подачи на зуб.

Под износом принято понимать постепенное поверхностное разрушение материала взаимодействующих тел, сопровождающееся отделением от них частиц. Если на трущиеся поверхности попадают мелкие частицы высокой твердости или одно из сопряженных тел состоит из таких частиц, то получаемый в результате взаимодействия этих тел износ называется абразивным. В этом случае износ происходит весьма интенсивно. Его физическая сущность заключается в том, что твердый абразив в процессе взаимодействия с трущимися телами оставляет на их поверхности царапины, отделяя таким образом частицы от этих тел.

Участки передней кромки и боковых стенок, находящиеся большую часть времени в контакте с горной массы, обычно наплавляют твердым сплавом. Иногда роль элементов, компенсирующих износ, выполняют сменные зубья.

Армирование ковша зубьями обычно применяют в машинах, предназначенных для тяжелых условий работы с кусковатым, крепким и слеживающимся материалом. В этом случае зубья при движении ковша увеличивают подвижность кусков горной массы внутри штабеля, разрушают уплотненные зоны и облегчают процесс внедрения.

Зубья, во избежание заклинивания кусков груза, рекомендуется устанавливать параллельно центральной оси ковша с шагом, равным 2 – 3-кратной ширине зуба.

Зубья, работающие в контакте с абразивными мелкоотбитыми породами, часто изготавливают из прочных низколегированных сталей, реже — из марганцовистых сталей. Зубья из низколегированных сталей предварительно нагревают приблизительно до 200С. Зубья из марганцовистых сталей сваривают с минимальным тепловложением и без подогрева. Для восстановления размеров детали используют электроды ОК 83.28 или проволоку ОК Tubrodur 15.40. Новые или восстановленные зубья упрочняются наплавкой электродами ОК 84.58 или проволокой ОК Tubrodur 15.52.

«Узор» на изнашиваемых поверхностях (рисунок 5.3) и расстояния между наплавленными валиками оказывают большое влияние на износостойкость. Большинству погрузочно-транспортных машин приходится работать со смесью

						ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			81

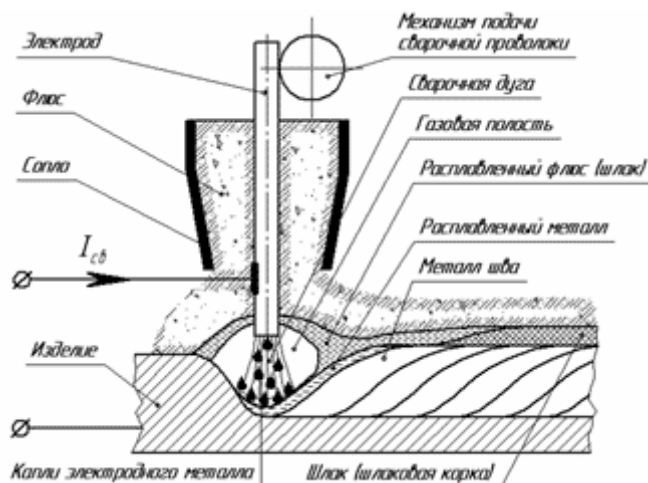


Рисунок 5.5 - Схема наплавки под флюсом

По сравнению с ручной наплавкой и наплавкой в среде защитных газов, наплавка под флюсом характеризуется высокой производительностью, минимальным (0,5-3%) коэффициентом потерь электродного металла. Кроме того, закрытая дуга позволяет избежать применения каких-либо дополнительных средств защиты от ее теплового и светового излучения, брызг и возможных выплесков металла из сварочной ванны.

При наплавке под флюсом (рисунок 5.5) дуга горит между электродом и изделием, к которому подведен ток, и образует на поверхности изделия ванночку расплавленного металла. Наплавляемый участок покрывает толстый слой сыпучего флюса. Дуга частично расплавляет флюс и горит внутри полости с эластичной оболочкой из расплавленного флюса – шлака. Расплавленный шлак надежно изолирует жидкий и перегретый металл от газов воздуха, предупреждает разбрызгивание и способствует сохранению тепла дуги. После затвердевания металла образуется наплавленный валик, покрытый шлаковой коркой и не расплавившимся флюсом.

Керамические флюсы АНК-18, АНК-19 и ЖСН-1, кроме стабилизирующих и шлакообразующих элементов, содержат легирующие добавки – ферросплавы. При наплавке малоуглеродистой проволокой они обеспечивают высокую твердость и износостойкость наплавленного металла.

По таблице 5.8 выбираются режимы наплавки.

Таблица 5.8 - Режимы наплавки

Толщина наплавляемого слоя, мм	Диаметр электрода, мм	Число наплавляемых слоев	Сила тока А
До 1,5	3	4	80-100
До 5	4-5	1-2	130-180
Св. 5	5-6	2 и более	180-240

Наплавку производят сплошными проволочными или ленточными электродами, покрытыми обмазкой, либо в сварочную ванну дополнительно вводят специальные флюсы. Составы обмазок и флюсов содержат в себе легирующие примеси, количество которых регулируется в зависимости от требуемого состава и свойств наплавленного слоя металла.

Детали, подлежащие наплавке, тщательно очищают от грязи, масла, продуктов коррозии и краски. Если технологическим процессом наплавки предусмотрен предварительный подогрев, то экономически целесообразно сочетать с ним очистительный отжиг, обеспечивающий быстрое выгорание масла не только с поверхности детали, но и из пор, раковин и трещин. После отжига оксиды, образовавшиеся на поверхности детали, удаляют металлической щеткой. Металл наплавляют на очищенную поверхность.

Для небольших деталей достаточно подогреть только участок начала наплавки до температуры, устанавливаемой в зависимости от марок электродов.

Предварительный подогрев детали проводят в печах или на установках ТВЧ в индукторах. Допускается местный подогрев газопламенными горелками.

Наплавку необходимо выполнять непрерывно, так, чтобы температура подогрева детали не снижалась более чем на 100С.

В результате проектирования было выбрано и посчитано количество оборудования для эксплуатации - 9 экскаваторов марки KOMATSU PC-750, 2 буровых станка марки БТС-150 (по одному на полезное ископаемое и вскрышные породы) и 8 бульдозеров марки Komatsu D65EX-16 (по четыре на полезное ископаемое и вскрышные породы). Были определены виды и количества ремонтов для данного оборудования. Также была выбрана схема ремонтной базы и посчитаны ее параметры. Для ремонта выбрана изнашиваемая деталь – зубья ковша экскаватора и составлена технологическая карта ремонта данной детали, а также описан способ восстановления зубьев.

Технологическая карта восстановления зубьев ковша экскаватора находится в приложении 3.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		84

6. Специальная часть. Модернизация бурильной головки НБ-1М

6.1 Повышение эффективности процесса вращательного бурения

Повышение эффективности процесса вращательного бурения выражается в повышении скорости бурения, снижении энергоемкости, увеличении износостойкости инструмента и оборудовании. В свою очередь стойкость инструмента связана со скоростью бурения и частотой вращения, поэтому для решения вопроса о повышении эффективности процесса вращательного бурения необходимо учитывать совместное влияние частоты вращения буровой штанги, скорости бурения и стойкости инструмента.

6.2 Анализ способов повышения скорости бурения и стойкости инструмента

Процесс бурения шпуров вращательным способом характеризуется совокупностью связанных между собой режимных параметров: скоростью бурения, частотой вращения инструмента, осевым усилием, крутящим моментом и износостойкостью инструмента. Самым важным из них является скорость бурения, а другие должны обеспечивать максимум его значения. Регулируемыми из выше перечисленных режимных параметров являются частота вращения инструмента и усилие подачи его на забой.

Выбор оптимального режима и поддержание его на этом уровне – техническая задача по установлению сочетания регулирующих параметров. Существуют два варианта решения этой задачи: максимальный и минимальный.

Максимальный вариант предусматривает одновременное независимое регулирование скорости вращения и скорости подачи из условия полного использования мощности привода при оптимальном распределении мощности на подачу и резание с целью получения минимума стоимости операции и выдерживания параметров бурения близкими к оптимальным для повышения скорости бурения и увеличения срока службы инструмента. Для реализации этого способа необходима система управления, снабженная блоками автоматики или микропроцессором, а бурильная машина снабжается при этом датчиками для замеров параметров бурения.

Минимальный вариант – регулирование скорости вращения инструмента с целью повышения скорости бурения и минимального износа инструмента. Этот

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85

способ осуществляется применением авторегуляторов частоты вращения или способностью машины к саморегулированию, заложенной в конструкцию самой бурильной машины.

Анализ известных схем регулирования показывает, что в основном, существует два пути решения задачи по автоматизации бурильных машин:

- использование дифференциально-винтовой подачи;
- использование гидро – либо пневмопоршневой подачи.

Управление режимными параметрами бурильных машин со свободной гидравлической подачей начали заниматься с 1957 года и автоматизация управления ими шла в основном за счет применения объемных гидроприводов со слежением за внешними сопротивлениями, либо как самонастраивающиеся системы управления. Большинство этих предложений обеспечивают только стабилизацию мощности двигателя с максимальным её использованием и защиту двигателя от перегрузок. По сравнению со сверлами с принудительной подачей они отличаются большей гибкостью регулирования.

Применение в бурильных машинах объемного гидропривода позволило создать самонастраивающиеся системы автоматизированного регулирования, работающих по максимальному варианту автоматизации, относящиеся к высшему классу систем, они могут быть двух типов экстремального регулирования, где для изменения частоты вращения применяется экстремум-регулятор шагового типа, а осевое усилие изменяется вручную по манометру. В качестве оценки эффективности работы бурильных установок с такой системой регулирования принимали критерии либо минимальных удельных энергозатрат, либо максимума механической скорости бурения. В следствии этого система экстремального регулирования не всегда сможет обеспечить настройку бурильной машины на оптимальный режим, так как отдавая предпочтение одному критерию можно значительно ухудшить другие показатели. Наиболее работоспособной, с точки зрения поставленных задач можно считать самонастраивающуюся систему, основу которой составляет датчик забойных процессов, который характеризует условия бурения и состояние резца. Поэтому сигнал с датчика сравнивается с сигналом обратных связей и при их равенстве по каналам регулирования $P_{ос}$ и $P_{об}$ устанавливается оптимальный для данных условий режим бурения.

Из приведенного анализа систем автоматического управления можно сделать вывод, что для бурильных машин вращательного действия с гидравлической подачей наиболее подходит самонастраивающаяся система, с программным управлением по осевому усилию и частоте вращения.

Для поддержания рациональных режимных параметров на оптимальном уровне с получением максимальной скорости бурения, как основного показателя эффективности процесса вращательного бурения, необходимо постоянно контролировать группу выходных параметров и в зависимости от их величины изменять регулируемые параметры забойных машин. Данная задача может быть реализована различными техническими средствами:

- применением бурильных машин с адаптивным приводом;
- автоматизации процесса бурения;
- применением регулируемого привода, управляемого микропроцессором по закономерностям, установленным в процессе бурения.

Рассмотрим вкратце каждый из предлагаемых путей решения проблемы. Адаптивный привод — это привод способный корректировать свои рабочие характеристики в направлении, обеспечивающем улучшение показателей качества функционирования, по назначению которых можно судить об эффективности работы машины. В сущности, адаптивные механизмы представляют собой силовые системы автоматического регулирования, совмещающие в себе и функции привода. То есть это конструкторское решение привода, обеспечивающее функции управления качеством работы машины и привода. Причем применение адаптивных механизмов во многих случаях дает более простые и надежные решения, чем известные системы автоматического регулирования и управления.

Автоматизация процесса бурения бурильной установкой подразумевает наличие системы слежения за рабочими характеристиками бурильной машины, системы сравнения рабочих характеристик с установленными оптимальными значениями рабочих параметров и системы регулирования привода бурильной установки для введения корректировки на устранение рассогласований между рабочими и установленными значениями рабочих параметров. Данные системы имеют весьма значительный путь развития. Они способны наиболее полно решать задачу по поддержанию рациональных режимных параметров вращательного бурения и дают возможность применять бурильные установки с приводом, имеющим мягкие регулировочные характеристики. Однако вместо системы сравнения необходимо применять систему, которая будет устанавливать рациональные, а в лучшем случае и оптимальные значения рабочих параметров на основе информации получаемой непосредственно в процессе бурения шпура.

На основе ранее выполненных исследований установлено, что частота вращения инструмента при ограниченных значениях усилия подачи, влияет на скорость бурения. Но до сегодняшнего дня не удалось разработать адекватной

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		87

математической модели. Например, Алимовым, Дворниковым рекомендуется определять значения рациональных частот вращения по зависимостям:

$$n_{об} = 2200/f \text{ для пород } f \leq 3,$$

$$n_{об} = 700 - 50f \text{ для пород } f = 5 \div 10,$$

где f – показатель крепости породы по шкале профессора М. М. Протодяконова.

В данных зависимостях постоянными числовыми коэффициентами учтены все факторы, влияющие на частоту вращения инструмента, кроме значения крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова. Но в процессе бурения шпура крепость породы может изменяться и на этом основании можно сказать, что частота вращения в пределах даже одного шпура не может быть постоянной. Также в процессе бурения может изменять и абразивность породы, что сильно влияет на износостойкость инструмента. Даже в процессе бурения однородной породы с постоянной абразивностью рабочий инструмент все равно изнашивается, то есть увеличивается площадка затупления, что приводит к увеличению пути трения, уменьшению ширины снимаемой стружки и как следствие уменьшению скорости бурения. Зависимость износа инструмента от абразивности породы носит криволинейный, монотонный убывающий характер. Анализ посвященных этому вопросу работ позволяет сделать вывод: *правильный выбор и поддержание рационального режима работы режущего инструмента позволит увеличить его стойкость и уменьшить расход.*

6.3 Разработка математической модели и алгоритма программы процесса вращательного бурения шпуров

На основании результатов, выполненных исследований на кафедре НГМиО ЮРГТУ (НПИ) Мирным С. Г. по определению средних значений величины усилия подачи и крутящего момента на резце, были получены зависимости определяющие осевое усилие и крутящий момент на резце [44]. Эти зависимости имеют вид:

$$\begin{aligned} P_y &= 0,127 \cdot n_{об}^{0,40} \cdot P_k \cdot [K_d \cdot F_{зат} + 0,81 \cdot n_{об}^{0,45} \cdot k_{ск} \cdot S \cdot (r - r_p) \cdot K1_z] \text{ Н} \\ M_{кр} &= 0,071 n_{об}^{0,30} \cdot P_k \cdot r [K_d \cdot F_{зат} + 0,96 \cdot K_{ск} \cdot S \cdot (r - r_p) \cdot K2_r] \cdot 10^{-3}, \text{ Н} \cdot \text{м} \end{aligned} \quad (6.1)$$

где: $n_{об}$ – частота вращения буровой штанги, об/мин;

P_k – контактная прочность буримой породы, МПа;

$F_{зат}$ – проекция площадки затупления режущего инструмента, мм²;

$K_{ск}$ – коэффициент скалывания породы;

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88

S – удельная подача инструмента на забой на оборот штанги, об/мм;

r – радиус резца, мм;

r_p – радиус рассечки резца, мм;

K_d – коэффициент пропорциональности между контактной прочностью породы и усилием, затрачиваемым на дробление породы;

K_{1r} – коэффициент учитывающий особенность геометрии режущей части резца при расчете осевого усилия;

K_{2r} – коэффициент учитывающей особенность геометрии при расчете крутящего момента на резце.

Для резцов с плоской передней граней и несложной геометрией режущей части (БИ-741, РП-42) значения коэффициента K_{1r} и K_{2r} могут быть определены:

$$K_{1r} = -\frac{\cos \gamma - \mu_1 \cdot \sin \gamma}{2 \sin \tau \cdot \sin(\tau + \gamma)} \cdot \sin \phi_{cp}, \quad (6.2)$$

$$K_{2r} = \frac{\sin \gamma - \mu_1 \cdot \cos \gamma}{2 \sin \tau \cdot \sin(\tau + \gamma)}, \quad (6.3)$$

где: γ – угол резания, град.;

τ – угол скалывания породы передней гранью резца, град.;

ϕ_{cp} – концевой угол, град.;

μ_1 – коэффициент трения наплавки твердого сплава о породу.

Приведенные выше формулы для определения осевого усилия и крутящего момента при бурении отличаются от опубликованных в монографии [] тем, что в них введен важный параметр – частота вращения буровой штанги $n_{об}$. Это позволяет разработать математическую модель процесса бурения шпуров с регулированием скорости бурения путем подбора оптимальной частоты вращения буровой штанги. Математическая модель имеет вид:

$$\begin{cases} P_y = f \cdot (P_k, a, КПИ, n_{об}) \\ M_{кр} = f \cdot (P_k, a, КПИ, n_{об}) \\ n_{об} = f \cdot (P_k, a, КПИ, T) \\ V_b = f \cdot (P_{ос}, n_{об}, P_k, КПИ) \end{cases} \quad (6.4)$$

где: a – абразивность породы;

КПИ – совокупность конструктивных и геометрических параметров инструментов;

T – контактная температура;

$P_{ос}$ – осевое усилие на резце.

Данная математическая модель ограничивается следующими положениями:

- по величине снимаемой стружки режущей кромкой инструмента, в зависимости от энергоемкости разрушения породы:

$$S_{\max} = 12,3 \cdot (P_k / 44)^{-1/3}; \quad (6.5)$$

- по величине снимаемой стружки режущей кромкой инструмента, в зависимости от величины откальзываемых фракций породы:

$$S_{\max} = m \cdot \sin \tau \left(\sqrt{1,85 \cdot R_{\text{ш}}^2 - 0,85 \cdot r^2} - 0,35 \cdot R_{\text{ш}} \right), \quad (6.6)$$

где: m – число перьев резца;

- по осевому усилию в зависимости от показателя контактной прочности породы:

$$P_{\text{ос}}^{\min} = 4 \cdot P_k; \quad (6.7)$$

- по осевому усилию в зависимости от статической устойчивости буровой штанги:

$$P_{\text{ос}}^{\max} = (20 \div 25), \text{ кН}; \quad (6.8)$$

- по рациональной частоте вращения штанги в зависимости от показателя контактной прочности породы:

$$n_{\text{рац}} = \frac{4 \cdot 10^5}{P_k}; \quad (6.9)$$

- по критической частоте вращения штанги в зависимости от действующего осевого усилия:

$$n_{\text{кр}} = 300 \cdot \sqrt{\frac{48 \cdot E \cdot I}{P_{\text{ос}} \cdot l^3}}, \quad (6.10)$$

где: E – модуль Юнга, Н/мм²;

I – момент инерции буровой штанги;

l – длина буровой штанги, м.

6.4 Исследования на математической модели рациональных режимов бурения по породам, представленным в подготовительном забое

Исходя из того, что предложенная математическая модель отвечает принципам адекватности, существует возможность, с ее помощью, произвести исследования режимов бурения по породам, представленным в подготовительном забое шахты «Ростовская».

Исходными данными, которые необходимо заложить в программу являются:

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
						90
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- параметры буримой породы принимаются с учетом реального забоя (контактная прочность, абразивность, коэффициент теплопроводности, коэффициент температуропроводности, коэффициент скалывания, коэффициент дробления, коэффициент сопротивления сверлению, коэффициент трения по передней грани резца, угол скалывания породы;

- параметры инструмента принимаются по параметрам бурового резца РП-42 (радиус резца, радиус рассечки резца, мерный радиус резца, угол резания, угол заострения, концевой и передний углы, число перьев резца, коэффициент теплопроводности, коэффициент влияния формы резца, коэффициент износа резца при бурении, максимально допустимый износ резца;

- параметры машины принимаются по техническим характеристикам буропогрузочной машины 2ПНБ-2Б с навесным бурильным оборудованием НБ-1м (длина штанги, количество воды для промывки, начальная частота вращения штанги, максимальное осевое усилие, мощность двигателя вращателя, КПД привода вращателя).

Исходя из того, что боковые породы в очистном забое шахты представлены песчаниками с коэффициентом крепости по шкале профессора М. М. Протодьконова $f=6$ и $f=9$ с абразивностью 18 мг, целесообразно провести исследования по максимальной и минимальной крепости породы.

Результаты расчета приведены в приложении 1.

Анализ полученных данных показывает, что скорость бурения, являющаяся основной характеристикой процесса бурения, в случае уменьшения частоты вращения убывает, не так интенсивно, как в случае с постоянной частотой вращения.

Полные данные результатов исследований на математической модели по породам, представленным в проходческом забое шахты «Ростовская» приведены в таблице 6.1.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
						91
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 6.1 - Полные данные результатов исследований на математической модели по породам, представленным в проходческом забое шахты «Ростовская»

Средние показатели процесса бурения, отнесенные к одному резцу	Крепость породы по шкале профессора М. М. Протодяконова			
	F=6		F=9	
	$n_{вр}=const$	$n_{вр}=var$	$n_{вр}=const$	$n_{вр}=var$
Количество пробуренных шпуров без замены инструмента	<4	9	<1	3
V_6^{cp} , м/мин	0.7	0,7	0.4	0,4
t_6^{cp} , мин	4	3,2	5.1	5,5
$F_{зат}$, мм ²	59	55	33	40
N_w , кВт·ч/шм	6.13	0,75	4.08	1,18
N , кВт	3.6	1,9	2.210	1,536
$M_{кр}$, Нм	87	83	84	106
T , град С	428	360	393	386

На основе приведенного выше анализа полученных результатов расчета можно сделать вывод, что применение при проходческих работах бурильных машин с автоматическим подбором рациональной частоты вращения бурового инструмента в соответствии с условиями приведет к следующим результатам:

- повышение скорости бурения шпуров, что приведет к увеличению темпов проведения проходческих работ;
- уменьшение расхода бурового инструмента, что увеличит техническую скорость бурения;
- снижение энергоемкости процесса бурения, что приведет к удешевлению проходческих работ в целом.

6.5 Разработка алгоритма управления и гидрокинематической схемы бурильной установки

На основании полученных результатов расчетов на математической модели доказана рациональность управления одним из основных параметров - частотой

вращения буровой штанги. Наиболее подходящими для этих целей, являются бурильные машины вращательного действия с гидравлической подачей и программным управлением по частоте вращения и усилию подачи. Исходя из этого, мной предлагается следующая схема бурильной установки (рисунок 6.1): буровая штанга 1 получает вращение через шпиндель редуктора 8, который в свою очередь вращается гидродвигателем 2, работающего от регулируемого гидронасоса 3. Усилие подачи создается гидроцилиндром 12, работающим от гидронасоса постоянной производительности 10. Управление величиной усилия подачи осуществляется дросселем 11. Гидронасосы 3 и 10 работают от асинхронного электродвигателя 9. Контроль режимных параметров осуществляется датчиками: осевого усилия 7 и частоты вращения штанги 6. В качестве датчиков 6 и 7 могут применяться обычные датчики расхода жидкости.

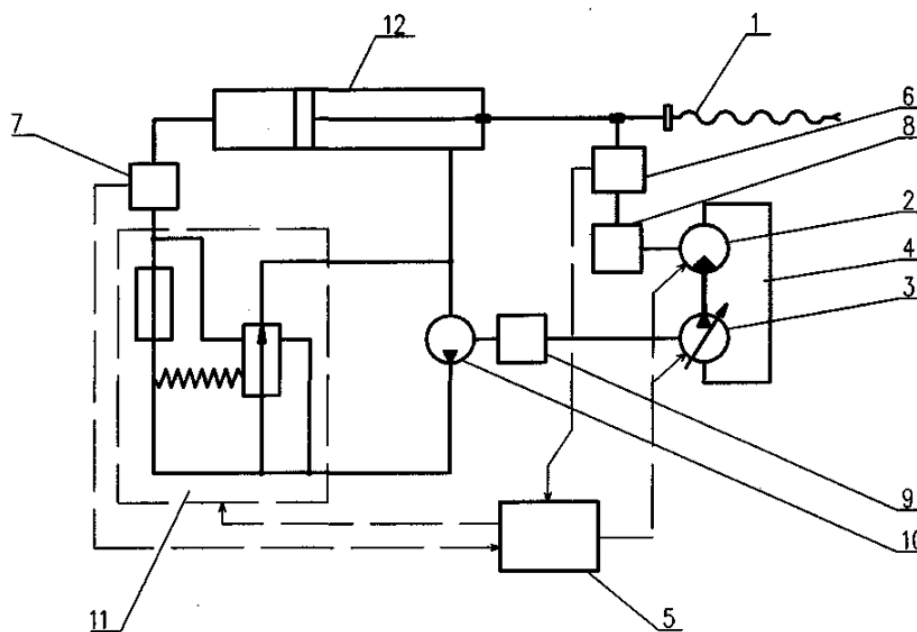


Рисунок 6.1 - Схема бурильной установки вращательного действия с управлением частотой вращения штанги

Датчики 6 и 7 передают информацию микропроцессору 5, а микропроцессор передает управляющие сигналы сервоприводу вращения штанги 4 и дросселю 11. В соответствии с описанной схемой бурильной установки, предлагается способ управления частотой вращения штанги 1 заключающийся в том, что в процессе бурения управление частотой вращения осуществляется с помощью гидромотора 2 и регулируемого гидронасоса 3 сервопривода 4 управляемого микропроцессором 5 на основании сигналов поступающих с датчиков частоты вращения 6 и скорости подачи 7, причем управление осуществляют в два этапа: на первом этапе микропроцессор 5 дает команду сервоприводу 4 плавно изменить частоту вращения от 50 до 700 мин⁻¹, с помощью гидронасоса 3 и гидромотора 2,

в течение интервала времени Δt . Во время этой процедуры микропроцессор 5, на основе сигналов с датчиков 6 и 7 определяет оптимальное значение частоты вращения. На втором этапе микропроцессор 5 с помощью сервопривода 4, управляя гидронасосом 3 и гидромотором 2, устанавливает оптимальную частоту вращения штанги 1, для вращателя бурильной установки 8 и бурильная установка работает в установленном режиме более продолжительный интервал времени t_i , чем Δt . В процессе бурения оба этапа периодически повторяются по мере затупления бурового резца. Соотношение периодов определения оптимальной частоты вращения Δt к периоду установленного режима t_i бурения 1:5.

Данный алгоритм управления может быть реализован со схемой, имеющей в сервоприводе вместо гидромотора глубоко регулируемый электродвигатель, разработанный на кафедре электропривода ИЭиМТС, ЮРГТУ (НПИ).

6.6 Выбор и обоснование структурной схемы проектируемой бурильной установки

Исходя, из перечисленных возможных технических решений можно сделать вывод, что применение регулируемого гидропривода, управляемого микропроцессорным устройством, наиболее полно решают задачу по поддержанию рациональных режимных параметров вращательного бурения.

Такой способ включает в себя возможность автоматизировать процесс бурения (регулируемый гидропривод), позволяет двигателю работать в режиме, приближенном к его характеристикам, а также уменьшить время на оптимизацию режимов бурения за счет изменения глубины регулирования.

Процесс бурения шпуров вращательным способом характеризуется совокупностью связанных между собой режимных параметров: скоростью бурения, частотой вращения инструмента, осевым усилием, крутящим моментом и износостойкостью инструмента. Самым важным из них является скорость бурения, а другие должны обеспечивать максимум его значения. Регулируемыми из выше перечисленных режимных параметров являются частота вращения инструмента и усилие подачи его на забой.

Из приведенного анализа систем автоматического управления можно сделать вывод, что для бурильных машин вращательного действия с гидравлической подачей наиболее подходит самонастраивающаяся система, с программным управлением по осевому усилию и частоте вращения.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
						94
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Поддержания рациональных значений режимных параметров бурильной машины с мехатронным приводом рабочего органа предлагается осуществлять по алгоритму, приведенному на рисунке 6.2.

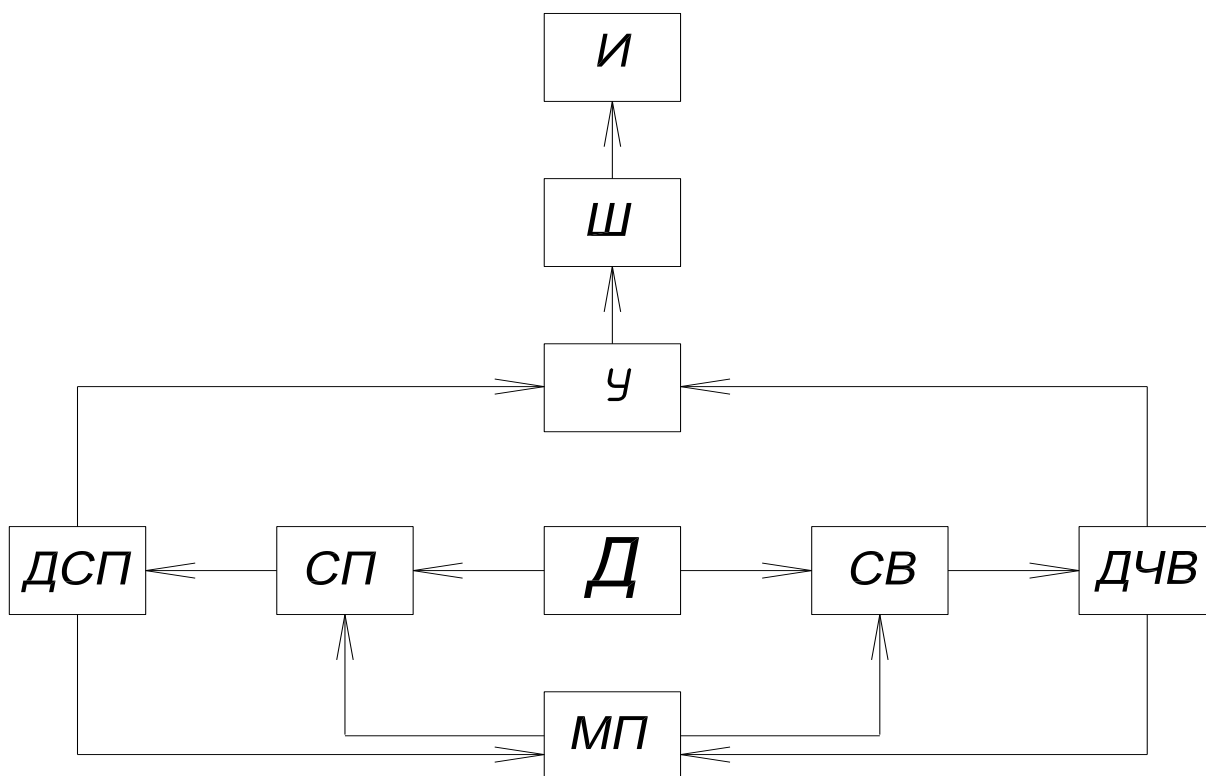


Рисунок 6.2 - Структурная схема: И-инструмент; Ш-штанга; В- вращательный механизм; ДСП-датчик системы подачи; СП-система подачи; СВ-система вращения; ДЧВ-датчик частоты вращения; Д-приводной двигатель; МП-микропроцессор.

6.7 Расчет привода бурильной головки

6.7.1 Выбор и расчет основных конструктивных параметров зубчатого зацепления

Расчет зубчатого зацепления ведется для вращательного механизма с целью изменения частоты вращения с 50 об/мин до 400 об/мин для бурения породы крепостью $f=6-9$.

Выбор твердости, термической обработки и материала колес:

Материал- сталь 40Х

Т.О. колеса-улучшение, твердость 235...262НВ, $\sigma_T = 640\text{Mпа}$

Т.О. шестерни- улучшение, твердость 269...302НВ, $\sigma_T = 750\text{Mпа}$

$$[\sigma]_H = \frac{\sigma_{H \lim} Z_N Z_R Z_V}{S_H}, \quad (6.11)$$

где $\sigma_{H \lim}$ - предел контактной выносливости;

Z_N - коэффициент долговечности, учитывает влияние ресурса, $Z_N = 1.8$.

$$\sigma_{H \lim 1} = 2 \cdot HB_{cp} + 70 = 2 \cdot 285 + 70 = 640 \text{ МПа}$$

$$\sigma_{H \lim 2} = 2 \cdot HB_{cp} + 70 = 2 \cdot 248 + 70 = 567 \text{ МПа}$$

$$Z_N = \sqrt{N_{HG} / N_k}, \quad (6.12)$$

где N_{HG} - число циклов, соответствующее перелому кривой усталости:

$$N_{HG} = 30 HB_{cp}^{2.4} \leq 12 \cdot 10^7.$$

Т.к. передача длительно работающая, то $1 \leq Z_N \leq Z_{N \max}$.

Z_R - коэффициент, учитывающий влияние шероховатостей сопряженных поверхностей зубьев, $Z_R = 1$;

Z_V - коэффициент, учитывающий влияние окружной скорости, $Z_V = 1.03$;

$$Z_V = 0.85V^{0.1} \geq 1.$$

S_H - коэффициент запаса прочности, $S_H = 1.1$ - для улучшенных зубчатых колес.

$$[\sigma]_{H1} = \frac{640 \cdot 1.8 \cdot 1 \cdot 1.03}{1.1} = 1078 \text{ МПа}.$$

$$[\sigma]_{H2} = \frac{567 \cdot 1.8 \cdot 1 \cdot 1.03}{1.1} = 955.6 \text{ МПа}.$$

$$[\sigma]_H = 0.45([\sigma]_{H1} + [\sigma]_{H2}) = 0.45(1078 + 955.6) = 915 \text{ МПа}.$$

Допускаемые напряжения изгиба:

$$\sigma_{F \lim 1} = 1.75 HB_{cp} = 1.75 \cdot 285 = 499 \text{ МПа}, \quad (6.13)$$

$$\sigma_{F \lim 2} = 1.75 HB_{cp} = 1.75 \cdot 248 = 434 \text{ МПа}, \quad (6.14)$$

$$[\sigma]_{F1} = \frac{\sigma_{F \lim 1} Y_N Y_R Y_A}{S_F} = \frac{499 \cdot 2 \cdot 1.05 \cdot 1}{1.7} = 616 \text{ Мпа}, \quad (6.15)$$

$$[\sigma]_{F2} = \frac{\sigma_{F \lim 2} Y_N Y_R Y_A}{S_F} = \frac{434 \cdot 2 \cdot 1.05 \cdot 1}{1.7} = 536 \text{ Мпа}, \quad (6.16)$$

где S_F - коэффициент запаса прочности, $S_F = 1.7$;

Y_N - коэффициент долговечности, $Y_N = 2$;

Y_R - коэффициент, учитывающий влияние шероховатости, $Y_R = 1,05$;

Y_A - коэффициент, учитывающий влияние двустороннего приложения нагрузки, $Y_A = 1$;

Определим общее передаточное число привода:

$$u = \frac{n}{n_B} = \frac{1500}{400} \approx 3,55, \quad (6.17)$$

где n - частота вращения вала электродвигателя, об/мин;

n_B - частота вращения выходного вала редуктора вращателя, об/мин.

Определим межосевое расстояние:

$$a_w = k(u \pm 1) \sqrt[3]{(T/u)} = 10(3,55 - 1) \sqrt[3]{170/3,55} = 90 \text{ мм}. \quad (6.18)$$

Принимаем $a_w = 90$ мм.

Окружную скорость вычисляют по формуле:

$$v = \frac{2 \cdot \pi \cdot a_w \cdot n}{6 \cdot 10^4 \cdot (u \pm 1)} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 90 \cdot 1500}{6 \cdot 10^4 \cdot (3,55 - 1)} = 5,54 \text{ м/с}. \quad (6.19)$$

Коэффициент схемы передачи и твердости зубьев:

$$\psi_{bd} = 0,5 \cdot \psi_{ba} (u \pm 1) = 0,5 \cdot 0,35(3,55 - 1) = 0,44. \quad (6.20)$$

где ψ_{ba} - коэффициент ширины в зависимости от положения колес относительно опор, этот коэффициент принимают из ряда стандартных чисел.

$$\text{Для передач внутреннего зацепления: } \psi_{ea} = \frac{0,2(3,55 + 1)}{(3,55 - 1)} = 0,356.$$

Уточняем полученное межосевое расстояние:

$$a_w \geq k(u \pm 1) \sqrt[3]{\frac{K_H T_1}{\psi_{ea} u [\sigma]_H^2}} = 450(3,55 - 1) \sqrt[3]{\frac{1,42 \cdot 170}{0,44 \cdot 3,55 \cdot 915^2}} = 65,33 \text{ мм}. \quad (6.21)$$

Принимаем из стандартного ряда $a_w = 90$ мм.

Коэффициент, учитывающий неравномерность распределения нагрузки контактных линий:

$$K_{H\beta} = 1 + (K_{H\beta}^0 - 1) K_{Hw} = 1 + (1,17 - 1) \cdot 0,41 = 1,0697, \quad (6.22)$$

где $K_{H\beta}^0$ - коэффициент неравномерности распределения нагрузки в начальный период работы;

где K_{Hw} - коэффициент, учитывающий приработку зубьев, его значения находят в зависимости от окружной скорости для зубчатого колеса с меньшей твердостью.

										Лист
										97
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ					

Коэффициент, учитывающий распределения нагрузки между зубьями в связи с погрешностями изготовления:

$$K_{H\alpha} = 1 + (K_{H\alpha}^o - 1)K_{Hw} = 1 + (1,18 - 1) \cdot 0,41 = 1,0738, \quad (6.23)$$

где $K_{H\alpha}^o$ - коэффициент распределения нагрузки в начальный период работы в зависимости от точности $n_{ст}$ изготовления. Для прямозубых передач:

$$K_{H\alpha}^o = 1 + 0,06(n_{ст} - 5) = 1 + 0,06(8 - 5) = 1,18. \quad (6.24)$$

Коэффициент нагрузки в расчетах на контактную прочность:

$$K_H = K_{Hv} K_{H\beta} K_{H\alpha} = 1,24 \cdot 1,0697 \cdot 1,0738 = 1,42, \quad (6.25)$$

где K_{Hv} - коэффициент, учитывающий внутреннюю динамику нагружения, связанную прежде всего с ошибками шагов зацепления и погрешности профилей зубьев шестерни и колеса.

Коэффициент, учитывающий неравномерность распределения напряжений у основания зубьев по ширине зубчатого венца:

$$K_{F\beta} = 0,18 + 0,82K_{H\beta}^o = 0,18 + 0,82 \cdot 1,17 = 1,13. \quad (6.26)$$

Коэффициент нагрузки при расчете по напряжениям изгиба:

$$K_F = K_{F\beta} K_{Fv} K_{F\alpha} = 1,13 \cdot 1,4 \cdot 1,18 = 1,88. \quad (6.27)$$

где K_{Fv} - коэффициент, учитывающий внутреннюю динамику нагружения, связанную прежде всего с ошибками шагов зацепления шестерни и колеса, $K_{Fv} = 1,4$;

$K_{F\alpha}$ - коэффициент, учитывающий влияние погрешности изготовления шестерни и колеса на распределение нагрузки между зубьями,

$$K_{F\alpha} = K_{H\alpha}^o = 1,18.$$

Максимально допустимый модуль определяют из условия неподрезания зубьев у основания:

$$m_{\max} = (0,016 - 0,0315)a_w = 1,44 \div 2,835 \text{ мм}. \quad (6.28)$$

Принимаем $m=2$ мм.

Суммарное число зубьев:

$$Z_{\Sigma} = \frac{2 \cdot a_w \cdot \cos \beta}{m} = \frac{2 \cdot 90 \cos 12^\circ}{2} = 88. \quad (6.29)$$

Число зубьев на шестерни:

$$Z_1 = \frac{Z_\Sigma}{(u+1)} = \frac{88}{2,55} = 34. \quad (6.30)$$

Число зубьев на колесе:

$$Z_2 = Z_\Sigma + Z_1 = 88 + 34 = 122. \quad (6.31)$$

Угол наклона зубьев:

$$\cos \beta = \frac{Z_\Sigma \cdot m}{2a_w} = \frac{88 \cdot 2}{2 \cdot 90} = 12^{\circ}10' \quad (6.32)$$

$$\beta = 12^{\circ}10'$$

Фактическое передаточное число:

$$u_\phi = \frac{Z_2}{Z_1} = 3,58 \approx 3,55. \quad (6.33)$$

Тангенциальный модуль:

$$m_t = \frac{m_n}{\cos \beta} = \frac{2}{0.977} = 2,04. \quad (6.34)$$

Делительный диаметр шестерни:

$$d_1 = Z_1 \cdot m / \cos \beta = 34 \cdot 2 / 0.977 = 70 \text{мм}. \quad (6.35)$$

Делительный диаметр колеса:

$$d_2 = Z_2 \cdot m / \cos \beta = 122 \cdot 2 / 0.977 = 250 \text{мм}. \quad (6.36)$$

Для колес внутреннего зацепления $x_2 = x_1 = 0$.

Делительное межосевое расстояние:

$$a_w = 0,5m(Z_2 \pm Z_1) = 0,5 \cdot 2 \cdot (122 - 34) = 88. \quad (6.37)$$

Коэффициент воспринимаемого смещения:

$$y = -\frac{a_w - a}{m} = -\frac{90 - 88}{2} = -1. \quad (6.38)$$

Диаметры окружностей вершин зубьев шестерни внутреннего зацепления:

$$d_{a1} = d_1 + 2m = 70 + 2 \cdot 2 = 74 \text{мм}. \quad (6.39)$$

Диаметры окружностей вершин зубьев колес внутреннего зацепления:

$$d_{a2} = d_2 + 2(1 - 0,2)m = 250 - 2 \cdot (1 - 0,2)2 = 246,8 \text{мм}. \quad (6.40)$$

Диаметры окружностей впадин зубьев шестерни внутреннего зацепления:

$$d_{f1} = d_1 - 2(1,25)m = 70 - 2 \cdot 1,25 \cdot 2 = 65 \text{мм}. \quad (6.41)$$

Диаметры окружностей впадин зубьев колес внешнего зацепления:

$$d_{f2} = d_2 + 2(1,25)m = 250 + 2 \cdot 1,25 \cdot 2 = 255 \text{мм}. \quad (6.42)$$

Ширина зубчатого венца:

$$b_2 = \psi_{ва} \cdot a_w = 0,44 \cdot 90 = 39,6 \text{мм}. \quad (6.43)$$

Ширину зубчатого колеса после вычисления округляют до стандартного числа $b_2=40$ мм. Для обеспечения расчетного пятна контакта ширину шестерни принимаем из того же ряда, только больше на один шаг $b_1=45$ мм.

Окружная сила в зацеплении:

$$F_t = \frac{2 \cdot 10^3 \cdot T_1}{d_1} = \frac{2 \cdot 10^3 \cdot 170}{70} = 4857 \text{ Н.} \quad (6.44)$$

Радиальная сила в зацеплении:

$$F_r = \frac{F_t \cdot \operatorname{tg} \alpha}{\cos \beta} = \frac{4857 \cdot 0,364}{0,977} = 1809 \text{ Н.} \quad (6.45)$$

Осевая сила в зацеплении:

$$F_x = 4857 \cdot \operatorname{tg} \beta = 2060 \cdot 0,99 = 1041 \text{ Н.} \quad (6.46)$$

6.7.2 Расчет диаметров валов редуктора

Определим значение диаметров на различных участках стальных валов:

- Для быстроходного (входного) вала:

$$d \geq (7 \dots 8) \sqrt[3]{T_B} = 7 \cdot \sqrt[3]{68} = 28 - 32 \text{ мм}, \text{ округляем до стандартного } 25 \text{ мм.} \quad (6.47)$$

где T_B - момент на быстроходном (приводном) валу;

d - диаметр быстроходного вала, на который устанавливается муфта с одного конца и шестерня с другого конца;

$$d_{II} \geq d + 2t_{\text{шп}} = 30 + 2 \cdot 2,2 = 35 \text{ мм}, \text{ принимаем стандартный } 35 \text{ мм.}$$

d_{II} - диаметр вала под подшипник.

Для тихоходного вала (ведомого):

$$d \geq (5 \dots 6) \sqrt[3]{T_B} = 6 \cdot \sqrt[3]{170} = 28 - 34 \text{ мм.} \quad (6.48)$$

Остальные данные примем при непосредственном конструировании редуктора.

6.7.3 Проверка зубьев колес по контактными напряжениям

Допускаемые контактные напряжения определяют по зависимости, учитывая влияния на контактную прочность долговечности (ресурса), шероховатости сопрягаемых поверхностей зубьев и окружной скорости:

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
						100
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Проверка зубьев шестерни по контактным напряжениям:

$$\sigma_H = \frac{Z}{a_w} \sigma \sqrt{\frac{K_H T_I (u \pm 1)}{b_2 u}} \leq [\sigma]_H. \quad (6.49)$$

$$\sigma_H = \frac{9600}{90} \sqrt{\frac{1,42 \cdot 170 \cdot (3,55 - 1)}{40 \cdot 3,55}} = 222 \leq 915 \text{ МПа} = [\sigma]_H$$

Исходя из выше приведенных расчетов следует, что шестерня и зубчатое колесо обеспечивают необходимую жесткость.

6.7.4 Проверка зубчатых колес по напряжениям изгиба

Допускаемые напряжения изгиба зубьев шестерни и колеса определяют по зависимости, учитывая влияние на сопротивление усталости при изгибе долговечности (ресурса), шероховатости поверхности выкружки (переходной поверхности между смежными зубьями) и реверса (двустороннего приложения) нагрузки:

$$\text{В зубьях колеса: } \sigma_{F2} = \frac{K_F \cdot F_t}{b_2 \cdot m} Y_{FS2} Y_\beta Y_\varepsilon \leq [\sigma]_{F2}, \quad (6.50)$$

$$\text{В зубьях шестерни: } \sigma_{F1} = \frac{\sigma_{F2} Y_{FS1}}{Y_{FS2}} \leq [\sigma]_{F1}, \quad (6.51)$$

где Y_{FS} - коэффициент, учитывающий форму зуба и концентрацию напряжений,

$$Y_{FS1} = 3,9 \text{ и } Y_{FS2} = 3,05;$$

Y_β - коэффициент, учитывающий угол наклона зуба, $Y_\beta = 1$;

Y_ε - коэффициент, учитывающий перекрытие зубьев, $Y_\varepsilon = 1$;

$$\sigma_{F2} = \frac{1,88 \cdot 4857}{40 \cdot 2} \cdot 3,2 \cdot 1 \cdot 1 = 365,24 \text{ МПа} \leq 1,1 \cdot 536 \text{ МПа} = [\sigma]_{F2}.$$

$$\sigma_{F1} = \frac{536 \cdot 3,9}{45 \cdot 2} = 23,22 \text{ МПа} \leq 616 \text{ МПа} = [\sigma]_{F1}.$$

Исходя из выше приведенных расчетов следует, что шестерня и зубчатое колесо обеспечивают необходимую жесткость.

6.7.5 Расчет долговечности упорных подшипников

Основным критерием работоспособности подшипника является его динамическая и статическая грузоподъемность. Динамической нагрузкой называют нагрузку, которую подшипник может выдержать в течение миллиона оборотов без усталостного разрушения поверхностей тел качения или беговых дорожек колец.

Вычислим для подшипника величину его теоретической расчетной долговечности:

$$L = \left(\frac{C}{P} \right)^p, \text{ млн.об,} \quad (6.52)$$

где C – динамическая грузоподъемность подшипника;

P – эквивалентная нагрузка подшипника;

p – показатель степени, зависящий от вида кривой контактной усталости.

Долговечность в часах L_h связана с долговечностью L в млн. оборотов зависимостью:

$$L_h = \frac{10^6 \cdot L}{60 \cdot n}, \quad (6.53)$$

n – частота вращения кольца подшипника.

Для упорных подшипников эквивалентная нагрузка определяется:

$$P = A \cdot K_\sigma \cdot K_T, \quad (6.54)$$

где A – осевая нагрузка;

K_σ – коэффициент безопасности, отражает влияние на долговечность подшипника динамичности действующей на него нагрузки;

K_T – температурный коэффициент, отражающий влияние на долговечность подшипника повышения температуры.

$$P = 15000 \cdot 1 \cdot 1 = 15000 \text{ Н.}$$

Подшипник 7207А, для вала диаметром 35 мм имеет динамическую грузоподъемность $C=48400$ кН (по ГОСТ 27365-87), для обеспечения принимаем упорный подшипник.

Определим ресурс подшипника рассчитав номинальную долговечность:

$$L_h = \left(\frac{48400 \cdot 2}{15} \right)^3 = 268 \text{ млн.об.}$$

$$L = \frac{268 \cdot 10^6}{60 \cdot 400} = 12000 \text{ ч.}$$

Следовательно, базовые подшипники подходят для работы в данных условиях.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		102

6.7.6 Расчет вала на жесткость

Так как вал работает на кручение, то деформация должна быть ограничена определенными пределами. Вал рассчитываем на крутильную жесткость по формуле:

$$\varphi = \frac{57 \cdot M_k \cdot l}{G \cdot J_0} \leq [\varphi^0], \quad (6.55)$$

где φ - действительный угол скручивания вала в радианах;

$[\varphi^0]$ - допустимый угол скручивания для вала в градусах;

$M_k = 170$ Н м – крутящий момент на валу;

l - длина скручиваемой части вала, $l = 168$ см;

G - модуль сдвига материала в кг/см²;

J_0 - полярный момент инерции сечения вала, для вала $J_0 = 0,1 \cdot d^4$.

Норма допускаемых углов закручивания в различных областях машиностроения различны, в данном случае принимаем для самых тяжелых режимов работы $[\varphi^0] \leq 5'$ на 1 метр длины вала.

Модуль упругости для легированной стали 40Х $G = 8 \cdot 10^4$ МПа.

Произведем расчет для вала длиной $l = 60$ см и диаметром $d = 35$ мм:

$$\varphi = \frac{57 \cdot 48 \cdot 10^3 \cdot 70}{8 \cdot 10^4 \cdot 0,1 \cdot 35^4 \cdot (1 - 0,187)} = 0,02 \cdot 10^{-5},$$

условие выполняется $\varphi = 0,02 \cdot 10^{-5} \leq [\varphi^0] = 5$.

Значит вал обеспечивает необходимую жесткость.

Произведем расчет для вала длиной $l = 70$ см и диаметром $d = 40$ мм:

$$\varphi = \frac{57 \cdot 170 \cdot 10^3 \cdot 70}{8 \cdot 10^4 \cdot 0,1 \cdot 40^4 \cdot (1 - 0,187)} = 0,04 \cdot 10^{-5},$$

условие выполняется $\varphi = 0,04 \cdot 10^{-5} \leq [\varphi^0] = 5$.

Значит вал обеспечивает необходимую жесткость.

6.7.7 Проверка шлицевого соединения на срез и смятие

Шлицевое соединение проверяем на срез по формуле:

$$\tau_{ср} = N_{ш} \frac{2M}{dlb} \leq [\tau]_{ср}, \quad (6.56)$$

где M - передаваемый шлицем момент, Н мм²;

d - диаметр вала, мм;

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		103

l - рабочая длина шлицев, мм;

b - ширина шлицев, мм;

N - количество шлицев.

Допускаемое напряжение на срез $[\tau]_{cp}$ в среднем можно принимать равным 60 Н/мм^2 .

$$\tau_{cp} = 8 \frac{2 \cdot 170}{42 \cdot 48 \cdot 8} = 0.16 \text{ Н/мм}^2 \leq [\tau]_{cp}.$$

Условие прочности выполняется.

Проверим шлицевое соединение на смятие по формуле:

$$\sigma_{см} = N_{ш} \frac{2M}{d(h-t)l_p} \leq [\sigma]_{см}, \quad (6.57)$$

где l_p - рабочая длина шлицев, мм.

$$l_p = l - b = 57 - 8 = 49 \text{ мм};$$

h - высота шлица, $h=6$;

t - глубина шлицевого паза, $t=3$ мм;

$[\sigma]_{см}$ - допускаемое напряжение смятия принимаем для стальных ступиц 100 Н/мм^2 .

$$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot 170 \cdot 10^3}{42(6-3)49} = 55 \text{ Н/мм}^2 \leq [\sigma]_{см}.$$

Условие прочности выполняется.

Значит шлицевое соединение выбрано правильно.

6.8 Расчет гидропривода

6.8.1 Определение параметров гидромотора

Определив максимальный момент на валу вращателя $M_{MAX} = 106, \text{ Н} \cdot \text{м}$, максимальную $n_{max} = 400 \text{ об/мин}$ и минимальную $n_{min} = 30, \text{ об/мин}$ частоты вращения вала вращателя, выбираем по этим параметрам из нерегулируемый аксиально-поршневой гидромотор Г15-24Р который обладает следующими техническими характеристиками:

Номинальная мощность, кВт	6,8
Частота вращения, об/мин	1500
Давление номинальное, МПа	12,5-0,5
Номинальный расход, л/мин	76,8
КПД механический	0,96

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		104

КПД полный 0,91

Масса, кг 20

Определяем расход жидкости через гидромотор для обеспечения $n_{\max} = 400, \text{об/мин}$:

$$Q_{\Gamma} = \frac{q_M \cdot 10^{-6} \cdot n_{\max}}{\eta_M} = \frac{56 \cdot 10^{-6} \cdot 400}{0,96} = 0,23 \cdot 10^{-2}, \text{ м}^3 / \text{с}. \quad (6.58)$$

Находим перепад давления в гидромоторе для обеспечения заданного момента :

$$P_{\Gamma} = \frac{2\pi \cdot M_{\max}}{q_M \cdot \eta_{\text{мех.м}}} = \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 170}{56 \cdot 0,96} = 19,85 \text{ МПа}. \quad (6.59)$$

6.8.2 Определение параметров гидронасоса и его выбор

Гидронасосы для гидросистем выбираются по давлению и подачи.

Определяем ориентировочное давление гидронасоса:

$$P_H = P_{\Gamma} + \sum \Delta P, \text{ МПа}, \quad (6.60)$$

где P_{Γ} - максимальное давление для гидромотора;

$\sum \Delta P$ - потери давления в гидроприводе, $\sum \Delta P = 0,1 \cdot P_{\Gamma} = 1,68, \text{ МПа}$.

$$P_H = 19,85 + 1,98 = 39,4 \text{ МПа}.$$

Ориентировочную подачу насоса рассчитываем по формуле:

$$Q_H = Q_{\Gamma} \cdot 1,03, \text{ м}^3 / \text{с}, \quad (6.61)$$

$$Q_H = 0,35 \cdot 10^{-2} \cdot 1,03 = 3,6 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3 / \text{с}.$$

По полученным значения давления и подачи насоса выбираем, для замкнутой системы, регулируемый аксиально-поршневой насос 1РНАП132/35, который предназначен для подачи масла под давлением до 35МПа в гидросистемы машин. Насос собой представляет агрегат, состоящий из следующих узлов:

- аксиально-поршневой насос высокого давления;
- механизм регулирования подачи;
- вспомогательный насос низкого давления;

Технические данные аксиально-поршневого насоса 1РНАП132/35 следующие:

Номинальный рабочий объем, см³ 32

Номинальная частота вращения, с⁻¹(об/мин) 25(1500)

Номинальная подача, л/мин 45,6

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		105

Номинальное давление на входе, МПа	32
Номинальная мощность, кВт	27,7
Масса, кг	20

6.9 Расчет производительности бурильной установки

Суммарная производительность комплекса машин (бурильного, породоборочного, крепевозводящего, зарядного и др.) зависит в конечном итоге от производительности каждой машины и является ее функцией:

$$P_K = f \cdot (P_{\bar{o}} \cdot P_n \cdot P_{в.з.} \cdot P_{кр.} \cdot P_{пут.}), \quad (6.62)$$

где $P_{\bar{o}}, P_n, P_{в.з.}, P_{кр.}, P_{пут.}$ - производительности соответственно бурильных машин, породоборочных, зарядных, крепевозводящих и путеукладочных машин.

Продолжительность бурения шпуров $T_{\bar{o}} = Q / P_{\bar{o}}$, уборки породы $T_n = Q / P_n$.

Продолжительность цикла находится из условия последовательного выполнения операций и равна сумме времени выполнения отдельных операций:

$$T_K = T_{\bar{o}} \cdot T_n \cdot T_{у.з.} \cdot T_{кр.} \cdot T_{пут.}, \quad (6.63)$$

или

$$T_{ц} = Q_{\bar{o}} / P_{\bar{o}} + Q_n / P_n + Q_{в.з.} / P_{в.з.} + Q_{кр.} / P_{кр.} + Q_{пут.} / P_{пут.} \quad (6.64)$$

Объем работ каждой операции (технологической машины) приводится к одной единице измерения и выражается через Q .

Поскольку определить производительность технических средств, выполняющих вспомогательные работы (зарядные, путеукладочные и крепежно-монтажные) не всегда представляется возможным, рекомендуется использовать их суммарную продолжительность:

$$T_{ц} = \frac{Q}{P_{\bar{o}}} + \frac{Q}{P_n} + T_{всп.р.}, \quad (6.65)$$

Где $T_{всп.р.}$ - общая продолжительность вспомогательных работ, изменяемая в сменах. Находим теперь полный объем работ:

$$T_{ц} - T_{в} = Q / P_{\bar{o}} + Q / P_n, \quad (6.66)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		106

и получаем расчетную формулу сменной производительности комплекса (системы) горнопроходческих машин:

$$P_k = (T_{ц} - T_{всп.р.})P_{б} \cdot P_n / P_{б} + P_n \quad (6.67)$$

Объем работ бурильной установкой на цикл взрывания определяется количеством погонных метров пробуренных шпуров:

$$Q_{б} = (N_n + N_y)l_{ш} = (30)2,5 = 75, \quad (6.68)$$

где N_n и N_y - количество шпуров соответственно по углю и породе, определяются по формуле Суханова А.Ф.;

Т.к. забой представлен в породы:

$$N_n = 2,7\sqrt{f_n \cdot S_n} = 30 \text{ шпуров}.$$

S_n - сечение выработки соответственно по породе, м²;

f_n - крепость угля и породы по шкале М.М. Протодяконова;

b_3 - поправочный коэффициент, характеризующий изменение удельной энергии.

Объем работ по уборке взорванной породы определяется по формуле Суханова:

$$Q_n = S \cdot l_{ш} \cdot \eta_{кши} \cdot K_p = 13,7 \cdot 2,5 \cdot 1,5 \cdot 1,3 = 66,78 \text{ м}^3, \quad (6.69)$$

где $\eta_{кши}$ - коэффициент использования шпура;

K_p - коэффициент разрыхления породы после взрыва.

$$P_{смен} = \frac{40}{30_{дней} \cdot 3_{смен}} = 0,44.$$

$$Q_n = N_n \cdot P_{смен} = 30 \cdot 0,44 = 13,2 \text{ шпуромет}.$$

Время на бурение шпуров по породе (мин.):

$$t_{б.п.} = Q_{пор} / V_{п} = 75 / 0,4 = 170 \text{ мин}$$

Техническая скорость бурения вращательно-ударной установкой (м/ч) определяется по формуле:

$$Q_{техпор} = \frac{60k_z k_o R}{\frac{1}{v_m} + \frac{1}{v_{ox}} + \frac{T_z}{B} + \frac{T_n + T_{зб}}{L}} = \frac{60 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 1}{\frac{1}{0,4} + \frac{1}{13,2} + \frac{1}{22} + \frac{0,3 + 2}{2,5}} = 13,25 \text{ м/ч} \quad (6.70)$$

Для расчетов приняты следующие обозначения:

k_T — коэффициент готовности;

R — число бурильных машин на установке;

										Лист
										107
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ					

k_o — коэффициент одновременности;

v_m — механическая скорость бурения шпуров, м/мин;

v_{ox} — скорость обратного хода бурильной головки, м/мин;

T_3 — время замены резца (коронки), мин;

V — стойкость резца (коронки) на одну заточку, м;

T_n — время наведения бурильной машины с одного шпура (скважины) на другой, мин;

$T_{3б}$ — время забуривания шпура (скважины), мин;

L — глубина шпура, м.

Коэффициент одновременности $k_o = 1$ при числе бурильных машин соответственно равно 1.

Сменная эксплуатационная производительность:

$$Q_3 = \frac{T - (t_{пз} + t'_{пз} + t_{от} + t_{вз})}{1/(k_o \cdot n \cdot v_n) + (t_{ман} + t_{о.х} + t_k)} = \frac{360 - (9 + 34,2 + 36 + 43,2)}{1/((1 \cdot 1 \cdot 0,4) + (0,3 + 0,05 + 0,27))} = 242,44 \text{ м/см}$$

где T — продолжительность смены, мин;

$t_{пз}$ — время общих подготовительно-заключительных операций, принимается равным 2,5% от продолжительности смены, мин;

$t'_{пз}$ — время подготовительно-заключительных операций при бурении шпуров, принимается равным 9,5 % от продолжительности смены, мин;

$t_{от}$ — время на отдых проходчиков, принимается равным 10 % от продолжительности смены, мин;

$t_{вз}$ — время на технологический перерыв на взрывные работы, принимается равным 12 % от продолжительности смены, мин;

n — число бурильных машин на установке;

k_o — коэффициент одновременности работы бурильных машин, равный 0,78 при $n = 2$ и 0,73 при $n = 3$;

$t_{ман}$ — время, затрачиваемое на манипулирование по установке и перестановке бурильных машин, обычно равно 0,2 — 0,5 мин на 1 м шпура;

$t_{о.х.}$ — время обратного хода бурильной головки на 1 м шпура,

$t_{о.х.} = 1/v_{о.х.}$, здесь $v_{о.х.}$ — скорость обратного хода (м/мин), равная в среднем 20 м/мин;

t_k — время на замену коронок, равное 0,1 мин на 1 м шпура;

v — чистая скорость бурения (м/мин), зависящая от крепости пород, принимается согласно технической характеристике бурильных машин.

$$t_{пз} = 9 \text{ мин}, \quad t'_{пз} = 34 \text{ мин}, \quad t_{от} = 36 \text{ мин}, \quad t_{вз} = 43,2 \text{ мин}, \quad n = 2, \quad k_o = 0,8, \quad t_{ман} = 0,3 \text{ мин},$$
$$t_{о.х.} = \frac{1}{V_{о.х.}} = 0,05 \text{ мин}, \quad t_k = 0,1 \text{ мин}, \quad V = 0,46.$$

										Лист
										108
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ					

Определяем продвижение по забою:

$$Q_{мес} = V_{np} \cdot n_{cm} \cdot T_{cm} \cdot N_{дн} = 0.71 \cdot 3 \cdot 6 \cdot 30 = 383,4 \text{ пог.м. / мес.} \quad (6.71)$$

Из результатов расчётов следует, что данная бурильная головка нам подходит, т.к. она обеспечивает заданные темпы проходки.

6.10 Расчет на устойчивость

Устойчивость шахтной бурильной установки с колесно-рельсовым передвижным механизмом, следует проверять для рабочего положения. Запас устойчивости определится по формуле:

$$K_y = \frac{M_\epsilon}{M_o}, \quad (6.72)$$

где M_ϵ - восстанавливающий момент, Н м;

M_o - опрокидывающий момент, Н м;

Считается, что устойчивость обеспечивается, если $K_y > 1,4$ Необходимо проверять устойчивость установки при различных «опасных» положениях ее подвижных частей.

Манипулятор максимально поднят вверх, податчик выдвинут и на него действует со стороны забоя усилия распора P_p и усилие подачи бурильной головки P_B .

Опрокидывающий момент:

$$M_o = 2(P_p + P_B) \cdot H = 2(3 + 15) \cdot 4,8 = 31,2 \text{ кН-м.} \quad (6.73)$$

Восстанавливающий момент:

$$M_\epsilon = 2 \cdot C_n(I_1 + I_2 + I_3) + 2 \cdot O_m(I_2 + I_3) + C_o \cdot I_3. \quad (6.74)$$

где C_n - вес податчика с бурильной машиной;

C_m - вес манипулятора с позиционером;

O_o - суммарный вес машины со стойкой, пультом, станцией управления, электрооборудованием, гидросистемой и т.д.

Координаты центров тяжести указаны на рисунке __.

$$M_\epsilon = 2 \cdot O_n(I_1 + I_2 + I_3) + 2 \cdot O_m(I_2 + I_3) + O_o \cdot I_3 M_6. \quad (6.75)$$

Следовательно машина достаточно устойчивая.

Чертежи изменяемых деталей представлены в приложениях 4-8.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		109

6.11 Техника безопасности при обслуживании машины

При эксплуатации установки должны выполняться следующие правила и требования: «Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах», «Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и рассыпных месторождений подземным способом» и др.

Запрещается допускать к монтажу, демонтажу, управлению и обслуживанию лиц не прошедших специального курса обучения и не имеющих удостоверения на право эксплуатации установки.

Перед началом работы убедиться в безопасности проведения работ. Запрещается находиться в зоне работы установки лицам, не связанным с управлением и обслуживанием машины.

Перед работой машины необходимо проверить ее исправность. При этом необходимо обращать внимание на элементы конструкции, обеспечивающие взрывозащитность, места соединения узлов и деталей. Не включать машину с неисправным электрооборудованием и поврежденным кабелем.

При транспортировании, в начале движения, необходимо убедиться, что под установкой нет посторонних предметов, необходимо подать предупредительный сигнал длительностью 6-15 с, привести установку в транспортное положение, повторить сигнал, убедиться, что путь свободен, поднять аутригеры и начать движение.

Запрещается сходить с установки и садиться на нее во время движения.

Не допускается нахождение людей сбоку установки во время движения. Сопровождающий машину проходчик должен находиться сзади следить за состоянием кабеля.

Запрещается проводить работы, не установив машину на аутригеры.

Запрещается бурение шпуров в таком месте и направлении, которые не позволяют осуществить надежный прижим упоров податчика.

Не трогать руками вращающиеся и движущиеся детали машины.

Ремонт осмотр смазку машины проводить при отключенном штрековом питании, а ремонт станции управления - при снятой штепсельной муфте.

Место работы бурильной машины должно быть освещено светильниками направленного света.

При эксплуатации всегда должны быть исправны: аппараты для дистанционного управления и бурения шпуров, устройство для водяной промывки шпуров, а также кабина и другие устройства для предохранения машиниста от обрушающейся породы.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		110

При эксплуатации гидроприводов с высоким давлением (более 10 МПа) следует прежде всего создать безопасные условия для обслуживающего персонала от поражения струей жидкости. Для этого необходимо ограждать кожухом все участки гидрوليний, которые не заключены в общий корпус машины. При обнаружении внешних утечек жидкости необходимо немедленно остановить насос и устранить утечки. Категорически запрещается для устранения утечек подтягивать соединения трубопроводов, штуцеры, при наличии высокого давления в гидросистеме.

Гибкие рукава и штанги не должны перекручиваться в процессе эксплуатации. Контроль за круткой можно осуществлять по продольным надписям основных параметров (диаметра, давления), наносимым на заводах изготовителях. При обнаружении местных вздутий наружного покрова на рукавах и штангах или появлении хотя бы небольших утечек поврежденные участки немедленно должны быть заменены новыми.

Запрещается эксплуатировать гидропривод высокого давления без манометра или при его неисправности.

Следует систематически проверять работу предохранительных клапанов. В случае отклонения давления срабатывания клапана от настроечного более чем на 10%, клапан должен быть заменен новым. Запрещается настраивать клапаны в шахтных условиях. Настройка их должна производиться только на специальных стендах.

При соблюдении необходимых мер предосторожности от поражения высоконапорными струями работа с нефтяными маслами и другими жидкостями для гидроприводов безопасна. Правила безопасной работы с маслами обычно приводятся в соответствующих ГОСТах. Смысл правил сводится к тому, что при длительной работе с маслами необходимо пользоваться перчатками или применять защитные мази, пасты для рук. При вскрытии тары с маслом не применять инструментов, дающих при ударе искру. После окончания работы с маслами и перед принятием пищи необходимо вымыть руки теплой водой с мылом.

6.12 Разработка основных мероприятий по монтажу, эксплуатации и ремонту бурильной машины

Консервация бурильной установки и ее запчастей производится в соответствии с требованиями ГОСТ 24.038.02-73, при этом с рукояток управления и выдвижения частей штоков гидроцилиндров управления удаляется бумажная

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		111

упаковка. Законсервированные поверхности машины, а так же таблички промываются чистым бензином и протираются ветошью.

Монтаж и опробование установки производится на поверхности. После устранения всех наружных дефектов и обеспечения всех нормальных работ машины, производят ее разборку на части и доставляют в шахту к месту работы.

Сборку машины производят в удобном месте недалеко от забоя, оборудованном талью грузоподъемностью не менее 3,5 т.

Затем опробывают и транспортируют в забой своим ходом. После проверки машины на месте и устранения обнаруженных дефектов приступают к работе на ней.

Во время бурения следует следить за штангой, рукоятками и кабелями. После окончания бурения шпура на заданную глубину ход податчика должен переключаться автоматически гидравлическим золотником возврата на обратный ход.

После окончания бурения, бурильную установку переставляют в транспортное положение, отключают рукав для подачи промывочной воды, очищают ее от буровой мелочи и грязи, обращая особое внимание на канаты и направляющие балок и податчика.

Техническое обслуживание и ремонт выполняют, в соответствии с руководством по эксплуатации машины. В случае поставки машины на экспорт, предприятие-изготовитель, должен составить график наладок, технического обслуживания и ремонта экспортируемой машины, с указанием сроков и ответственных работ с учетом интенсивности ее использования и конкретно горно-геологических условий.

Эффективность и срок службы установки в значительной мере зависит от регулирования и правильности смазки всех узлов. Отсутствие смазки, а так же применение некачественных или несоответствующих материалов, приводит к преждевременному отказу деталей и узлов установки.

Ремонт, осмотр и смазку установки производят при отключенном штрековом пускателе. Ремонт станции управления производят при снятой муфте.

Ежемесячное техническое обслуживание должно производиться в начале смены, перед установкой машины машинистом с участием дежурного электрослесаря.

Текущий ремонт должен производиться командой под руководством заместителя главного механика или лица его заменяющего.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		112

7. Безопасность жизнедеятельности

7.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов

Открытые горные работы характеризуются рядом производственных факторов в отношении безопасности условий труда:

- поражение электрическим током (воздействие электрического тока до 1000 Вт и выше);
- повреждения, нанесенные движущимися частями машин и механизмов;
- вибрация и производственный шум;
- сложные погодные условия (грозовые разряды, и.т.д.)
- обрушающиеся горные породы (грунты);
- падающие предметы (куски породы);
- опрокидывание машин, падение их частей.
- промышленная пыль;
- отлетающие части обрабатываемого материала и инструментов;
- агрессивные жидкости (различные щелочи и кислоты) и др.

Основные опасные вредные факторы производства приведены в таблице

7.1.

Таблица 7.1 – Анализ опасных и вредных факторов производства

Технологический процесс	Оборудование	Наименование фактора	Характеристика фактора	Ед. измерения	Фактическое значение фактора	Норматив по ГОСТ, ПДК, ПДУ	
Бурение	СБШ-250МН-32	Пыль	Диоксид	мг/м ³	5	6	
		Шум	Кремния	дБА	75	70	
		Локальная вибрация		дБ	120	112	
Экскавация	ЭКГ-5 А	Пыль	Оксиды азота	мг/м ³	12	5	
	Komatsu PC-750	Газ	Оксид углерода		4	5	
		Шум	Углеводороды		50	70	
ЭКГ-8И	Локальная вибрация	Диоксид кремния		120	112		
Транспортирование	БелАЗ-7555	Газ	Оксиды азота	мг/м ³	4	5	
	HOWO-zz3407		Оксид углерода		дБ	8	20
			Углеводороды		100	300	
Отвалообразование	Komatsu D 275A	Пыль	Диоксид кремния	мг/м ³	5	3	

7.1.1 Технические и организационные мероприятия по охране труда

Производственный контроль за соблюдением требований требований промышленной безопасности организуется и осуществляется в соответствии с Федеральным законом №116 «О промышленной безопасности опасных производственных объектов»:

- безопасность работников при эксплуатации оборудования и осуществлении технологических процессов;
- применение средств индивидуальной и коллективной защиты работников;
- соответствующие требованиям охраны труда условия труда на каждом рабочем месте;
- режим труда и отдыха работников в соответствии с законодательством РФ и законодательством субъектов РФ;
- выдача специальной одежды, специальной обуви, и других средств индивидуальной защиты;
- обучение безопасным методам и приемам выполнения работ, инструктаж по охране труда, стажировку на рабочих местах работников и проверку их знаний требований охраны труда;
- организация контроля за состоянием условий труда на рабочих местах;
- проведение обязательных предварительных и периодических медицинских осмотров;
- принятие мер по предотвращению аварийных ситуаций, сохранению жизни и здоровья работников;
- расследование в установленном Правительством Российской Федерации порядке расследования несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний;
- обязательное социальное страхование работников от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний.

Состав атмосферы карьера должен отвечать установленным нормативам по содержанию основных составных частей воздуха и вредных примесей (пыль, газы), с учетом действующих ГОСТов. Воздух рабочей зоны должен содержать по объему 20 % кислорода и не более 0,5 % углекислого газа, допустимая концентрация пыли в рабочей зоне должна быть не более 2 мг/м³. В карьере и на отвалах на рабочих местах должен проводиться отбор проб для анализа воздуха на содержание вредных газов не реже одного раза в квартал, в соответствии с

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		114

«Инструкцией по контролю содержания пыли в воздухе на предприятиях горнорудной и нерудной промышленности».

Допуск рабочих и технического персонала в карьер после производства массовых взрывов разрешается только после проверки и снижения ядовитых газов в атмосфере до санитарных норм, но не ранее, чем через 30 мин. после взрыва. Все машины и механизмы с двигателями внутреннего сгорания должны быть оборудованы нейтрализаторами вредных газов. Для снижения пылеобразования в период положительных температур необходимо проводить систематическое орошение взорванной горной массы водой. Для снижения пылеобразования на автодорогах при положительной температуре воздуха должна проводиться поливка дорог водой с применением при необходимости связующих добавок. Аптечки первой помощи должны быть на каждом участке, в цехах, мастерских, а также на всех горнотранспортных машинах и механизмах.

На объектах ремонтно-гаражного хозяйства работники должны быть обеспечены:

- специальной одеждой, специальной обувью и другими средствами индивидуальной и коллективной защиты в соответствии с типовыми отраслевыми нормами, утвержденными Министерством труда и социального развития РФ и Постановлением Министерства труда и социального развития РФ № 51 от 18.12.98 г. в редакции постановлений Минтруда РФ от 29.10.99 г. и от 03.02.04г. № 7;
- смывающими и обезжиривающими средствами в соответствии с Постановлением Министерством труда и социального развития РФ № 45 от 04.07.03г. "Об утверждении норм бесплатной выдачи работникам смывающих и обезжиривающих средств порядка и условий их выдачи".

Средства коллективной и индивидуальной защиты работников на предприятии должны соответствовать ГОСТ 12.4.011-89 (1990). Средства коллективной защиты работающих включают средства нормализации условий труда и средства снижения воздействия на работников вредных производственных факторов:

- воздушной среды (микроклимата);
- освещения;
- условия шума и вибрации;
- защиты от поражения электрическим током и от статического электричества;
- защита от движущихся узлов и деталей механизмов;
- защиты от падения с высоты и другие средства.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		115

Средства индивидуальной защиты должны по своим характеристикам соответствовать требованиям соответствующих стандартов безопасности труда:

- ГОСТ 13385-78 (1979). Обувь специальная. Номенклатура показателей качества;
- ГОСТ 12.4.010-75(1996) "ССБТ. Средства индивидуальной защиты. Рукавицы специальные. Технические условия"; ГОСТ 29335-92 (1994) "Костюмы мужские для защиты от пониженных температур. Технические условия".

Спецодежду в зависимости с категорией перерабатываемых грузов, следует подвергать стирке, химчистке и другим видам санобработки в соответствии с установленным порядком. На участках выполнения работ для защиты, работающих от воздействия опасных и вредных производственных факторов должны быть предусмотрены следующие средства коллективной защиты:

- заземляющие устройства для защиты от статистического электричества;
- оградительные, изолирующие устройства и покрытия, устройства защитного заземления и зануления, знаки безопасности для защиты от поражения электрическим током;
- освещение для компенсации недостаточности или отсутствия естественного освещения;
- система вентиляции и кондиционирования на местах установки технологического оборудования.

Рациональные режимы работы. При назначении режимов работы следует учитывать и вибрационные характеристики. Для экскаваторов, где наиболее опасными являются крутильные колебания стрелы, следует предпочитать разработку породы вертикальными стружками, так как в случае работы горизонтальными стружками увеличивается момент, скручивающий стрелу. Большие колебания в вертикальной плоскости можно снизить переходом от вертикальных к горизонтальным стружкам (за счет уменьшения величины вертикальной составляющей окружной силы). Существуют оптимальные размеры стружки, при которых вибрации являются минимальными. Разработка породы неширокими толстыми стружками уменьшает боковую силу на ковше и способствует снижению колебаний в горизонтальной плоскости.

Организационные мероприятия по снижению вибраций и шума следующие:

- паспортизация параметров вибрации и шума на рабочих местах;
- проведение профессионального отбора при приеме на работу и медицинский контроль за состоянием рабочих;

- выбор рационального режима труда и обучение рабочих методам защиты от вибрации и шума;
- контроль за соблюдением правил безопасной работы людей в виброшумовых условиях;
- своевременный и качественный ремонт на специализированных предприятиях;
- контроль виброзащитных и шумовых характеристик в процессе эксплуатации и после ремонта;
- замена оборудования на менее шумное (например, пневмопривода на гидропривод или электропривод);
- удаление кабин управления из опасных зон вибрации и шума;
- внедрение дистанционного управления шумными машинами и механизмами и автоматического контроля за их функционированием;
- обеспечение работающих средствами индивидуальной защиты, медико-биологическая профилактика шумовибрационной болезни.

Все зоны с уровнем звука выше 85 дБ обозначаются предупредительными знаками. Не допускается эксплуатация машин при отсутствии средств виброшумозащиты, предусмотренных технической документацией.

Мероприятия по производственной санитарии:

- Все, работающие на предприятии, должны соблюдать оптимальные режимы труда и отдыха.
- Режимы труда и отдыха должны предусматривать ускорение процессов включения в работу, поддержание высокого уровня работоспособности и исключать возможность травматизма и проф. заболеваемости работающих, из-за утомляемости и других психофизиологических факторов.
- Работающим должны предоставляться физиологические перерывы в работе, продолжительность и периодичность которых зависит от условий и интенсивности труда, согласно карт аттестации рабочего места.
- Работающие, имеющие контакт с вредными производственными факторами, должны регулярно проходить периодические медицинские осмотры в соответствии с приказом Минздрава №302Н от 10.04.2011 г.
- Всем работающим, занятым в процессе работы с вредными условиями труда, должно выдаваться в установленном порядке лечебно - профилактическое питание или молоко, согласно карт аттестации рабочего места.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
						117
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- Все работающие, связанные в процессе работы с загрязнением тела, должны в установленном порядке получать на руки не менее 300 грамм мыла в месяц, кроме моющих средств, находящихся постоянно на умывальниках;
- Для работающих вне производственных помещений (на складах, строительных площадках и т.п.) должны быть предусмотрены помещения для обогрева.
- Прием пищи разрешается только в столовых, буфетах или специально выделенных и оборудованных согласно санитарно-гигиенических требований помещениях. Прием пищи на рабочих местах запрещается.
- Перед приемом пищи вымойте руки с мылом или другими моющими средствами.
- Содержите в чистоте спецодежду, своевременно сдавайте ее в стирку и починку. Использование спецодежды вне рабочее время строго запрещено.
- После работы необходимо водой с мылом тщательно вымыть лицо, шею и руки или принять душ. Перед приемом пищи необходимо вымыть руки с мылом.
- Для обработки микротравм пользуйтесь медицинской аптечкой.
- Мероприятия по пожарной и взрывной безопасности.

При возникновении пожара, каждый работник, заметивший пожар, должен немедленно сообщить об этом в пожарное депо по телефону 0-1, и сразу же приступить к ликвидации очага пожара первичными средствами пожаротушения, к которым относятся: вода, песок, кошма, полог брезента, огнетушители и оборудование противопожарного щита. Запрещается разводить открытый огонь в зданиях и помещениях, а также в непосредственной близости от них. Запрещается хранение смазочных материалов свыше суточной нормы. Хранить их разрешается только в специальных ящиках с крышками.

Запрещается хранение пожароопасных материалов (бензин, масло, нитрокраски и прочее) в производственных зданиях и помещениях. При обнаружении некомплектности противопожарных средств поставить в известность об этом технический надзор. Назначение и использование ручными углекислотными огнетушителями. Углекислота не вызывает порчи материалов, что делает ее незаменимой при тушении ценных товаров. Ввиду того, что углекислота не проводит электрический ток, углекислотные огнетушители являются самым распространенными огнетушителями при тушении электроустановок, находящихся под напряжением до 1000 В.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		118

Для тушения пожара огнетушитель следует поднести как можно ближе к очагу пожара, направить раструб на очаг пожара, и вращением маховичка против стрелки открыть до отказа вентиль.

7.2 Охрана окружающей среды

7.2.1 Анализ промышленных загрязнений окружающей среды

В связи с тем, настоящим проектом сохранены главные параметры карьера и количество извлекаемых запасов руд, настоящим проектом наследуются рекомендации действующего проекта в части охраны недр. Охрана недр, в проекте, обеспечивается выполнением требований. «Единых правил охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых» и Закона РФ «О недрах». Предусматривается отдельное складирование составляющих вскрышных пород, для чего создается два отвала вскрышных пород – отвал скальной вскрыши и отвал рыхлой вскрыши, которая впоследствии используется для рекультивации, создается также спец. отвал забалансовых, окисленных и смешанных руд.

В соответствии с Правилами охраны недр ПБ 07-601-03 п. 20 проектом предусмотрены мероприятия, обеспечивающие безопасность работников рудника и населения, охрану атмосферного воздуха, вод, зданий и сооружений, рекультивацию нарушенных земель, снижение отчуждения земельных площадей под внешние отвалы, сохранению плодородного слоя почвы, организацию наблюдения за состоянием горного отвода и окружающей среды, по прогнозированию изменений, связанных с вредным влиянием горных разработок. Полнота и качество извлечения запасов полезных ископаемых из недр обеспечивается рациональным порядком отработки запасов, принятой системой разработки, горнотранспортным оборудованием и специальными мероприятиями по снижению потерь запасов. Потери и разубоживание руды при добыче рассчитаны согласно методическим указаниям по нормированию, определению и учету потерь разубоживания руд. Величина потерь не превышает уровень на действующих карьерах района, работающих в аналогичных условиях.

Потери и разубоживание должны уточняться в ежегодных планах развития горных работ и утверждаться в Госгортехнадзоре. Выборочная отработка наиболее качественных рудных блоков, находящихся в более благоприятных горно-геологических условиях, приводящая к снижению качества остающихся балансовых запасов, не допускается.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		119

7.2.2 Природоохранные мероприятия по защите атмосферы, гидросферы и литосферы

При эксплуатации месторождения мероприятия по уменьшению потерь должны предусматривать:

- качественную и своевременную зачистку площадок по руде бульдозером;
- постоянное поддержание автодорог и подъездов в хорошем состоянии;
- контроль загрузки автомобилей при транспортировке;
- ведение горных работ и отвалообразования в границах утвержденного горного и земельного отводов;
- своевременное водоотведение из добычного забоя.

Породы вскрыши полностью складировуются в отвалы, т.к. по данным геологоразведки промышленного значения они не имеют. Комплекс работ по охране недр и окружающей среды, в период разработки карьера, и после ее завершения включает:

- снятие и складирование ПРС;
- рекультивация нарушенных земель;
- предотвращение нарушения и деформации земной поверхности;
- горно-экологический мониторинг;
- мероприятия в случае аварийных ситуаций.

Устойчивость откосных сооружений обеспечивается:

- углы откосов бортов карьера в предельном положении имеют запас устойчивости не менее нормативного.

Отвалы вскрышных пород размещены на минимальном расстоянии транспортирования, с учетом безрудности участка размещения, что снижает объем транспортной работы, а, следовательно, загрязнение атмосферы пылью и газами. В «сухое» время года пылеобразующие поверхности предусмотрено поливать водой: забои экскаваторов, рабочие площадки, автодороги. Нормативы вскрытых и подготовленных запасов определены согласно «Инструкции по учету вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды (песков), классификации горных работ и порядку погашения затрат на их проведение».

Организация природоохранной деятельности. Сложность геологического строения объекта диктует необходимость проведения эксплуатационной разведки с целью уточнения контуров добычных блоков и их промышленно-технологических показателей для оперативного обоснованного планирования горных работ. Для решения задач эксплуатационной разведки предусматривается

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		120

бурение скважин с опробованием керна, шлама, бороздовое опробование по добычным забоям и бортам карьера.

Шламовое опробование будет проводится при бурении эксплуатационных скважин из расчета объемов добычи на 1 млн. т. шламовых проб – 2500 шт.

7.3 Правила безопасности

7.3.1 Правила безопасности при выемочно-погрузочных работах

При передвижении экскаватора по горизонтальному участку или на подъем привод ходовой тележки должен находиться сзади, а при спусках с уклона – впереди. Ковш должен быть опорожнен и находиться не выше 1 м от почвы, а стрела должна быть установлена по ходу движения экскаватора.

Перегон экскаватора должен осуществляться по трассе, расположенной вне призм обрушения, с уклоном, не превышающим 12°, и имеющей ширину, достаточную для маневра. Перегон экскаватора должен производиться по сигналам помощника машиниста или специально назначенного лица.

Экскаватор необходимо располагать на уступе на выровненном основании с уклоном не более 3°. Расстояние между откосом уступа или автосамосвалом и контргрузом экскаватора должно быть не менее 1 м. При погрузке водители автосамосвалов обязаны подчиняться сигналам машиниста экскаватора, значение которых устанавливается руководством организации. Запрещается во время работы экскаватора пребывание людей (включая и обслуживающий персонал) в зоне действия экскаватора. Применяющиеся на экскаваторах канаты должны соответствовать паспорту и иметь сертификат завода-изготовителя.

В случае угрозы обрушения или оползания уступа во время работы экскаватора, машинист экскаватора обязан прекратить работу, отвести экскаватор в безопасное место и поставить в известность технического руководителя смены. Кабины экскаваторов (как и других эксплуатируемых механизмов) должны быть утеплены и оборудованы безопасными отопительными приборами. В нерабочее время экскаватор должен быть отведен из забоя в безопасное место, ковш опущен на землю, кабина заперта, с питающего кабеля снято напряжение. Запрещается ведение работ без утвержденного паспорта, а также с отступлением от него.

Смазочные и обтирочные материалы должны храниться в закрытых металлических ящиках. Смазки экскаватора должны производиться в соответствии с эксплуатационной документацией и инструкциями заводов-изготовителей.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		121

7.3.2 Правила безопасности при транспортировании горной массы

Ширина проезжей части внутрикарьерных дорог и продольные уклоны должны соответствовать проектным. В особо стесненных условиях на внутрикарьерных и отвальных дорогах величину радиусов кривых в плане допускается принимать в размере не менее двух конструктивных радиусов разворотов транспортных средств по переднему наружному колесу. Проезжая часть дороги внутри контура карьера (кроме забойных дорог) должна быть ограждена от призмы возможного обрушения породным валом. Высота породного вала принимается не менее 1,3 м.

Вертикальная ось, проведенная через вершину породного вала, должна располагаться вне призмы обрушения. В зимнее время автодороги должны систематически очищаться от снега и льда и посыпаться песком, шлаком, мелким щебнем, либо солью. Каждый автомобиль должен иметь технический паспорт, содержащий его основные технические и эксплуатационные характеристики. Находящиеся в эксплуатации карьерные автомобили должны быть укомплектованы:

- средствами пожаротушения;
- знаками аварийной остановки;
- медицинскими аптечками;
- упорами (башмаками) для подкладки под колеса;
- звуковым прерывистым сигналом при движении задним ходом;
- устройством блокировки (сигнализатором) поднятия кузова под ВЛ (для автосамосвалов грузоподъемностью 30 т и более);
- двумя зеркалами заднего вида;
- средствами связи.

На линию автомобили могут выпускаться только при условии, если все их агрегаты и узлы, обеспечивающие безопасность движения, а также безопасность других работ, предусмотренных технологией применения автотранспорта, находятся в технически исправном состоянии. Они должны также иметь необходимый запас горючего и комплект инструмента, предусмотренный заводом-изготовителем.

Движение на технологических дорогах должно регулироваться дорожными знаками, предусмотренными действующими правилами дорожного движения. На технологических дорогах движение автомобилей должно производиться без обгона. В отдельных случаях при применении автомобилей с разной технической скоростью движения допускается обгон при обеспечении безопасных условий

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		122

движения. При погрузке горной массы в автомобили экскаваторами должны выполняться следующие условия:

- ожидающий погрузки автомобиль должен находиться за пределами радиуса действия экскаватора и становиться под погрузку только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора;
- находящийся под погрузкой автомобиль должен быть в пределах видимости машиниста экскаватора;
- находящийся под погрузкой автомобиль должен быть заторможен;
- погрузка в кузов автомобиля должна производиться только сзади или сбоку, перенос экскаваторного ковша над кабиной автомобиля запрещается;
- высота падения груза должна быть минимально возможной и во всех случаях не превышать 3 м;
- нагруженный автомобиль может следовать к пункту разгрузки только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора.

Не допускается односторонняя или сверхгабаритная загрузка, а также превышающая установленную грузоподъемность автомобиля. При работе на линии запрещаются:

- движение автомобиля с поднятым кузовом;
- ремонт и разгрузка под линиями электропередачи;
- в пунктах погрузки движение задним ходом более 30 м (за исключением работ по проведению траншей);
- переезд кабелей, уложенных по почве и не огражденных специальными предохранительными устройствами;
- перевозка посторонних людей в кабине без разрешения администрации;
- выход из кабины автомобиля до полного подъема или опускания кузова;
- остановка автомобиля на уклоне и подъеме;
- движение вдоль железнодорожных путей на расстоянии менее 5 м от ближайшего рельса;
- эксплуатация автомобиля с неисправным пусковым устройством двигателя.

7.4 План ликвидации аварий

Аварии и поломки возникают по следующим причинам: нарушение правил технической эксплуатации, недосмотр или неправильные действия членов бригады, низкая квалификация и плохая организация труда обслуживающего

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		123

персонала. Для предупреждения и ликвидации возникшей аварии для каждого участка, находящейся в эксплуатации, составляется план ликвидации аварии.

Аварийный план предусматривает:

- возможные аварии и условия, опасные для жизни людей и места их возникновения;
- мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией;
- мероприятия по ликвидации аварий, а также действия инженерно-технических работников и рабочих при возникновении аварий;
- места нахождения средств для спасения людей и ликвидации аварии;
- действия ВГСЧ при ликвидации аварий.

План ликвидации аварий содержит:

- оперативную часть;
- распределение обязанностей между отдельными лицами, участвующими в ликвидации аварий;
- список должностных лиц и учреждений, которые должны быть немедленно извещены об аварии.

К оперативной части плана ликвидации аварий прилагаются следующие документы:

- план горных работ с нанесением мест расположения подсобных построек, плотин, дамб, перемычек, переправ, с отметкой уровня воды и глубин водоема;
- схема с нанесением расположения основного оборудования и выходов;
- схема противопожарного водовода;
- схема электроснабжения;
- схема аварийного освещения;
- схема расположения водонепроницаемых переборок, люков и монтажных проемов.

План ликвидации аварий составляется (пересматривается) ежегодно начальником участка, согласовывается с начальником горноспасательной службы и начальником пожарной части и утверждается главным инженером за 15 дней до начала следующего промывочного сезона.

План ликвидации аварий со всеми приложениями должен находиться на участке, у главного инженера прииска и командира ВГСЧ. Кроме того, оперативная часть плана должна быть вывешена в мастерском помещении. С аварийным планом должны быть ознакомлен весь обслуживающий персонал.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		124

8. Экономическая часть

8.1 Организация и управление производством разреза “Балахтинский”

8.1.1 Организация управления производством и производственная структура

Отдел главного механика входит в структуры управления предприятия и представляет его структурное подразделение. Он возглавляется главным механиком, который является одновременно начальником этого отдела и руководителем всей службы ремонта технологического и вспомогательного оборудования.

Основная задача этой службы — обеспечение бесперебойной работы оборудования и его технического состояния на уровне, соответствующем требованиям производства, должна решаться с учетом экономики и перспективы так, чтобы обеспечивался наибольший эффект для предприятия, и чтобы осуществляемые мероприятия создавали условия для нормальной работы предприятия не только на ближайший отрезок времени, но и в будущем. Поэтому в положении об отделе главного механика в части, относящейся к оборудованию, должны предусматриваться три следующих вида функций:

1. Обеспечение необходимого технического состояния оборудования и его бесперебойной работы;
2. Организация экономики ремонтного хозяйства предприятия;
3. Обеспечение развития ремонтного хозяйства соответственно развитию предприятия.

Основным мероприятием, без осуществления которого нельзя решить задачу поддержания технического состояния оборудования на определенном уровне, является выполнение планово-предупредительного ремонта его в объемах, вытекающих из нормативов системы ППР. Однако нормативы системы ППР соответствуют нормальным условиям эксплуатации оборудования и надлежащему уходу за ним. Поэтому в число основных функций отдела главного механика, относящихся к первому виду, входят наряду со связанными с осуществлением системы ППР также функции по контролю за правильностью эксплуатации оборудования, его содержанию и уходу за ним. Функции отдела главного механика в области экономики не ограничиваются только достижением определенных экономических показателей самой ремонтной службы. Отдел главного механика, представляющий подразделение предприятия, должен направлять работу ремонтных служб в интересах всего предприятия, т. е. решать задачу обеспечения сохранности производственного оборудования с учетом задачи улучшения экономики предприятия. В результате непрерывного совершенствования производства и увеличения производственных мощностей предприятия возрастают объемы ремонтных работ, повышаются требования к качеству выпускаемого из ремонта оборудования. Если не происходит соответствующего развития ремонтной службы, не увеличиваются ее производственные возможности, не обеспечивается повышение технического уровня ремонтной службы на производстве, то такая ремонтная служба через

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		125

какое-то время не сможет удовлетворять возросшие требования производства, обеспечивать выполнение ремонтных работ в необходимом объеме и должного качества. Во избежание этого отдел главного механика должен постоянно вести работу по совершенствованию ремонтного дела, повышению технической оснащенности ремонтной службы, разрабатывать предложения по увеличению ее производственной мощности и комплексные планы развития ремонтного производства.

Для выполнения всех указанных функций в отделе главного механика предприятия существуют специализированные подразделения.

Функции отдела главного механика:

1. Разработка на основе Положения о планово-предупредительном ремонте годовых, квартальных и месячных планов и графиков всех видов ремонта оборудования, сооружений. Учет выполнения планов и графиков ремонта, контроль за качеством ремонта.

2. Участие в составлении и проверке дефектно-сметной ведомости на ремонтируемое оборудование.

3. Разработка и внедрение мероприятий по предупреждению аварий, поломок и повышенного износа оборудования.

4. Составление технических заданий конструкторско-технологическому бюро на разработку или подбор чертежей сменных деталей.

5. Внедрение в практику ремонта прогрессивной технологии, высокоэффективных ремонтных приспособлений, механизация трудоемких процессов.

6. Обеспечение правильного и экономного расходования денежных средств и материалов, предназначенных на ремонт оборудования.

7. Разработка подразделениям норм расхода на основные и вспомогательные материалы и комплектующие изделия для ремонта и технологического обслуживания оборудования.

8. Подготовка заявок соответствующим службам завода на материалы и комплектующие изделия для ремонта и обслуживания технологического оборудования.

9. Участие в заполнении или корректировке производственно-технического паспорта завода. Разработка технического паспорта службы главного механика.

10. Контроль за правильностью хранения запасных (сменных) частей оборудования на складах.

11. Введение паспортного хозяйства на технологическое и грузоподъемное оборудование.

12. Контроль за правильностью использования и загрузки ремонтных цехов и служб цеховых механизмов.

13. Контроль за правильной организацией "смазочного хозяйства", применением масел для смазки механизмов и оборудования.

14. Обеспечение работ по модернизации оборудования.

15. Учет наличия и движения оборудования, числящегося на балансе основной деятельности.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		126

16. Контроль за систематической проверкой с предъявлением Гостехнадзору грузоподъемных средств.

17. Организация обмена опытом по эксплуатации и ремонту технологического и подъемно-транспортного оборудования.

18. Обеспечение внедрения достижений новой техники и передовых методов работы в области ремонта и эксплуатации технологического и подъемно-транспортного оборудования.

19. Представление заключений по рационализаторским предложениям и изобретениям и обеспечение внедрения принятых предложений.

20. Обобщение и распространение передового опыта работы новаторов производства и оказание всемерной помощи рационализаторам и изобретателям.

Взаимоотношения отдела главного механика с другими подразделениями предприятия.

1. С отделом технического контроля.

Получает: замечания и предложения по улучшению качества ремонта оборудования.

Представляет: необходимые средства контроля, обеспечивающие надежную проверку качества произведенного ремонта оборудования; график проверки оборудования на технологическую точность.

2. С главной бухгалтерией.

Получает: данные по учету затрат, информацию на открытие заказа по всем видам ремонта; акты на списание оборудования с баланса, участие в оформлении; информацию по расходованию материалов на ремонтные работы; информацию о наличии основных и оборотных средств в сопоставлении с нормативом.

Представляет: извещения о выполнении заказов; акты на списание оборудования с баланса; акты на передачу или продажу оборудования другим организациям; акты на передачу оборудования из ремонта в эксплуатацию.

3. С отделом главного технолога.

Получает: планировку размещения оборудования в цехах; чертежи привязки оборудования (при перепланировках); чертежи специального инструмента и приспособлений; техническую документацию на модернизацию оборудования; технические задания на проектирование специального нестандартного оборудования; расчеты и заявки на необходимое предприятию технологическое оборудование; расчеты грузооборота необходимых для механизации погрузочно-разгрузочных работ.

Представляет: заявки на проектирование инструмента и приспособлений для ремонта оборудования; паспорта на действующее и неустановленное оборудование; сведения об изменениях паспортных данных оборудования в связи с производством капитального ремонта.

4. С отделом главного энергетика.

Получает: обеспечение ремонта всего установленного на предприятии электрооборудования; выполнение заявок по подключению вновь устанавливаемого и переставляемого оборудования; выполнение заявок по

									Лист
									127
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

разработке электрических схем на проектируемое оборудование; график планово-предупредительного ремонта электрооборудования.

Представляет: заявки на ремонт электрооборудования; заявки на подключение вновь устанавливаемого и переставляемого оборудования; заявки на разработку электросхем; график планово-предупредительного ремонта.

5. С отделом материально-технического снабжения.

Получает: сведения о выделенных фондах на материалы по заявкам отделов и справки о наличии материалов на складах.

Представляет: расчеты потребности и заявки на материалы для ремонтно-эксплуатационных нужд в соответствии с нормами расхода материалов и утвержденными планами работ.

6. С планово-экономическим отделом.

Получает: задание по снижению себестоимости товарной продукции.

Представляет: план ремонта оборудования на квартал, год и на перспективу; месячные отчеты о выполнении планово-предупредительного ремонта оборудования; сметы расходов на ремонт оборудования и сооружений и на выполнение организационно-технических мероприятий; отчет о выполнении задания по снижению себестоимости товарной продукции.

7. С отделом организации труда и заработной платы.

Получает: задание по снижению трудоемкости; консультации по трудовым вопросам; положение о порядке премирования работников отдела из фонда материального поощрения; утвержденные штатные расписания; план по труду на квартал, месяц.

Представляет: проект задания по снижению трудоемкости; проект штатного расписания; предложения о наиболее рациональной расстановке рабочих на ремонтных и монтажных работах; необходимые материалы по вопросам организации нормирования труда и заработной платы.

8.1.2 Режим и организация работ

Годовой режим работы предприятия и его структурных подразделений зависит от конкретных условий. На разрезе принят непрерывный режим работы основных технологических процессов.

Организация труда рабочих разрабатывается и обосновывается по всем процессам добычи полезных ископаемых и производства горно-подготовительных работ.

Общее руководство работой предприятия осуществляется директором предприятия, путём использования общих методов организации работ.

Главный механик и главный энергетик возглавляют энерго-механическую службу, организуют правильную эксплуатацию машин и механизмов, электрических подстанций и силовых линий, а также насосных и компрессорных установок на драгах. Они руководят ремонтом оборудования и осуществляют контроль за состоянием техники.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		128

Главный геолог и главный маркшейдер руководят геолого-маркшейдерской службой, которая осуществляет надзор за правильной эксплуатацией недр, ведёт учёт добычи песков и объёмов вскрыши.

Предприятие работает круглосуточно по две смены в сутки. Продолжительность смены 12 часов. Количество рабочих дней в году—365. Необходимость круглосуточной работы обуславливается потребностью в угле.

При расчете потребной численности рабочих устанавливают явочную и списочную численность.

Явочную численность рабочих-повременщиков определяют методом расстановки по рабочим местам:

$$Ч_{я} = n \cdot H_{обс} \cdot C, \quad (8.1)$$

где n - количество рабочих мест или машин;

Нобс - численность по норме на обслуживание рабочих мест или машин, чел.;

C - количество рабочих смен в сутки.

Списочную численность рабочих находят по формуле:

$$Ч_{сп} = Ч_{я} \cdot K_{сп}, \quad (8.2)$$

где K_{сп} - коэффициент списочного состава.

Коэффициент списочного состава устанавливают по данным баланса рабочего времени одного рабочего (таблица 8.1).

Таблица 8.1 - Баланс рабочего времени одного рабочего

№ п/п	Структура баланса времени	Непрерывный режим работы	Прерывный режим работы
I	2	3	4
1	Календарный фонд времени, дн.	365	365
2	Количество нерабочих дней - всего, в том числе: праздничных выходных	0 183	12 182
3	Номинальный фонд времени, дн. (с.1 - с.2)	182	249
4	Неявки на работу - всего, дн. в том числе: очередной и дополнительный отпуск отпуска в связи с учебой декретный отпуск невыходы по болезни выполнение государственных и общественных обязанностей	36 30 2 0 4 0	36 30 2 0 4 0
5	Действительный фонд рабочего времени, дн. (с.3 - с.4)	146	213
6	Коэффициент списочного состава, (с.3 / с.5)	1,25	1,17

Непрерывный режим - для вспомогательных рабочих РМЦ.

8.2 Расчет основных технико-экономических показателей процесса добычи угля

8.2.1. Расчет суммы капитальных вложений и амортизационных отчислений

На основе выбора технологического процесса и расчета необходимых объемов зданий и сооружений, количества технологического оборудования по всем видам горных работ составляется смета капитальных вложений.

Методика расчета капитальных вложений выполняется по следующим направлениям:

Здания и сооружения. Капитальные затраты на производственные здания и сооружения рассчитывают исходя из их объемов и стоимости строительства 1 м³. Величину затрат на строительство 1 м³ проектируемых объектов принимают по данным предприятия. Расчеты сметной стоимости и суммы амортизационных отчислений зданий и сооружений представлены в таблице 8.2.

Таблица 8.2 - Смета капитальных затрат на здания и сооружения

Наименование зданий и сооружений	Значение физического параметра	Цена работ за единицу, тыс. руб.	Общая сумма затрат, тыс. руб.	Норма амортизации	Годовая сумма АО, тыс. руб.
Здания					
Здание ремонтно-технической мастерской, м ²	300	84,40	25332,00	4,20	1063,94
Здание АБК, м ²	1000	42,176	42176,00	3,90	1644,86
Здание ремонтного цеха, м ²	1200	2,542	30050,41	4,00	1202,01
Здание столовой, м ²	300	33,33	10000	3	300
Переносные здания (вагончики), шт	150	225,600	33840,00	59,70	20202,48
Здание гаража, м ²	3000	10,500	31500,00	4,50	1417,50
Итого по группе «Здания»:			172898,41		25830,79
Сооружения					
Телефонная сеть, п.м.	700	7,000	4900	5,6	274,40
Теплосеть, п.м.	1000	8,000	8000	5,6	448,00
Водопровод, п.м.	2000	4,400	8800	5,0	440,00
Автодороги, п.м.	2500	12610	31525	4	1261,00
Водоотливная установка, п.м.	180	4,000	720	5	36,00
Итого по группе «Сооружения»:			53945		2459,40
Итого:			226123,41		28294,19

Объем и стоимость 1 ед. приняты по данным предприятия.

Расчеты суммы капитальных вложений и суммы амортизационных отчислений технологического оборудования выполнены в таблице 8.3.

Таблица 8.3 - Расчет капитальных затрат на технологическое оборудование и величины амортизационных отчислений

Наименование оборудования по (процессам работ)	Количество единиц оборудования, шт.	Стоимость единицы, тыс. руб.	Общая сумма капитальных затрат, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Сумма амортизации, тыс. руб.
1. Рабочие машины и оборудование					
<i>Вскрышные работы</i>					
Экскаватор Komatsu PC1250-7	3	27500	82500	6,67	5502,75
Бульдозер Komatsu D65EX-16	4	28000	112000	10,00	11200
Буровой станок БТС-150	1	5970	5970	10,00	597
<i>Добычные работы</i>					
Экскаватор Komatsu PC-400	23	20000	460000	6,67	30682
Бульдозер Komatsu D65EX-16	4	28000	112000	10,00	11200
<i>Оборудование РМЦ</i>					
Токарный станок	6	3108	18648	1,5	279,72
Сверлильный станок	2	3260	6520	1,5	97,80
Фрезерный станок	2	3220	6440	1,5	96,60
Строгальный станок	2	3350	6700	1,5	100,50
Зуборезный станок	1	3200	3200	1,5	48,00
Заточный станок	1	3150	3150	1,5	47,25
Электрогазосварочные посты	1	3055	3055	1,5	45,825
Прочие станки	1	3500	3500	1,5	52,50
Итого по группе "Рабочие машины и оборудование"			823683		59949,945
2. Транспортные средства					
Погрузчик W-420	1	7000,00	7000,00	10,00	700,00
Погрузчик W-470	1	8000,00	8000,00	10,00	800,00
Автосамосвал Komatsu HD605-7	11	32022,90	352251,90	10,00	35225,19
Итого по группе "Транспортные средства"			367251,90		36725,19
Всего			1190934,90		96675,135

Расчет амортизационных отчислений выполнен по линейному методу: пропорционально полезному сроку использования ($T_{\text{пси}}$) или нормативному сроку эксплуатации ($T_{\text{н}}$):

$$AO = \Phi_{\text{перв.}} / T_{\text{пси}} \text{ или } \Phi_{\text{перв.}} / T_{\text{н}} \quad (8.3)$$

где $\Phi_{\text{перв}}$ – первоначальная стоимость объекта.

На основании выполненных расчетов определена определена сумма капитальных вложений и амортизационных отчислений. Результаты расчета представлены в таблице 8.4.

Таблица 8.4 – Капитальные вложения в создание основных средств предприятия

Группа основных средств	Сумма капитальных вложений, тыс. руб.	Сумма амортизации, тыс. руб.	Примечание
1. Здания	172898,41	25830,79	Итоги табл. 8.2
2. Сооружения	53945	2459,40	Итоги табл. 8.2
2. Машины и оборудование:			
- Рабочие машины и оборудование	823683	59949,945	Итоги табл. 8.3
3. Транспортные средства	367251,90	36725,19	Итоги табл. 8.3
4. Инструмент	59546,745	4833,75675	5% от суммы по группе 2 «Машины и оборудование» и группы 3 «Транспортные средства»
5. Производственный и хозяйственный инвентарь	24710,490	1798,49835	3% от суммы по группе «Рабочие машины и оборудование»
Всего капитальные вложения	1501855,545	131597,579	

8.2.2. Организация труда и заработной платы работников разреза

8.2.2.1. Расчет численности работников разреза

В состав численности работников предприятия входят следующие категории:

- основные рабочие по технологическим процессам горных работ;
- вспомогательные рабочие;
- численность аппарата управления предприятием.

Расчет численности производственных рабочих выполнен в таблице 8.5.

Таблица 8.5 - Расчет численности производственных рабочих предприятия

Профессия	Количество единиц оборудования, шт.	Норматив обслуживания, чел.	Число смен	Явочная численность рабочих, чел.	Коэффициент списочного состава	Списочная численность рабочих, чел.
1	2	3	4	5	6	7
1. Расчет численности основных рабочих по технологическим процессам						
Вскрышные работы						
Машинист экскаватора Komatsu PC1250-7	3	1	2	6	1,25	8
Машинист бульдозера Komatsu D65EX-16	4	1	2	8	1,25	10
Машинист бурового станка БТС-150	1	1	2	2	1,25	3
Добычные работы						
Машинист экскаватора Komatsu PC-400	23	1	2	46	1,25	58
Машинист бульдозера Komatsu D65EX-16	4	1	2	8	1,25	10
Транспортирование						
Водитель погрузчика W-420, W-470	2	1	3	6	1,25	8
Водитель автосамосвала Komatsu HD605-7	11	1	3	33	1,25	42
Итого основные рабочие				109		139
2. Вспомогательные рабочие						
Рабочие РМЦ						
Токарь	7	1	2	14	1,25	18
Сверильщик	2	1	2	4	1,25	5
Фрезеровщик	2	1	2	4	1,25	5
Строгальщик	2	1	2	4	1,25	5
Зуборезчик	1	1	2	2	1,25	3
Заточник	1	1	2	2	1,25	3
Электрогазосварщик	1	1	2	2	1,25	3
Прочие работники	1	1	2	2	1,25	3
Итого вспомогательные рабочие				34		42
Итого:				143		181

8.2.2.2 Расчет фонда заработной платы работников предприятия

Фонд заработной платы работников предприятия формируется из суммы фонда заработной платы основных и вспомогательных рабочих, фонда заработной платы управленческого персонала. Расчет фонда заработной платы основных и

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		133

вспомогательных рабочих выполнены в таблице 8.6.

Величина среднемесячной заработной платы рассчитывается по формуле:

$$\text{Змес.} = \text{итог гр. 13} / \text{итог гр.6} / 12, \text{ руб. в месяц,} \quad (8.4)$$

$$\text{Змес.} = 105349210,6 / 181 / 12, = 48503,31 \text{ руб.}$$

Определение численности управленческого персонала и расчет фонда заработной платы управленческого персонала выполнено в таблице 8.7.

8.3. Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого

Расчет отдельных статей калькуляции себестоимости добычи руды (угля) производят в следующем порядке:

- а) расчет потребного количества и стоимости вспомогательных материалов;
- б) расчет энергетических затрат;
- в) амортизация;
- г) заработная плата производственных рабочих;
- д) отчисления от заработной платы;
- е) расчет расходов на содержание и эксплуатацию оборудования;
- ж) расчет цеховых расходов.

8.3.1 Вспомогательные материалы

Данная статья включает затраты:

а) на нормируемые материалы на одну тонну полезного ископаемого (1м³ вскрышных работ) - взрывчатые вещества, средства взрывания, крепежные материалы, смазочные и др.;

б) материалы, погашаемые в сметно-нормативном порядке: рельсы, шпалы, стрелочные переводы, кабель, канат, конвейерные ленты и др.;

в) на малоценные и быстроизнашивающиеся предметы и спецодежду, которые устанавливаются по данным практики на одного списочного рабочего в год;

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		134

Таблица 8.6 - Расчет фонда заработной платы производственных рабочих предприятия

№ пп	Категория работающих	Разряд	Дневная тарифная ставка, руб	Действительный фонд рабочего времени, дн	Списочная численность, чел.	Основная заработная плата, руб.				Общая сумма основной заработной платы с районным коэффициентом и северной надбавкой	Дополнительная зарплата. (% к гр. 11), руб.	Всего фонд заработной платы, тыс. руб.
						Тарифный фонд	Премии к тарифному фонду	Доплаты за работу в ночное, вечернее время, % к тарифному фонду	Итого основная заработная плата			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	1. Численность основных рабочих по технологическим процессам											
2	Вскрышные работы											
3	Машинист экскаватора Komastu PC1250-7	5	1200	146	8	1401600	405,40	39244,8	1441250,2	4035500,5	807100,1	4842600,6
4	Машинист бульдозера Komatsu D65EX-16	5	1200	146	10	1752000	410,40	49056	1801466,40	5044105,9	1008821,1	6052927
5	Машинист бурового станка БТС-150	5	950	146	3	416400	400,25	11659,2	428459,45	1199686,4	239937,2	1439623,6
6	Добычные работы											
7	Машинист экскаватора Komastu PC-400	5	1200	146	58	10161600	405,40	284524,8	10446530,2	29250284,5	5850056,9	35100341,4
8	Машинист бульдозера Komatsu D65EX-16	5	1200	146	10	1752000	410,40	49056	1801466,40	5044105,92	1008821,1	6052927,02

ДПТ 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Изм.

Лист

№ докум.

Подпись

Дата

Лист

135

Изм.	
Лист	
№ докум.	
Подпись	
Дата	

ДПТ 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
9	Транспортирование											
10	Водитель погрузчика W-420, W-470	5	900	213	8	1533600	442,12	71312,4	1605354,5	2982992,6	596598,5	3579591,1
11	Водитель автосамосвала Komatsu HD605-7	5	900	213	42	8051400	442,12	374390,1	8426232,2	23593450,1	4718690	28312140,1
12	Итого основные рабочие				139				25950759,3	70150125,9	14230024,9	85380150,82
13	2. Вспомогательные рабочие											
14	Рабочие РМЦ											
15	Токарь	4	900	146	18	2365200	350,21	66225,6	2431775,8	6808972,2	1361794,4	8170766,6
16	Сверильщик	4	900	146	5	657000	350,21	18396	675746,2	1892089,3	378417,8	2270507,1
17	Фрезеровщик	4	900	146	5	657000	350,21	18396	675746,2	1892089,3	378417,8	2270507,1
18	Строгальщик	4	900	146	5	657000	350,21	18396	675746,2	1892089,3	378417,8	2270507,1
19	Зуборезчик	3	800	146	3	350400	250,20	9811,2	360461,4	1009165,9	201833,1	1210999
20	Заточник	3	800	146	3	350400	250,20	9811,2	360461,4	1009165,9	201833,1	1210999
21	Электрогазосварщик	3	800	146	3	350400	250,20	9811,2	360461,4	1009165,9	201833,1	1210999

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
22	Прочие работники	3	900	146	3	394200	350,21	11037,6	405587,8	1135645,8	227129,1	1362774,9
25	Итого вспомогательные рабочие				42				5945986,1	16648383,6	3329676,2	19969059,8
26	Итого				181				31896745,4	86798509,5	17559701,1	105349210,6

Изм.	
Лист	
№ докум.	
Подпись	
Дата	

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Таблица 8.7 - Расчет численности и фонд заработной платы работников ИТР и цехового персонала предприятия

№ п.п.	Должность	Численность, чел	Оклад, руб	Годовой фонд заработной платы, тыс. руб.	Фонд заработной платы с районным коэффициентом и северными надбавками, тыс. руб.
ИТР					
1	Директор	1	45000	540	1572
2	Главный механик	1	34000	408	1142,4
3	Зам. гглавного механика	1	30000	360	1008
4	Старший механик	1	31000	372	1041,60
5	Страший электромеханик	2	29000	696	1948,80
6	Главный энергетик	1	32000	384	1075,20
7	Главный маркшейдер	1	32000	384	1075,20
8	Главный геолог	1	27000	324	907,20
9	Начальник горного участка	1	34000	408	1060,80
10	Горный мастер	5	25600	1536	1142,40
	Всего:	15		5412	5779,20
РМЦ					
11	Слесарь и электрослесарь	9	18770	2027,16	5677,28
12	Токарь-станочник	7	18950	1591,80	4457,04
13	Кузнец, прессовщик, бурозаправщик	5	19270	1156,20	3237,36
14	Электрогазосварщик	5	19270	1156,20	3237,36
15	Подсобные рабочие	4	15050	722,40	2022,72
16	Инженерно-технические рабочие	4	15050	722,40	2022,72
17	Счетно-нормировочный состав	2	15025	360,02	1008,056
18	Электромеханик	1	23800	285,60	799,68
19	Разметчики, контролеры	1	15025	180,30	504,84
20	Младший обслуживающий персонал	1	15025	180,30	504,84
	Всего:	39		8382,38	23471,89
	Итого:			13794,38	29251,09

г) на прочие неучтенные материалы, которые в проекте можно принять в размере 2-3% от суммы затрат по пунктам - а, б, в.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		138

Результаты расчета представлены в таблицы 8.8.

Таблица 8.8 – Расчет затрат по статье «Вспомогательные материалы»

Наименование	Ед. изм.	Норма расхода на 1 т угля	Цена за ед., руб/ед	Потребность на годовой объем добычи	
				Количество	Сумма, руб.
Вскрышные работы					
1. Экскавация:					
Зубья	шт.	0,2	1510,5	1000,0	1510500
Канат	м	0,8	94,0	4000,0	376000
Кабель	м	0,2	944,0	1000,0	944000
Смазка	кг	3,8	25,00	19000,0	475000
Итого за экскавацию:					3305500
2. Транспортирование					
Шины	шт	0,10	20000	500	10000000
Дизельное топливо	л	600,00	38,00	3000000	114000000
Смазка	кг	14,10	30,00	70500	2115000
Итого за транспортирование:					126115000
3. Отвалообразование					
Дизельное топливо	л	138,00	38,00	690000	26220000
Смазка	кг	4,20	25,00	21000	525000
Итого за отвалообразование:					26745000
Итого по вскрыше:					156165500
Добычные работы					
1. Экскавация					
Зубья	шт.	0,1	1510,5	500	755250
Канат	м	0,7	94,0	3500	329000
Кабель	м	0,2	944,00	1000	944000
Смазка	кг	3,3	25,00	16500	412500
Итого за экскавацию:					2440750
2. Транспортирование					
Шины	шт	0,3	20000	1500	30000000
Смазка	кг	10,0	35,00	50000	1750000
Дизельное топливо	т	416,0	38,00	2080000	79040000
Итого за транспортирование:					110790000
Итого по добыче:					113230750
Всего по вспомогательным материалам					269366250

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

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Лист

139

8.3.2 Энергия

По данной статье учитывают затраты всех видов энергии: электроэнергии.

Результаты расчета расхода электроэнергии выполнены в таблице 8.9.

Тарифы на электроэнергию приняты по данным предприятия-аналога.

Таблица 8.9 - Расчет затрат потребляемых видов энергетических ресурсов: электроэнергии

Потребители электроэнергии	Количество оборудования в работе	Мощность, кВт		Коэффициент использования оборудования по времени	Суточное режимное время работы, ч	Расход электроэнергии в год, кВт ч	Тариф за 1 кВт.ч, руб.	Сумма затрат, руб.
		единицы оборудования	Всего					
1	2	3	4	5	6	7	8	9
<i>Расчет потребности в электроэнергии</i>								
Бульдозер Komatsu D65EX-16	8	116	928	1	12	4064640	1,90	7722816
Буровой станок БТС-150	2	114	228	1	12	998640	1,90	1897416
Экскаватор Komatsu PC-750	9	338	3042	1	12	13323960	1,90	25142624
Всего								34762856

8.3.3. Основная заработная плата производственных рабочих

Основную заработную плату производственных рабочих рассчитана в таблице 8.6.

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%.

8.3.5. Амортизация

Размер амортизационных отчислений определяют по видам оборудования, исходя из первоначальной или восстановительной стоимости и установленных норм амортизации. Размер амортизационных отчислений представим в таблице 8.4.

8.3.6. 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. Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования представим в таблице 8.10.

Таблица 8.10 - Смета затрат по содержанию и эксплуатации оборудования

№ п/п	Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.
1	Эксплуатация оборудования, в т.ч. смазочные и обтирочные материалы (3% от стоимости оборудования)	35728,047
2	Основная и дополнительная заработная плата вспомогательных рабочих	19978,059
3	Отчисления в фонды социального страхования	6033,373
4	Текущий ремонт оборудования (8% балансовой стоимости оборудования)	95274,792
5	Прочие затраты (10% от суммы строк 1+2+3+4)	15701,4271
	Итого:	172715,6981

8.3.7. Цеховые расходы

Для расчета цеховых расходов составляем смету и проводим расчет в таблице 8.11.

Таблица 8.11 - Смета цеховых расходов

№ п/п	Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.	Примечание
1	Содержание аппарата управления цехом	29251,09	Фонд заработной платы управленческого персонала (таблица 8.7)
2	Отчисления на социальное страхование	10183,31	
3	Содержание зданий и сооружений и инвентаря (1% от их стоимости)	2261,2341	
4	Текущий ремонт зданий, сооружений и инвентаря (2% от их стоимости)	4522,4682	
5	Испытания, опыты и исследования, рационализация и изобретательство (10,5% от фонда оплаты труда всего персонала)	13526,215	
6	Охрана труда (2% от фонда оплаты труда всего персонала)	2576,422	
7	Прочие расходы (10% от суммы предыдущих статей)	6232,073	
	Итого цеховые расходы	68552,8123	

По результатам выполненных расчетов формируем сводную калькуляцию себестоимости добычи 1т полезного ископаемого в таблицы 8.12.

Таблица 8.12 – Калькуляция себестоимости добычи 1 т угля

№ п/п	Статьи затрат	На весь объем добычи, руб.	На 1 т угля, руб./т
1	2	3	4
1	Вспомогательные материалы на технологические цели	269366250,00	53,87
2	Энергия на технологические цели	34762856,00	6,95
3	Топливо на технологические цели	219260000,00	43,85
4	Основная заработная плата производственных рабочих	70150125,90	14,03
5	Дополнительная заработная плата производственных рабочих	14230024,90	2,84
6	Отчисления в фонды социального страхования	25482805,50	5,09
7	Амортизация	131597579,00	26,31
8	Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	172715698,10	34,54
9	Погашение вскрышных работ	403050000,00	80,61
10	Цеховые расходы	68552812,30	12,93
	Итого цеховая себестоимость	1396368151,70	281,02

Рассчитаем сумму затрат на топливо:

									Лист
									142
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

$$\sum Z_T = 79040000,00 + 26220000,00 + 114000000,00 = 219260000,00 \text{ рублей.}$$

Погашение вскрышных работ находим как произведение объема вскрыши на себестоимость 1 м³ вскрыши (себестоимость взята по данным предприятия):

$$P_{\text{вскр. работ.}} = 5000000 \cdot 80,61 = 403050000 \text{ руб.}$$

8.4. Расчет экономической эффективности проекта

8.4.1. Прибыль и рентабельность

Прибыль от реализации продукции на проектируемом горном предприятии определяют по формуле:

$$Pr = (C - C) \cdot D - \text{НДС}, \quad (8.5)$$

где C - цена 1т угля предприятия, руб.;

Cд - полная себестоимость добычи 1т угля, руб.;

D - годовой объем добычи угля, тыс. т;

НДС - налог на добавленную стоимость, руб. (20% от стоимости продукции, кроме продукции угольной промышленности, добычи золота).

Цена 1т угля выписана из прейскуранта на уголь Балахты.

$$Pr = (550,00 - 281,02) \cdot 5000 - 0 = 1334900 \text{ тыс.руб.}$$

Внереализационные расходы включают сумму налогов, относимых на финансовый результат. Расчет некоторых из налогов необходимо привести в работе:

1. Налог на имущество предприятия (Ни) - 2% от среднегодовой стоимости имущества, в состав которого входят стоимость основных средств предприятия (итог суммы капитальных вложений таблица 8.4).

2. Налог на прибыль (Нп), руб.:

$$Np = (Pr - Ni) \cdot Cn, \text{ руб.}, \quad (8.6)$$

где Cn - ставка налога на прибыль 20%.

$$Np = (1334900000 - 283555600,062) \cdot 0,20 = 210268,879 \text{ тыс.руб.}$$

Прибыль, остающаяся в распоряжении предприятия – чистая прибыль (Пч):

$$Pч = Pr - Ni - Np, \text{ руб.} \quad (8.7)$$

$$Pч = 1334900000 - 283555600,062 - 210268879 = 841075,52 \text{ тыс.руб.}$$

Общую рентабельность производства рассчитывают по формуле:

$$R_{\text{общ}} = \frac{Pr}{\text{Фср.г.} + \text{ОСн}} \cdot 100\%, \quad (8.8)$$

где Фср.г. - среднегодовая стоимость основных производственных фондов, тыс. руб.;

										Лист
										143
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ					

$\overline{ОСн}$ - среднегодовая стоимость оборотных средств.

В горнорудной промышленности стоимость оборотных средств составляет 20-25% от стоимости основных фондов.

$$P_{\text{общ}} = \frac{1334900000}{1417778000,310 + 283555600,062} \cdot 100\% = 78,46\%.$$

8.4.2. Экономическая эффективность проекта

Эффективность капитальных вложений определяют сопоставлением эффекта от их реализации с величиной этих капитальных вложений.

Общую экономическую эффективность капитальных вложений определяют по формуле:

$$\text{Эо} = \frac{Pr}{K}, \quad (8.9)$$

где Pr – прибыль от реализации продукции, руб.;

K – сумма капитальных вложений проектируемого предприятия, руб.

$$\text{Эо} = \frac{1334900000}{1501855545} = 0,89,$$

Срок окупаемости капитальных вложений определяют, как отношение суммы капитальных вложений к прибыли:

$$T = \frac{K}{Pr} =, \text{ лет.} \quad (8.10)$$

В заключение с целью определения эффективности проекта, сравнивают проектные данные с данными предприятия-аналога.

$$T = \frac{1501855545,00}{1334900000,00} = 1,12, \text{ лет.}$$

Перечень показателей эффективности проектных решений приведен в таблице 8.13.

Таблица 8.13 - Техничко-экономические показатели проекта

№ п/п	Наименование показателей	По проекту	По аналогу
1	Годовая производительность предприятия, т	5000000	5000000
2	Себестоимость добычи руды, руб./т	281,02	284,14
3	Удельные капитальные затраты, руб./т	300,37	311,88
4	Прибыль, руб.	1334900000,00	1280177192,98
5	Срок окупаемости капитальных вложений, лет	1,12	1,21
6	Рентабельность производства, %	78,46	71,50
7	Фондоотдача, руб./руб.	1,78	1,78

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломном проекте рассмотрены вопросы отработки открытым способом месторождения угля, разрез «Балахтинский».

В горной части проекта обоснована структура комплексной механизации, произведены расчеты производственных процессов.

В разделе «Карьерный транспорт» обоснован вид рационального транспорта при помощи программы «Выбор экскаваторно-автомобильного комплекса для карьеров глубинного типа».

В разделе «Стационарные машины» по результатам расчетов был выбран центробежный двухступенчатый насос ЦНС 105-98 для защиты карьера от водопритоков, а также выбран электродвигатель к насосу.

В главе «Технология ремонта» была рассчитана численность ремонтного персонала, рассчитано количество станков для работы, а также запроектирована ремонтная база.

В разделе «Безопасность жизнедеятельности» рассмотрены вопросы охраны недр, восстановления земель, охраны окружающей среды.

В специальной части проекта был рассмотрен вопрос о модернизации бурильной головки НБ-1М. В этот вопрос входило проектирование и расчет частей бурильной головки. В результате расчетов было выявлено, что модернизированная бурильная головка даст производительность в 242 м в смену, вместо стандартной.

В экономической части был определен экономический эффект от принятых проектных решений (прибыль и рентабельность производства). Себестоимость добычи по проекту 1т угля составила 281,02 руб/т., срок окупаемости 1,12 лет.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		145

Приложение 2 - Месячный график ГПР оборудования на апрель месяц 2021 года

Оборудование	Инв. номер	Число месяца												Кол-во и продолжит., ч.			Общая продолжит.						
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		ТО	Т	К			
		T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24					T2 24		
БТС-150	1																			15 360			360
		T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24				
БТС-150	2																			15 360			360
		T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24	T2 24				
KOMATSU PC-750	3																			1 96			96
		T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24				
KOMATSU PC-750	4																			1 96			96
		T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24				
KOMATSU PC-750	5																			1 96			96
		T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24				
KOMATSU PC-750	6																			1 96			96
		T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24				
KOMATSU PC-750	7																			1 96			96
		T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24	T1 24				

Приложение 3

Утверждаю:
Зав. кафедрой ГМПК

Согласовано:

Доцент, к.т.н. _____

Выполнил:

Студент Леконцев А.А.

Технологическая карта № 1

по восстановлению зубьев ковша экскаватора Komatsu PC-750

Состав бригады	Разряд	Группа по эл. без-оп	Количество ра-бочих	Итого рабо-чих
Слесарь ГШО - стропальщик	5	2	1	2
Сварщик - стропальщик	5	2	1	
Средства защиты		Особые условия проведения работ		
1 Каска защитная	Правила и инструкции по пром. безопасности			
2 Рукавицы брезентовые				
3 Плакаты по промышленной безопасности				
4 Маска сварщика				
1 Единые правила безопасности при разработке полезных ископаемых подземным способом				
2 Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок				

5 Очки газорезчика	3 правила устройств и безопасной эксплуатации грузоподъемных механизмов 4 Паспорта и заводские инструкции 5 Система ПШР	
--------------------	---	--

Техническое оснащение работы

Комплекующие изделия и материалы	Приспособления, инструмент, материалы
Электроды ОК 86.08 ----- 10 шт	Набор ключей ----- 1 компл.
Проволока ОК Tubrodur 15.52 ----- 8 шт	Набор головок ----- 1 компл.
Кислород ----- 0,2 куб.м.	Бачек для воды, кружка ----- 1 компл.
Пропан ----- 0,2 куб.м	Мыло хозяйственное ----- 1 кусок
	Полотенце личное ----- 2 шт.
	Аптечка медицинская ----- 1 компл.

Механизмы:

Козловой кран УКК – 3.2;
Установка для механизированной наплавки изношенных поверхностей ковша.

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

График выполнения работ



Содержание операции

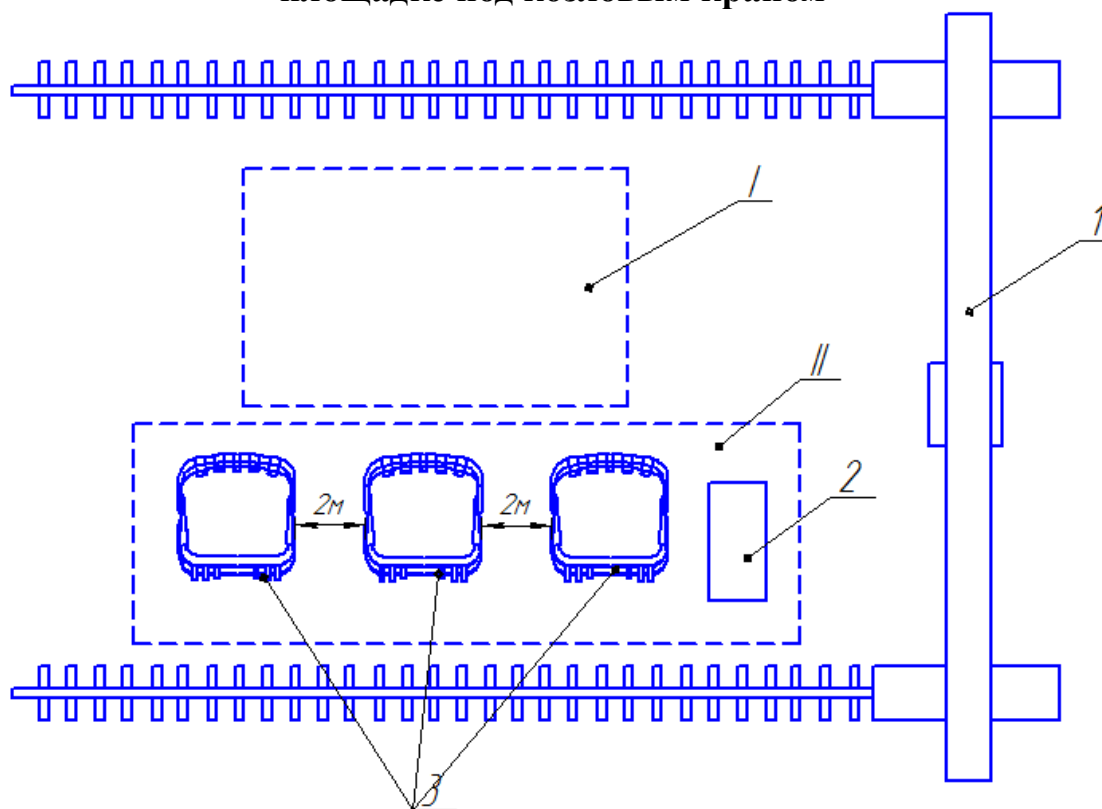
- 1 Получив наряд, выполнить необходимые мероприятия по промышленной безопасности согласно наряда.
- 2 Подготовить необходимый для ремонта инструмент и приспособления.
- 3 Перевернуть ковш при помощи механизмов (электрическая таль, ремонтный опрокид), произвести очистку ковша от налипшей горной массы.
- 4 Произвести необходимое работы по восстановлению ковша, собрать все элементы в единое целое.
- 5 Собрать инструмент, приспособления, очистить его.
- 6 Навести порядок на рабочем месте.

Составил:

Ф.И.О. _____

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Схема расположения ковка экскаватора Komatsu PC-750 на ремонтной площадке под козловым краном



Обозначение на схеме:

I – зона снятия приема ковша;

II – зона снятия зубьев с ковша и их восстановление;

1. Козловой кран УКК – 3.2;

2. Демонтажное оборудование;

3. Ковши Komatsu PC-750

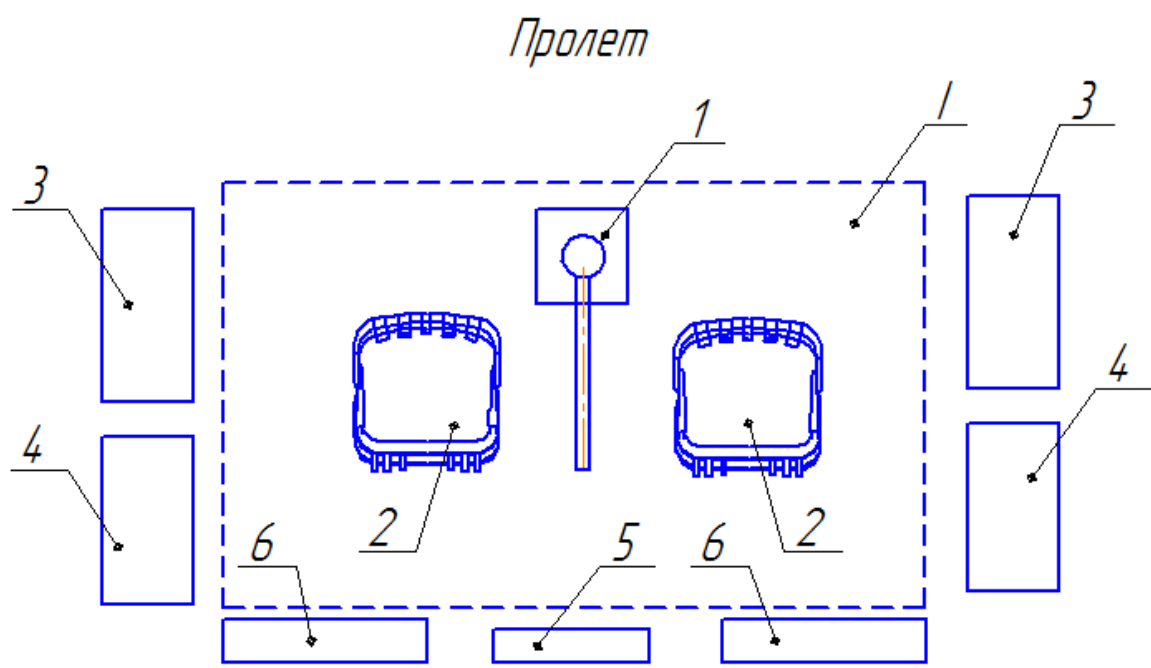
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Лист

153

Технологическая карта восстановления зубьев и расстановки оборудования в цеху



- I – зона восстановления зубьев;
1. Консольный кран;
 2. Ковш Komatsu PC-750
 3. Установка для механизированной наплавки изношенных поверхностей ковша;
 4. Стеллажи;
 5. Противопожарный щит;
 6. Верстак.

Пояснительная записка

Основными требованиями ремонта ковшей экскаваторов являются:

1. Ремонт ковшей не должен снижать их ресурса.
2. Запрещаются ремонтные операции, создающие концентрацию напряжений в металлоконструкции ковша, а также операции, изменяющие характер соединения деталей.
3. В отремонтированных металлоконструкциях должны, как правило, полностью восстанавливаться начальные показатели их качества.
4. При выборе методов ремонта (восстановления) ковшей необходимо учитывать назначение ковша и характер его нагружения, материал ковша и вид термообработки, вид изнашивания и величины износа, условия работы экскаватора.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ

Лист

154

5. При выборе методов ремонта (восстановления) ковшей предпочтение следует отдавать методам, позволяющим полностью восстановить или увеличить ресурс ковша по сравнению с ресурсом нового ковша, более простых и экономичных в осуществлении.

Для восстановления ковшей Komatsu PC-750 используют электроды ОК 86.08 или проволоку ОК Tubrodur 15.60. Новые или восстановленные зубья упрочняются наплавкой электродами ОК 84.58 или проволокой ОК Tubrodur 15.52.

Для наплавки зубьев ковшей ПДМ применяю дуговую наплавку под слоем флюса (рисунок 1).

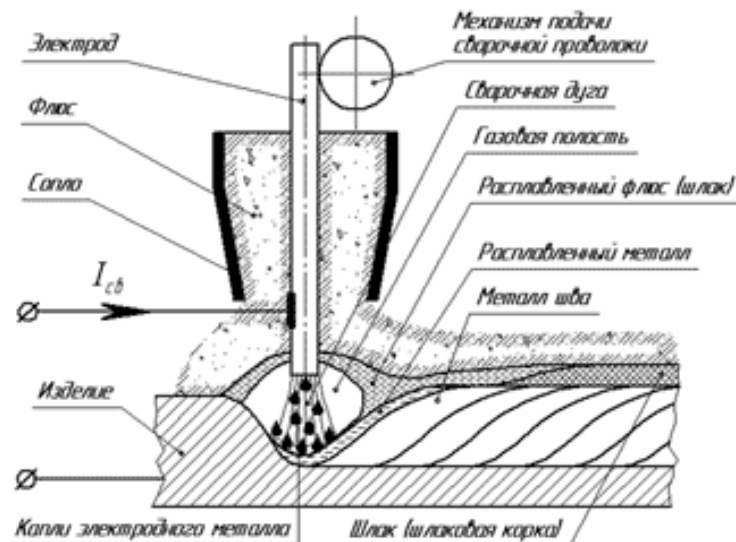


Рисунок 1 – Схема наплавки под флюсом

По-сравнению с ручной наплавкой и наплавкой в среде защитных газов, наплавка под флюсом характеризуется высокой производительностью, минимальным (0,5-3%) коэффициентом потерь электродного металла. Кроме того, закрытая дуга позволяет избежать применения каких-либо дополнительных средств защиты от ее теплового и светового излучения, брызг и возможных выплесков металла из сварочной ванны.

При наплавке под флюсом дуга горит между электродом и изделием, к которому подведен ток, и образует на поверхности изделия ванночку расплавленного металла. Наплавляемый участок покрывает толстый слой сыпучего флюса. Дуга частично расплавляет флюс и горит внутри полости с эластичной оболочкой из расплавленного флюса – шлака. Расплавленный шлак надежно изолирует жидкий и перегретый металл от газов воздуха, предупреждает разбрызгивание и способствует сохранению тепла дуги. После затвердевания металла образуется наплавленный валик, покрытый шлаковой коркой и не расплавившимся флюсом.

Наплавку производят сплошными проволочными или ленточными электродами, покрытыми обмазкой, либо в сварочную ванну дополнительно вводят специальные флюсы. Составы обмазок и флюсов содержат в себе легирующие примеси, количество которых регулируется в зависимости от

						Лист
						155
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	

требуемого состава и свойств наплавленного слоя металла.

Предварительный подогрев детали проводят в печах или на установках ТВЧ в индукторах. Допускается местный подогрев газопламенными горелками.

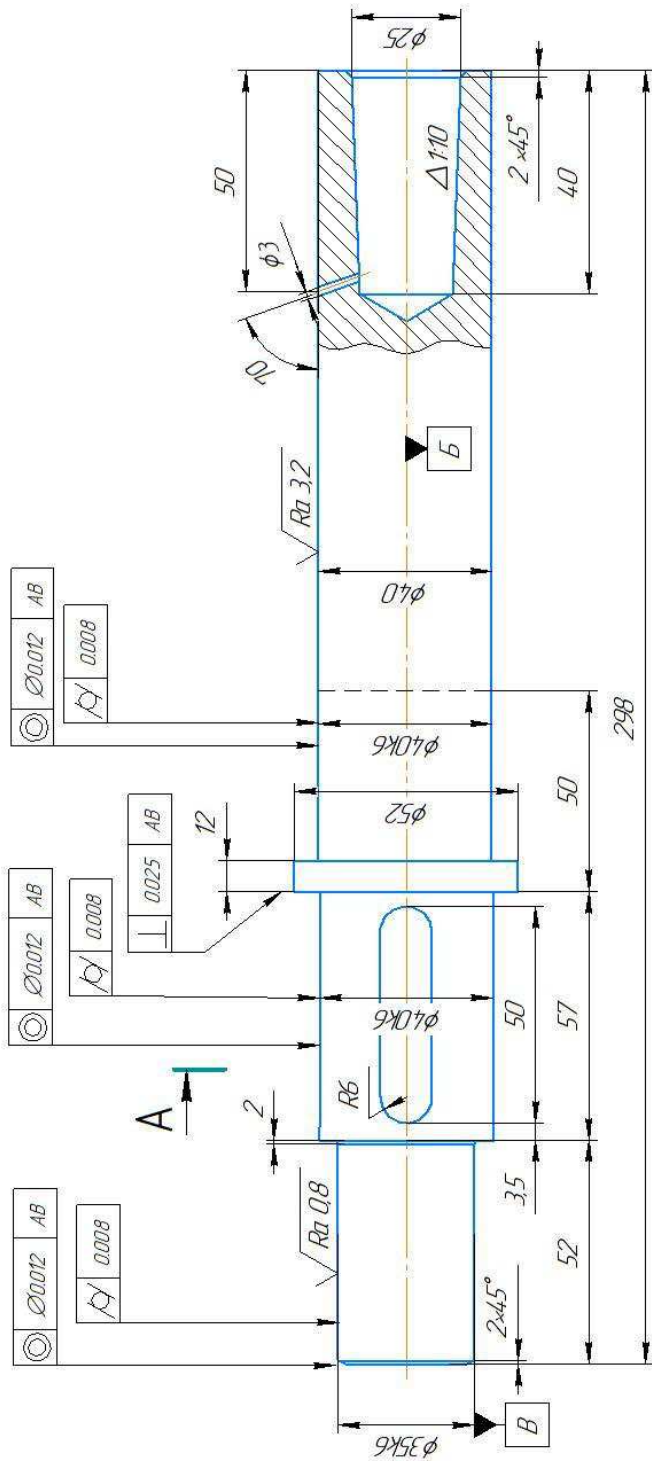
Наплавку необходимо выполнять непрерывно, так, чтобы температура подогрева детали не снижалась более чем на 100С.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		156

✓ Ra 6,3 (✓)

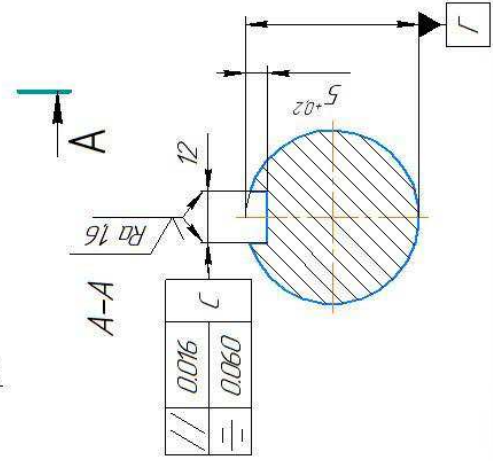
Приложение 4

ДП 21.05.04.09 - 2021 СЧ



1 237...285 HB

2. H14, h14, ±T14/2



ДП 21.05.04.09 - 2021 СЧ		Группа	Масштаб
Эксплуатация горных машин и оборудования в условиях разреза "Балахтинский"		ЭП-4-05	1:1
Вал пилораменный		Лист	Листов
Сталь 45 ГОСТ 1050-88		Кафедра ГММ	

Изд. №	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

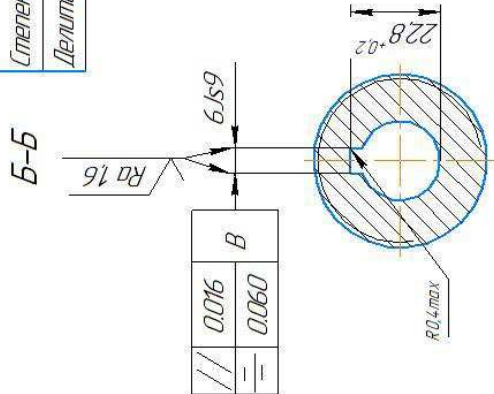
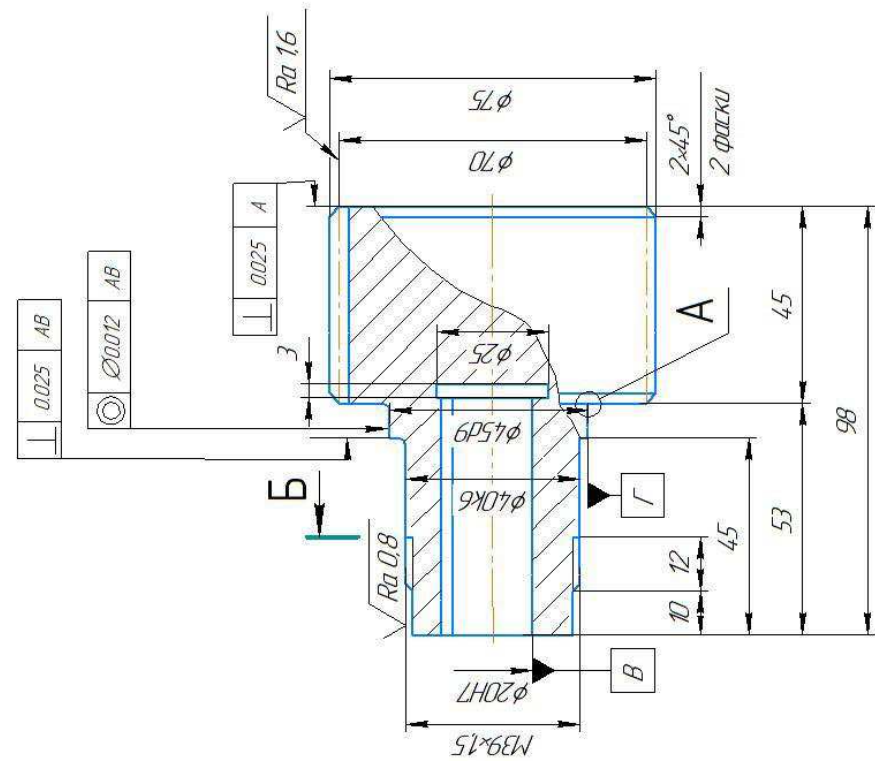
ДП 21.05.04.09 - 2021 ПЗ

ДП 21.05.04.09 - 2021 СЧ

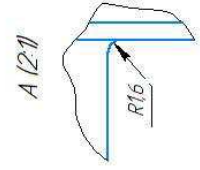
Приложение 5

✓ Ra 3,2 (√/√)

Модуль	m	2
Число зубьев	z	34
Нормальный исходный контур	-	ГОСТ 113755-81
Коэффициент смещения	x	0
Степень точности	-	8-B
Делительный диаметр	d	70



1. 269.302 НВ
2. Радиусы скруглений 16mm max
3. Неуказанные предельные отклонения размеров отверстий +t2 валов -t2, остальных +t12 по ГОСТ 25670-83.



ДП 21.05.04.09 - 2021 СЧ		Лист	Листов
Долж.	Фамилия	Подп.	Дата
Разработ	Лекснев А.А.		
Проектиров	Платочкив И.Д.		
Констр.	Платочкив И.Д.		
Н. контр.	Платочкив И.Д.		
Утв.	Марин А.С.		
Эксплуатация горных машин и оборудования в условиях разреза "Балахтинский"		Лист	Листов
Вал-шестерня		Кодификация	
Сталь 40Х ГОСТ 4543-71		Г/М/К	

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

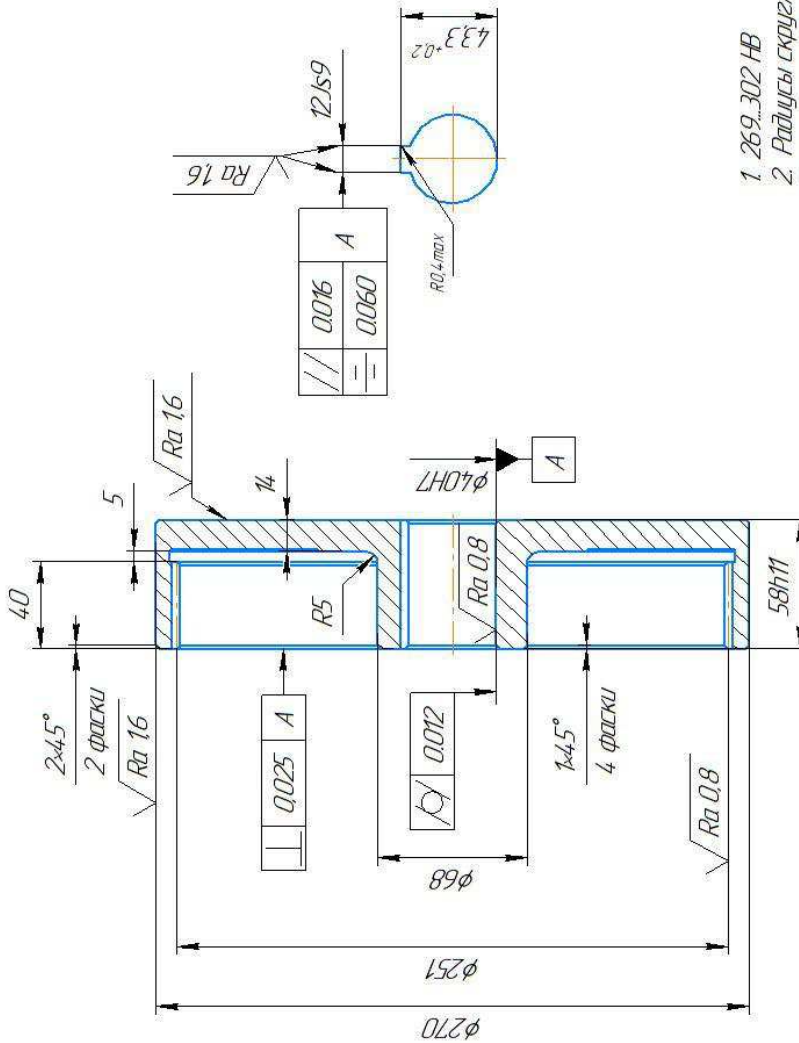
ДП 21.05.04.09 - 2021 ПЗ

Приложение 6

ДП 21.05.04.09 - 2021 СЧ

✓ Ra 6,3 (✓/)

Модуль	m	2
Число зубьев	z	122
Нормальный исходный контур	-	ГОСТ 13755-81
Коэффициент смещения	x	0
Степень точности	-	8-B
Делительный диаметр	d	251



0.016	A
0.060	

1. 269...302 НВ
2. Радиусы скруглений 16мм max
3. не указанные предельные отклонения размеротверстий +12 валов -12 остальные +12 по ГОСТ 25670-83.

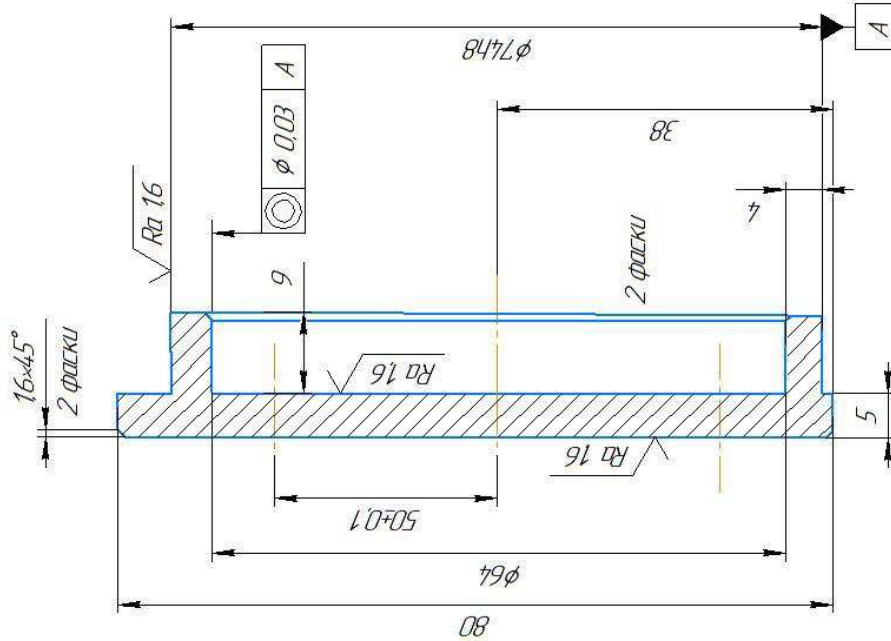
Долж.	Фамилия	Подп.	Дата
Разраб.	Леконцев А.А.		
Пробер.	Платинский И.Д.		
Контр.	Платинский И.Д.		
Н. контр.	Платинский И.Д.		
Утв.	Морин А.С.		
Группа	Мастераб		
ЭГП-№-06	11		
Лист	Листов		
ДП 21.05.04.09 - 2021 СЧ			
Эксплуатация горных машин и оборудования в условиях разреза "Балахтинский"			
Зудчапов колесо			
Сталь 40Х ГОСТ 4543-71			
Кафедра ГММК			

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

Приложение 7

ДП 21.05.04.09 - 2021 СЧ

√ Ra 6,3 (√)



1. Неуказанные радиусы 2mm max
2. Формовочные уклоны 1 градус
3. Неуказанные предельные отклонения размеротверстий +12; валов -12, остальных ±12.

ДП 21.05.04.09 - 2021 СЧ	Лист	11
Эксплуатация горных машин и оборудования в условиях разреза "Балахтинский"	Лист	Листов
Крышка подшипника	Лист	Каредра Гийк
Сталь 40Х ГОСТ 4543-71		

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

ДП 21.05.04.09 - 2021 ПЗ

Лист
160

16. Горбацевич А.Ф. “Курсовое проектирование по технологии машиностроения” Минск: Высшая школа. 1983г.
17. Монахова Г.А. “Обработка металлов резанием” Справочник технолога. М.: Машиностроение, 1974г.
18. Косилова А.Г., Мещеряков Р.К. справочник технолога-машиностроителя в 2-х томах, Москва «Машиностроение», 1972г.
19. Дунаев П.Ф., Леликов О.П. Конструирование узлов и деталей машин Высшая школа, 1985г.
20. Малов А.Н. Справочник технолога-машиностроителя в 2-х томах, Машиностроение, 1973г.
21. Добрыднев И.С. Курсовое проектирование по предмету «технология машиностроения», Машиностроение, 1985г.
22. Л.И. Цехнович, И.П. Петриченко «Атлас конструкций редукторов», Учеб. Пособие для ВУЗов. Киев, 1979г.
23. Загороднюк В.Т. Автоматизация самоходных бурильных установок. – Ростов н/Д: Изд-во Ростов. Ун-та, 1975.–208с.
24. Сысоев Н.И., Мирный С.Г., Громов С.Ю., Сладков С.В., Способ управления частотой вращения штанги бурильных установок вращательного действия// Студенческая весна – 2004: Материалы 53-й науч.-техн. конф. студ. и аспирантов ЮРГТУ (НПИ)/ Юж.-Рос. гос. тех. ун-т.- Новочеркасск: ООО НПО «ТЕМП», 2004. – С.107-109.
25. Алимов О.Д., Дворников Л.Т. Бурильные машины. – М.: Машиностроение, 1976.– 295с.
26. О промышленной безопасности опасных производственных объектов: Федеральный закон от 21.07.97 № 116-ФЗ.
27. О недрах: Федеральный закон от 03.03.95 № 27-ФЗ. Методических рекомендаций по организации производственного контроля за соблюдением требований промышленной безопасности на опасных производственных объектах (РД04-355-00).
28. О лицензировании отдельных видов деятельности: Федеральный закон от 08.08.01 № 128 ФЗ.
29. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. ВНТП 35-86.
30. ФНИП «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» от 11 декабря 2013года №599.
31. Правила охраны недр (ПБ 07-601-03).

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		163

32. Инструкция по безопасной эксплуатации электроустановок открытых горных работ (РД 06-572-03).
33. ФНИП «Правила безопасности при взрывных работах» от 16 декабря 2013 года №605.
34. Положения о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах, утв. Департаментом угольной промышленности 23.07.93 г. и согласованного с Госгортехнадзором России письмом от 26.02.93 г. №01-17/70
35. Промышленный транспорт. СНиП 2.05.07-91 /Минстрой России.- М.: ГП ЦПП, 1996.
36. СНиП 2.06.14-85 "Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод".
37. Пособие к СНиП 2.06.14-85 и СНиП 2.02.01-83 по проектированию защиты горных выработок от подземных и поверхностных вод и водопонижения при строительстве и эксплуатации зданий и сооружений
38. СП 31.13330.2012 "СНиП 2.04.02-84* Водоснабжение. Наружные сети и сооружения".
39. СНиП 3.05.05-84 "Технологическое оборудование и технологические трубопроводы".
40. СП 31.13330.2012 "СНиП 2.04.02-84* Водоснабжение. Наружные сети и сооружения".
41. СП 28.13330.2012 "СНиП 3.02.01-87 Земляные сооружения, основания и фундаменты
42. СП 45.13330.2012 "СНиП 2.03.11-85 Защита строительных конструкций от коррозии".
43. Трубецкой, К.Н., Краснянский, Г.Л., Хронин, В.В. Проектирование карьеров. –М.: издательство Академии горных наук, 2001. – Т.1 и 2.
44. Мирный, С.Г. Обоснование и выбор рациональной частоты вращения штанги для сверления шпуров в породах повышенной крепости и абразивности. / С. Г. Мирный – Новочеркасск, 2005.
45. Анистратов, Ю.И, Анистратов, К.Ю. Проектирование карьеров. – М.: издательство НПК "Гемос-Лимитед", 2002.
46. Трубецкой, К.Н, Волков, А.М, Титов, Л.М. Горное право. – М.: Щит-М, 2005.
47. Хохряков, В.С., Церенщиков, П.Т. Поэтапное развитие горных работ на карьерах. – М.: Цветметинформация, 1968.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
						164
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

48. Арсентьев, А.И. Современные принципы теории проектирования карьеров под ред. – Л.: Наука, 1987.
49. Томаков П.И., Манкевич В.А. Открытая разработка угольных и рудных месторождений: Учебное пособие - 2-е изд.-М.: Издательство государственного горного университета, 2000. -611с.
50. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. Ф.А.Авдеев, В.Л.Барон и др. – М: Недра, 1972.
51. Кутузов, Б.Н. Взрывные работы. – М.: Недра, 1988. – 383 с.
52. Справочник по буровзрывным работам. М.Ф. Друкованый, Л.В. Дубнов, Э.О. Миндели и др. – М.: Недра, 1976.
53. Пешков А.А. Управление развитием горных работ на глубоких карьерах - М.:ИПКОН РАН, 1999.
54. ПБ 03-498-02 Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.
55. Проект разработки Большесырского месторождения бурого угля ООО “Сибуголь” – 2010 г.

					ДП 21.05.04.09 – 2021 ПЗ	Лист
						165
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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 комплексы»
код и наименование специальности

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой



подпись

А.С. Морин
инициалы, фамилия

« 29 » 01 2021 г.

ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА
в форме дипломного проекта

**ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГОРНЫХ МАШИН И ОБОРУДОВАНИЯ В УСЛОВИЯХ
РАЗРЕЗА «БАЛАХТИНСКИЙ» СО СПЕЦИАЛЬНОЙ ЧАСТЬЮ
«МОДЕРНИЗАЦИЯ БУРИЛЬНОЙ ГОЛОВКИ НБ-1М»**

Пояснительная записка
СФУ ИГДГиГ ДП– 21.05.04.09 – 0807151

Руководитель
Студент ЗГГ14-06ГМ

 к.т.н.,

Плотников И.С.
Леконцев А.А.

Красноярск 2021

Продолжение титульного листа

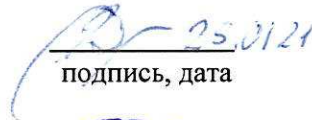
Консультанты по разделам:

Технология горных работ
наименование раздела


подпись, дата

Кирюшина Е.В.
инициалы, фамилия

Механическое оборудование карьера
наименование раздела


подпись, дата

Демченко И.И.
инициалы, фамилия

Специальная часть
наименование раздела


подпись, дата


Плотников И.С.
инициалы, фамилия

Карьерный транспорт
наименование раздела


подпись, дата

Ю.А.Плютов
инициалы, фамилия

Технология ремонта
наименование раздела


подпись, дата

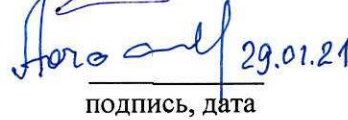
Герасимова Т.А.
инициалы, фамилия

Безопасность жизнедеятельности
наименование раздела


подпись, дата

А.В. Галайко
инициалы, фамилия

Стационарные машины
наименование раздела


подпись, дата

Морин А.С.
инициалы, фамилия

Экономическая часть
наименование раздела


подпись, дата

Бурменко Р.Р.
инициалы, фамилия

Нормоконтролер


подпись, дата

Плотников И.С.
инициалы, фамилия