

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
_____ А.С. Морин
подпись инициалы, фамилия
« ____ » _____ 2022 г.

ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА
в форме дипломного проекта

**«ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГОРНЫХ МАШИН И КОМПЛЕКСОВ ПРИ
РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ОТКРЫТЫМ
СПОСОБОМ» СО СПЕЦИАЛЬНОЙ ЧАСТЬЮ «МОДЕРНИЗАЦИЯ
ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ НА БАЛАХТИНСКОМ УГОЛЬНОМ
РАЗРЕЗЕ»**

Пояснительная записка
СФУ ИГДГиГ ДП– 21.05.04.09 – 121516717

Руководитель _____ канд. техн. наук, доцент Вашлаев И.И.
Студент ЗГГ15-06ГМ _____ Кокуев А.А.

Красноярск 2022

Продолжение титульного листа

Консультанты по разделам:

<u>Технология горных работ</u> наименование раздела	_____	<u>Е.В. Кирюшина</u> инициалы, фамилия
<u>Механическое оборудование карьеров</u> наименование раздела	_____	<u>И.И. Демченко</u> инициалы, фамилия
<u>Специальная часть</u> наименование раздела	_____	<u>И.И. Вашлаев</u> инициалы, фамилия
<u>Транспорт</u> наименование раздела	_____	<u>Ю.А.Плютов</u> инициалы, фамилия
<u>Технология ремонта</u> наименование раздела	_____	<u>Т.А. Герасимова</u> инициалы, фамилия
<u>Безопасность жизнедеятельности</u> наименование раздела	_____	<u>А.В. Галайко</u> инициалы, фамилия
<u>Стационарные машины</u> наименование раздела	_____	<u>А.С. Морин</u> инициалы, фамилия
<u>Экономическая часть</u> наименование раздела	_____	<u>Р.Р. Бурменко</u> инициалы, фамилия
<u>Нормоконтролер</u>	_____	<u>И.И. Вашлаев</u> 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
« _____ » _____ 2022 г.

ЗАДАНИЕ
НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ
в форме дипломного проекта
бакалаврской работы, дипломного проекта, дипломной работы, магистерской диссертации

Студенту Кокуеву Алексею Андреевичу

фамилия, имя, отчество

Группа ЗГГ1506ГМ Направление (специальность) 21.05.04 «Горное дело»

номер

код

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»

наименование

Тема выпускной квалификационной работы «Эксплуатация горных машин и комплексов при разработке угольного месторождения открытым способом» со специальной частью «Модернизация выемочно-погрузочных работ на Балахтинском угольном разрезе»

Утверждена приказом по университету № 19106/с от 24.12.2021

Руководитель ВКР И.И. Вашлаев доцент, канд. техн. наук

инициалы, фамилия, должность, ученое звание и место работы

Исходные данные для ВКР _____

Перечень разделов ВКР Технология горных работ, Механическое оборудование карьеров, Транспорт, Стационарные машины, Технология ремонта, Специальная часть, Безопасность жизнедеятельности, Экономическая часть

Перечень графического материала Презентационный материал в количестве 20 слайдов

Руководитель ВКР

подпись

И.И.Вашлаев
инициалы и фамилия

Задание принял к выполнению

_____ А.А. Кокуев
подпись, инициалы и фамилия студента

« _____ » _____ 20__ г.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1. Технология ведения горных работ.....	9
1.1 Современное состояние горных работ.....	9
1.2 Вскрытие карьерных полей.....	11
1.3 Подготовка полезного ископаемого к выемке.....	21
1.4. Система разработки и обоснование выбора системы разработки.....	25
1.5 Отвалообразование.....	29
2. Механическое оборудование карьера.....	32
2.1 Выбор, обоснование и расчет бурового оборудования.....	32
2.1.1 Расчет бурового оборудования по вскрышным породам.....	32
2.1.2 Расчёт эксплуатационных показателей буровых станков для бурения по вскрышным породам.....	35
2.1.3 Расчёт бурового оборудования по полезному ископаемому.....	37
2.1.4. Расчёт эксплуатационных показателей буровых станков для бурения по полезному ископаемому.....	39
2.2. Определение парка буровых станков.....	40
2.3. Выемка пустой породы.....	43
2.4 Выемка полезного ископаемого.....	53
3. Карьерный транспорт.....	63
3.1 Выбор вида транспорта.....	63
3.2 Формирование комплексов погрузочно-транспортных средств.....	64
3.3 Физико-математическое моделирование.....	65
3.4 Анализ полученных данных.....	73
4. Стационарные машины.....	74
4.1 Расчёт длины и геометрической высоты нагнетательного трубопровода.....	74
4.2 Расчёт необходимой производительности насосной станции, выбор труб для построения внешней сети водоотливной установки.....	75
4.3 Выбор насосов.....	76
4.4. Анализ рабочего режима водоотливной установки.....	81
4.5 Выбор электродвигателей, определение годовых и удельных затрат электроэнергии на водоотлив.....	83
5. Технология ремонта.....	85
5.1 Выбор режима работы предприятия и необходимого количества оборудования.....	85

					ДП 21.05.04.09 –2022 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	«Эксплуатация горных машин и комплексов при разработке угольного месторождения открытым способом»	Лит.	Лист	Листов
Разраб.		Кокуев А.А.						
Провер.		Вашлаев И.И.						
Н. Контр.		Вашлаев И.И.				ГМуК		
Утв.		Вашлаев И.И.						

5.2	Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов.....	86
5.3	Организация ремонтных работ.....	92
5.4	Расчет численности ремонтного персонала.....	93
5.5	Расчет станочного оборудования.....	94
5.6	Проектирование ремонтной базы.....	95
5.6.1	Расчет производственных площадей.....	95
5.6.2	Выбор схемы ремонтной базы.....	97
5.6.3	Определение параметров пролета здания ремонтной базы.....	99
5.7	Управление механической службой.....	100
5.8.	Виды износов оборудования.....	101
5.9	Выбор детали.....	104
5.10	Выбор и обоснование способа восстановления детали.....	106
5.11	Технология восстановления.....	109
6.	Специальная часть. Модернизация выемочно-погрузочных работ на Балахтинском угольном разрезе.....	114
6.1	Обзор конструкций ковшей активного действия.....	114
6.2	Обоснование параметров ковша с повышенными силовыми возможностями.....	121
6.3	Определение взаимозависимостей между режимными параметрами ковша, зубьев и их конструкцией.....	129
6.4	Оценка эффективности применения ковша с повышенными силовыми возможностями	135
7.7.	Безопасность жизнедеятельности.....	140
7.1	Анализ опасных и вредных производственных факторов.....	140
7.1.1	Технические и организационные мероприятия по охране труда... ..	141
7.2	Охрана окружающей среды.....	146
7.2.1	Анализ промышленных загрязнений окружающей среды.....	146
7.2.2	Природоохранные мероприятия по защите атмосферы, гидросферы и литосферы.....	147
7.3	Правила безопасности.....	148
7.3.1	Правила безопасности при выемочно-погрузочных работах.....	148
7.3.2	Правила безопасности при транспортировании горной массы.....	149
7.4	План ликвидации аварий.....	151
8.	Экономическая часть.....	153
8.1	Организация управления производством разреза “Балахтинский”... ..	153

					ДП 21.05.04.09 –2022 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	«Эксплуатация горных машин и комплексов при разработке угольного месторождения открытым способом»	Лит.	Лист	Листов
Разраб.		Кокуев А.А.						
Провер.		Вашлаев И.И.						
Н. Контр.		Вашлаев И.И.				ГМуК		
Утв.		Вашлаев И.И.						

8.1.1 Организация управления производством и производственная структура угольного разреза Балахтинский.....	153
8.1.2 Режим и организация горных работ.....	156
8.2 Расчет основных технико-экономических показателей процесса добычи угля.....	158
8.2.1. Расчет суммы капитальных вложений и амортизационных отчислений.....	158
8.2.2. Организация труда и заработной платы работников разреза.....	160
8.2.2.1. Расчет численности работников разреза.....	160
8.2.2.2 Расчет фонда заработной платы работников предприятия.....	162
8.3. Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого.....	162
8.3.1 Вспомогательные материалы.....	162
8.3.2 Энергия.....	167
8.3.3. Основная заработная плата производственных рабочих.....	169
8.3.4. Отчисления в фонды социального страхования.....	169
8.3.5. Амортизация.....	169
8.3.6. Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования.....	169
8.3.7. Цеховые расходы.....	170
8.4. Расчет экономической эффективности проекта.....	171
8.4.1. Прибыль и рентабельность.....	171
8.4.2. Экономическая эффективность проекта.....	172
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	174
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	175
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	186

					ДП 21.05.04.09 –2022 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Кокуев А.А.			«Эксплуатация горных машин и комплексов при разработке угольного месторождения открытым способом»	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Вашлаев И.И.						
Н. Контр.		Вашлаев И.И.				ГМиК		
Утв.		Вашлаев И.И.						

ВВЕДЕНИЕ

Эффективность эксплуатации экскаватора с активным ковшом определяется следующими основными факторами: снижением простоев горнотранспортного оборудования, в том числе в ожидании взрыва, в связи с выполнением ряда вспомогательных операций при подготовке к взрыву и т.п.; ожидаемым повышением срока службы экскаваторы за счет снижения динамичности рабочего процесса; меньшим снижением качественных показателей добываемого сырья (прочности, кусковатости и т.д.). Такой ковш позволяет производить выемку горной массы из целика без предварительного рыхления, исключая тем самым процессы бурения и взрывания.

Весьма важен технологический аспект эффективности ковша активного действия. Наряду с упомянутым исключением взрывных работ, дающим уменьшение пыле- и газовой выделений на карьере и вокруг него, исключается сейсмическое воздействие на сооружения, борта карьеров и т.п. Обеспечение селективной (эффективной) разработки сложных блоков сократит потери полезного ископаемого от разубоживания, имеющего место при взрывной подготовке, что в свою очередь уменьшает объемы отвалов.

Идея динамического воздействия на массив с целью увеличения эффективности разработки прочных грунтов и горных пород известна давно. Идея использования в качестве единого рабочего органа группы ударных инструментов была высказана Г.В. Родионовым в 1937 г. В 1938 г. Ю.С. Верниковский предложил для рыхления мерзлого грунта использовать специальные съемные пневмоударные зубья, устанавливаемые на ковш экскаватора. В 1945 г. В.Н. Липец предложил конструкцию ковша, внутри которого предполагалось установить отбойные молотки.

Первые изобретения и патенты в области создания активных рабочих органов появились в первой половине прошлого века. К настоящему времени насчитывается около 200 изобретений в области активизации рабочих органов. К ним относятся бульдозерные отвалы, ковши скреперов и погрузчиков, а также ковши экскаваторов. Это объясняется прежде всего высоким уровнем научных школ, изучавших процессы разрушения грунта, и большими исследованиями, проведенными в данной области.

Цель дипломного проекта - разработка ковша активного действия оснащенного ударными зубьями, осуществляющими послойное ударное разрушение породы в забое.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

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 также наличие внутри пласта различных линз и пропластков, которые не позволяют вести селективную отработку и тем самым увеличивают реальный коэффициент вскрыши [1].

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

Добычные работы ведутся с применением 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 с применением буровзрывных работ.

Экскаватор ЭШ-10/70 (рисунок 1.1)

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

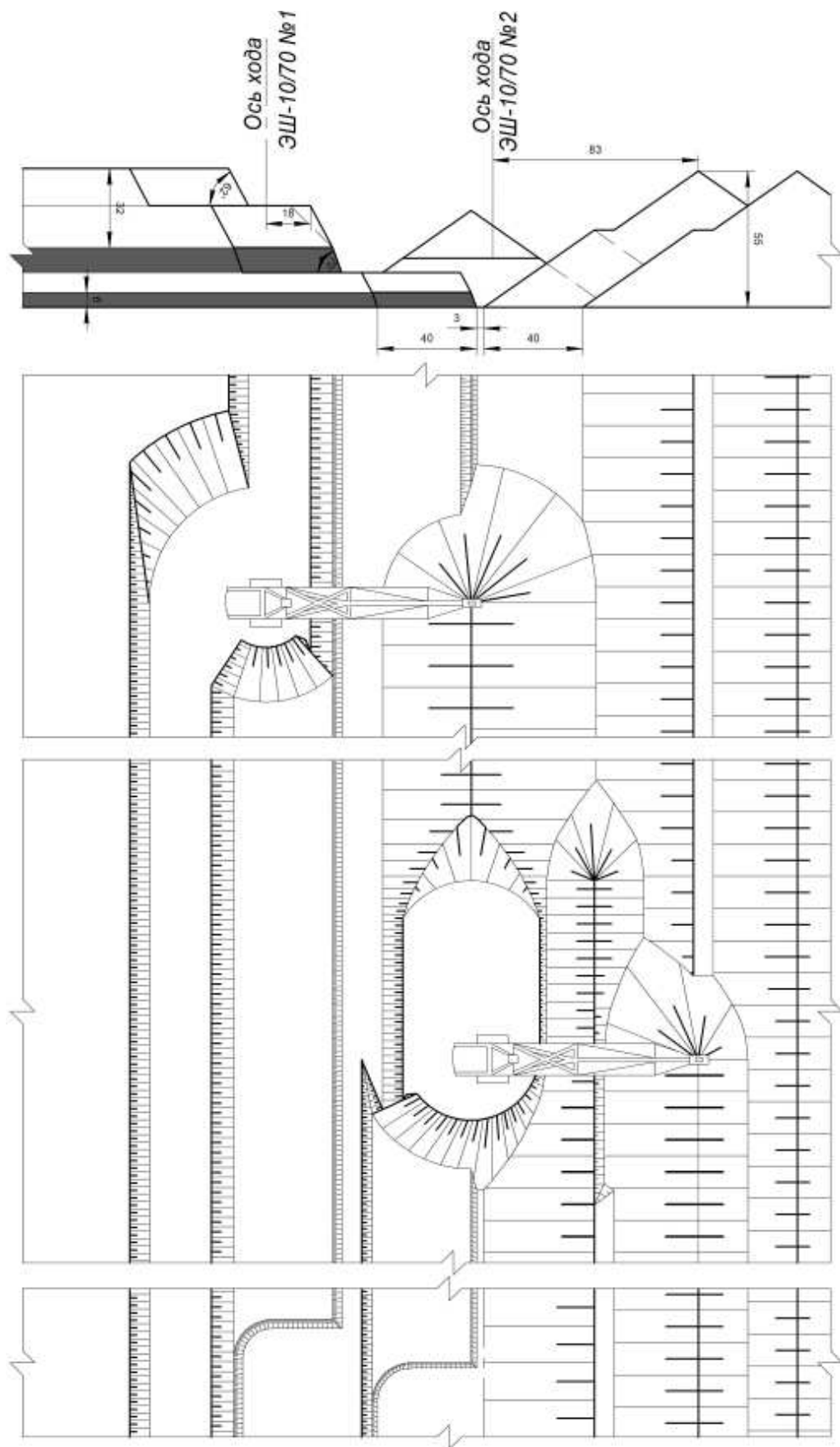


Рисунок 1.1 – Паспорт ЭШ 10/70

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

10

ведет обработку 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 (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 обработки поля разреза и схемой грузопотоков, принимается вскрытие поля разреза общей капитальной траншеей

внутреннего заложения (опережающая траншея) [2] (рисунки 1.2, 1.3).

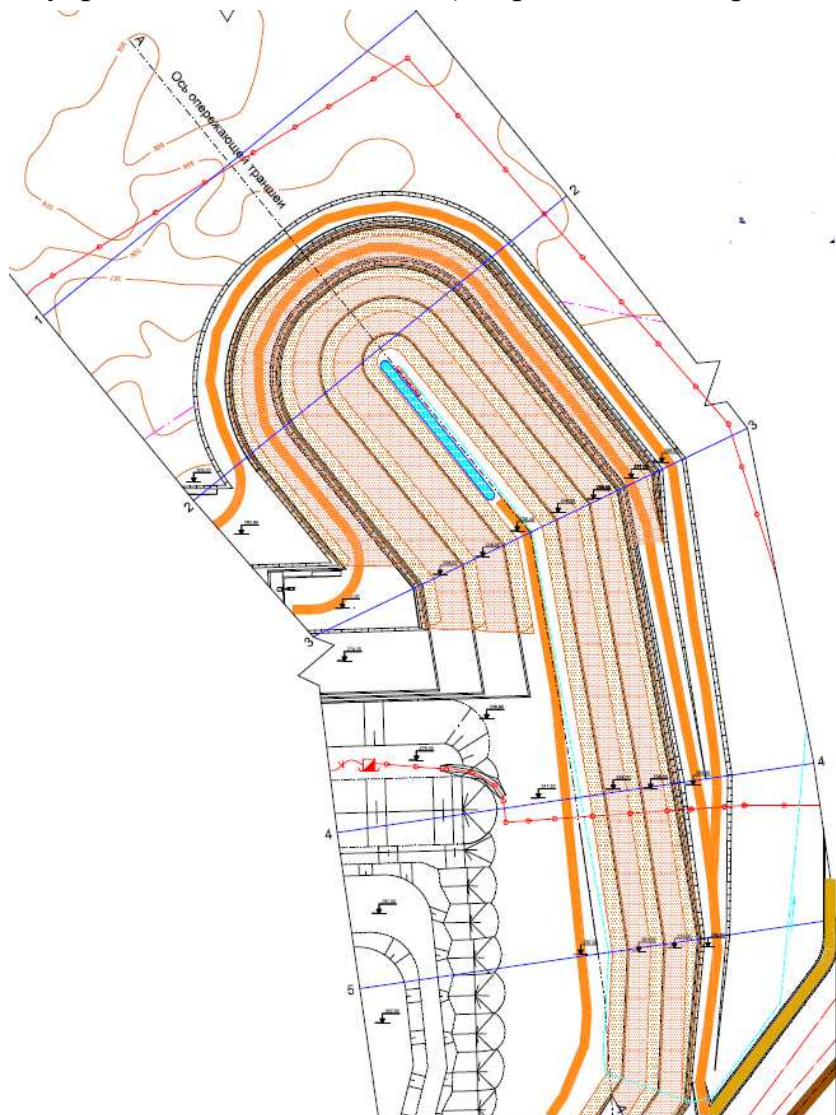


Рисунок 1.2 – План опережающей траншеи

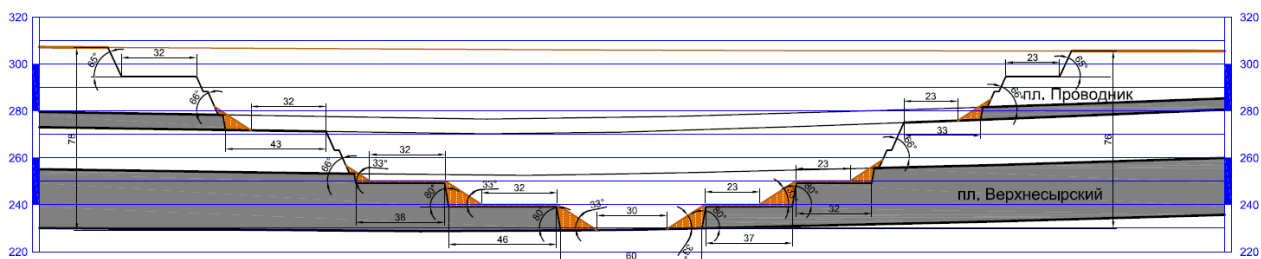


Рисунок 1.3 – Поперечный разрез опережающей траншеи

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

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

12

наиболее низкой части разреза в каждом периоде горных работ. Ориентация фронта горных работ способствует стоку карьерных вод в зумпф (рисунок 1.4).

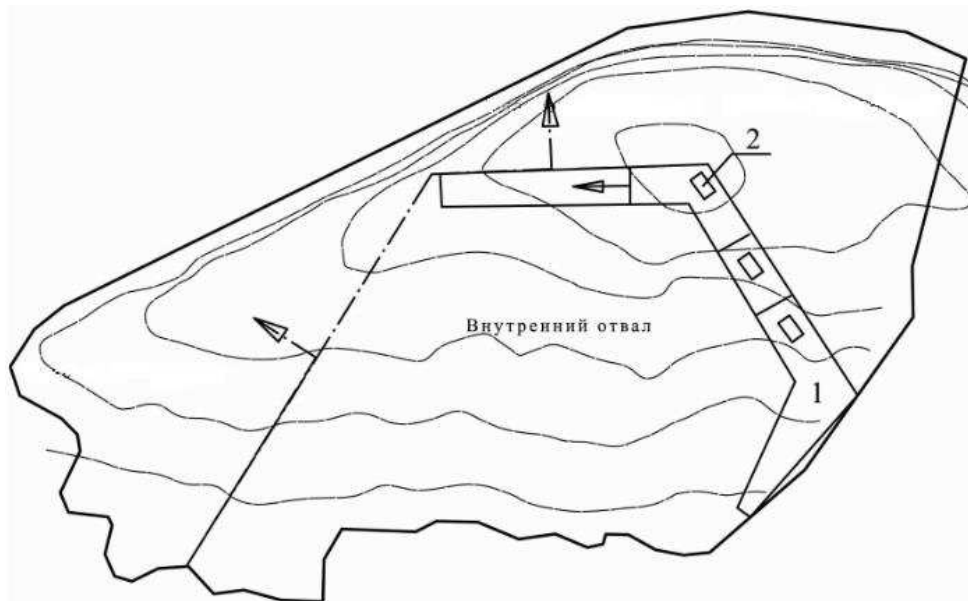


Рисунок 1.4 – Схема расположения опережающей траншеи (1) в поле разреза.
2- зумпф для сбора карьерных вод

Схема транспортной проходки опережающей траншеи представлена на рисунке 1.5.

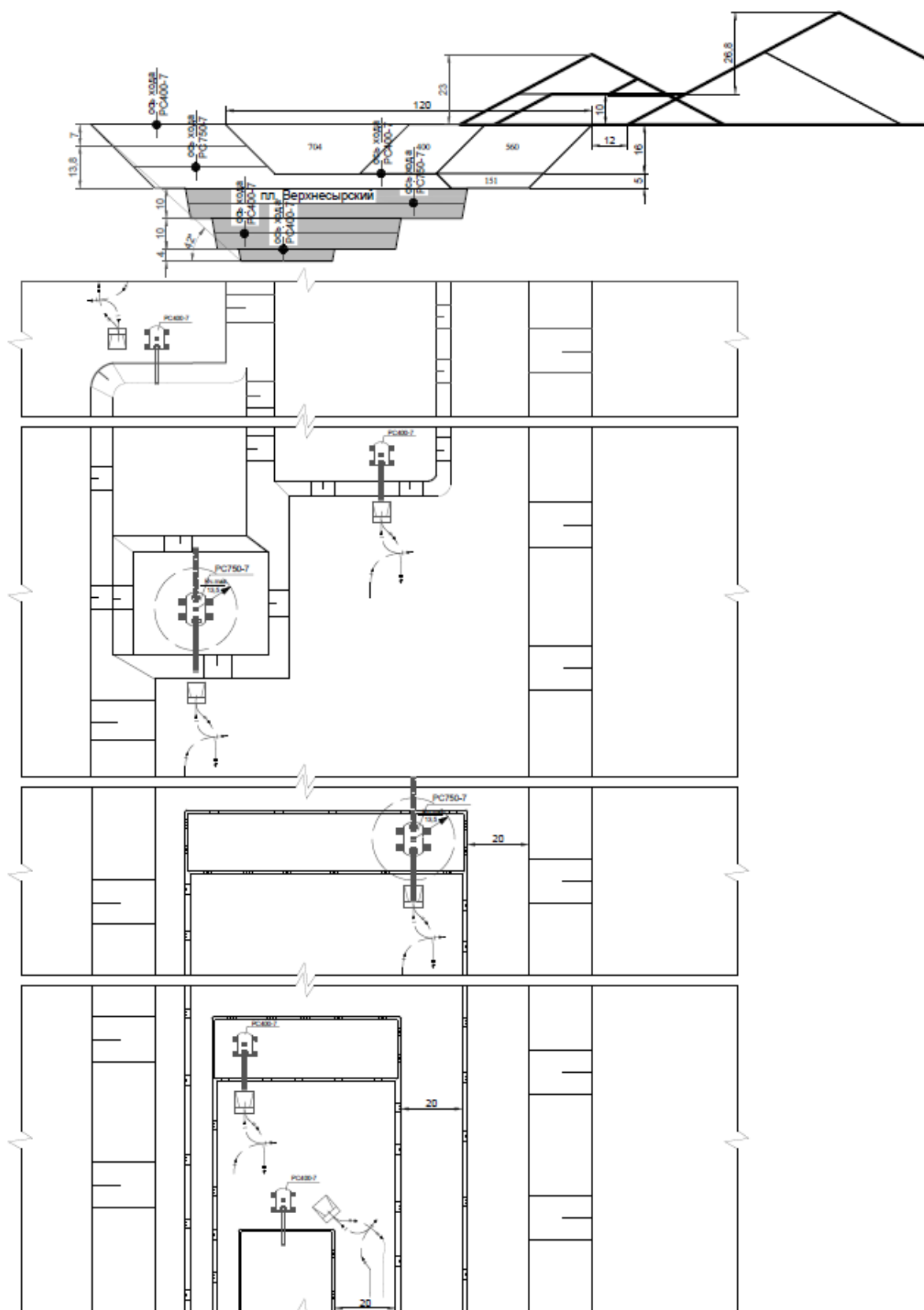


Рисунок 1.5 – Схема транспортной проходки опережающей траншеи

Схема без транспортной проходки опережающей траншеи представлена на рисунке 1.6.

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

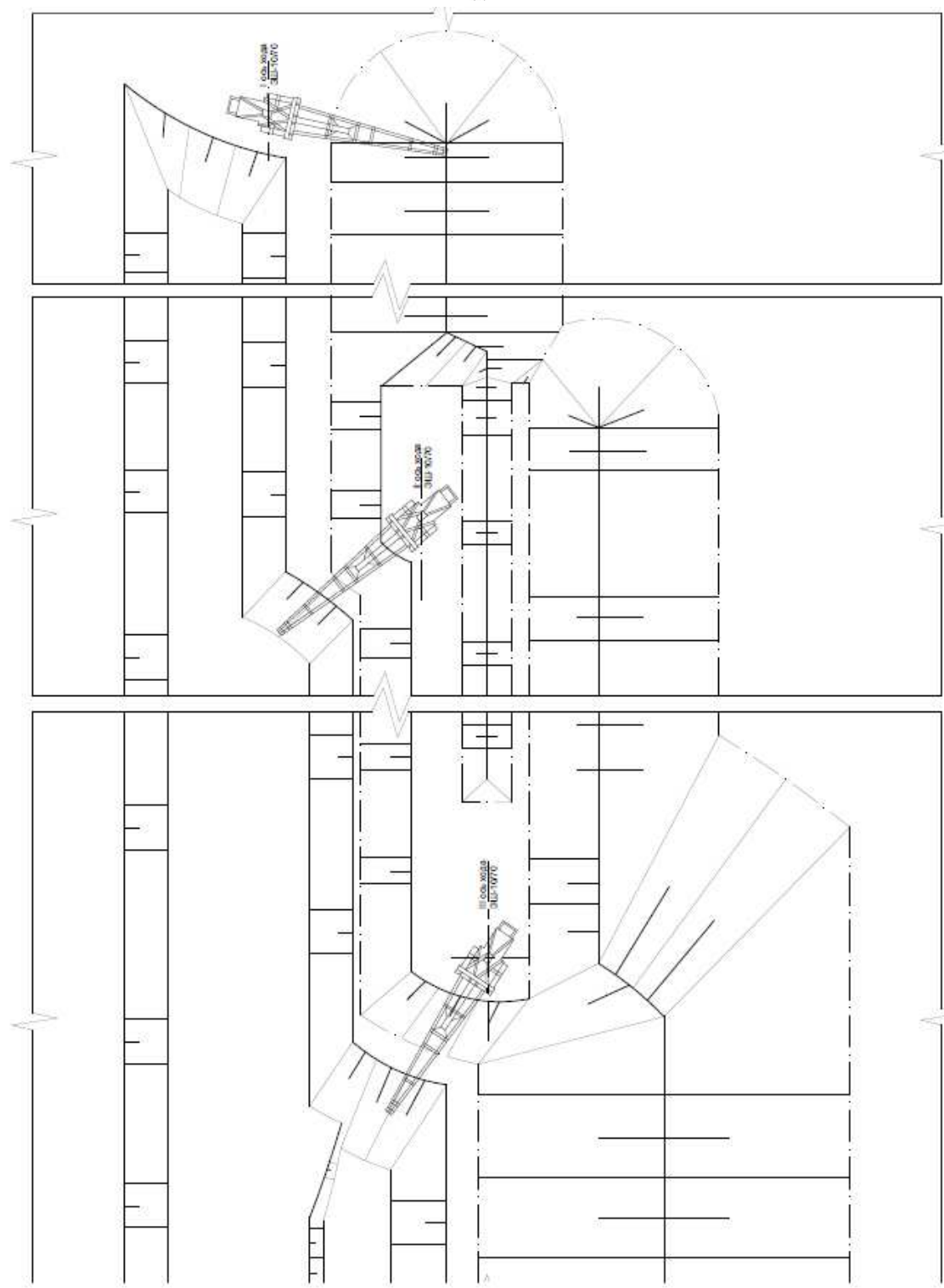
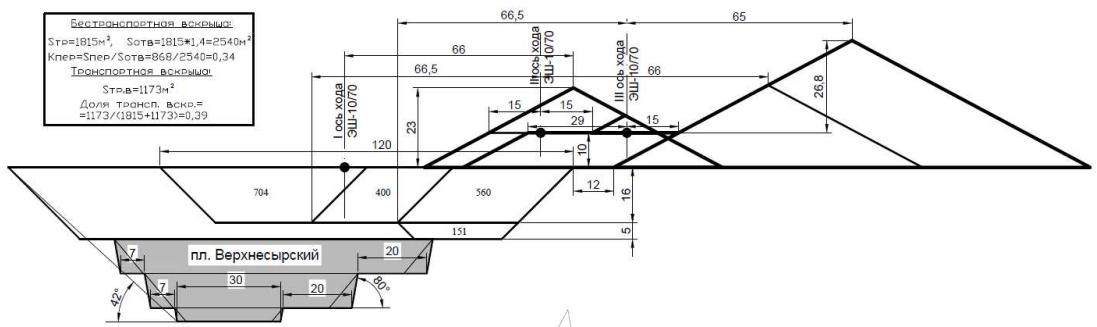


Рисунок 1.6 – Схема бестранспортной проходки опережающей траншеи

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

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

Параметры поперечного профиля внутрикарьерных дорог представлены в таблице 1.2.

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 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.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		17

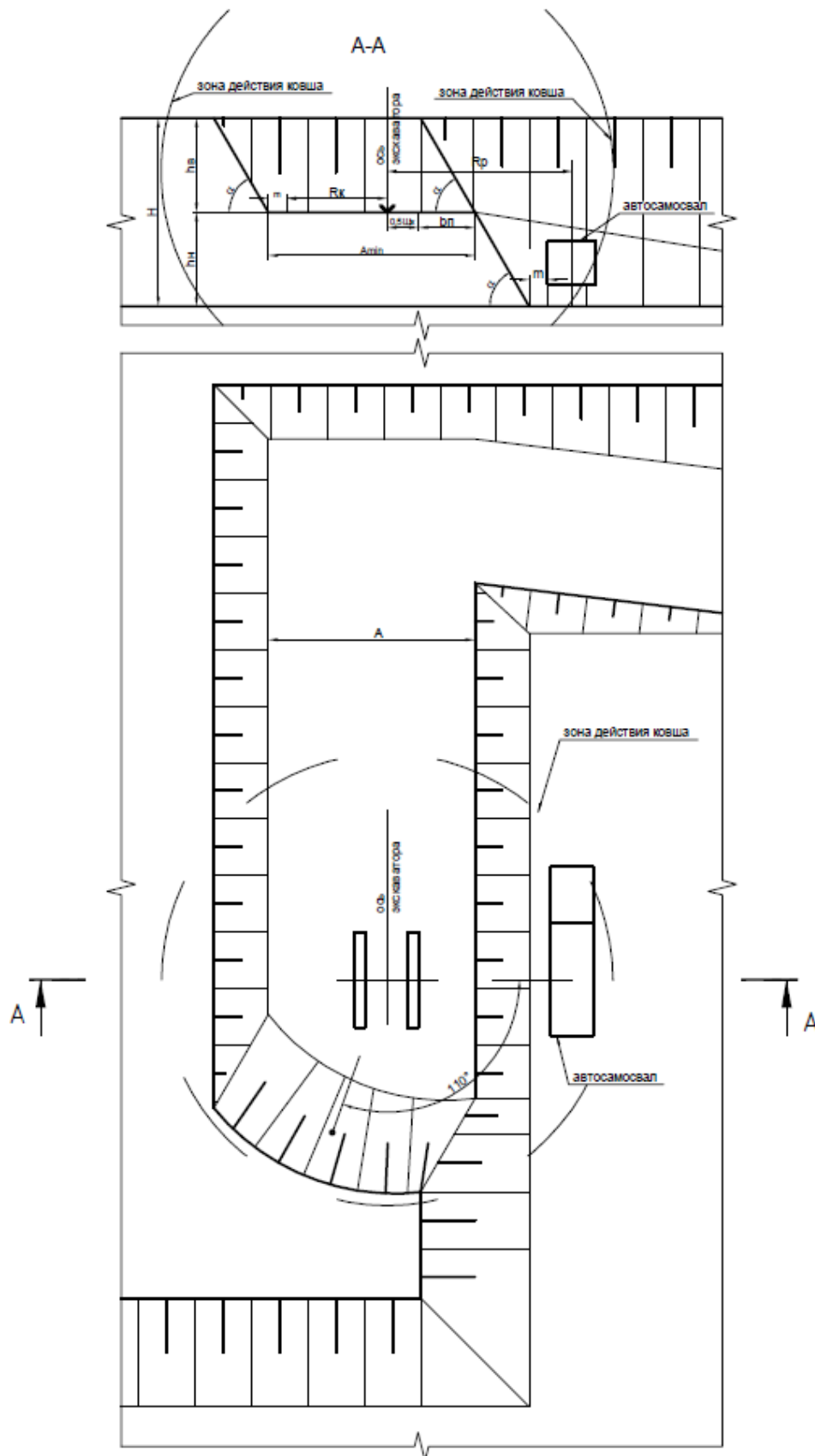


Рисунок 1.7 - Порядок отработки вскрышного уступа отработка верхнего подступа

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

18

Порядок отработки вскрышного уступа отработка нижнего подступа представлен на рисунке 1.8.

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

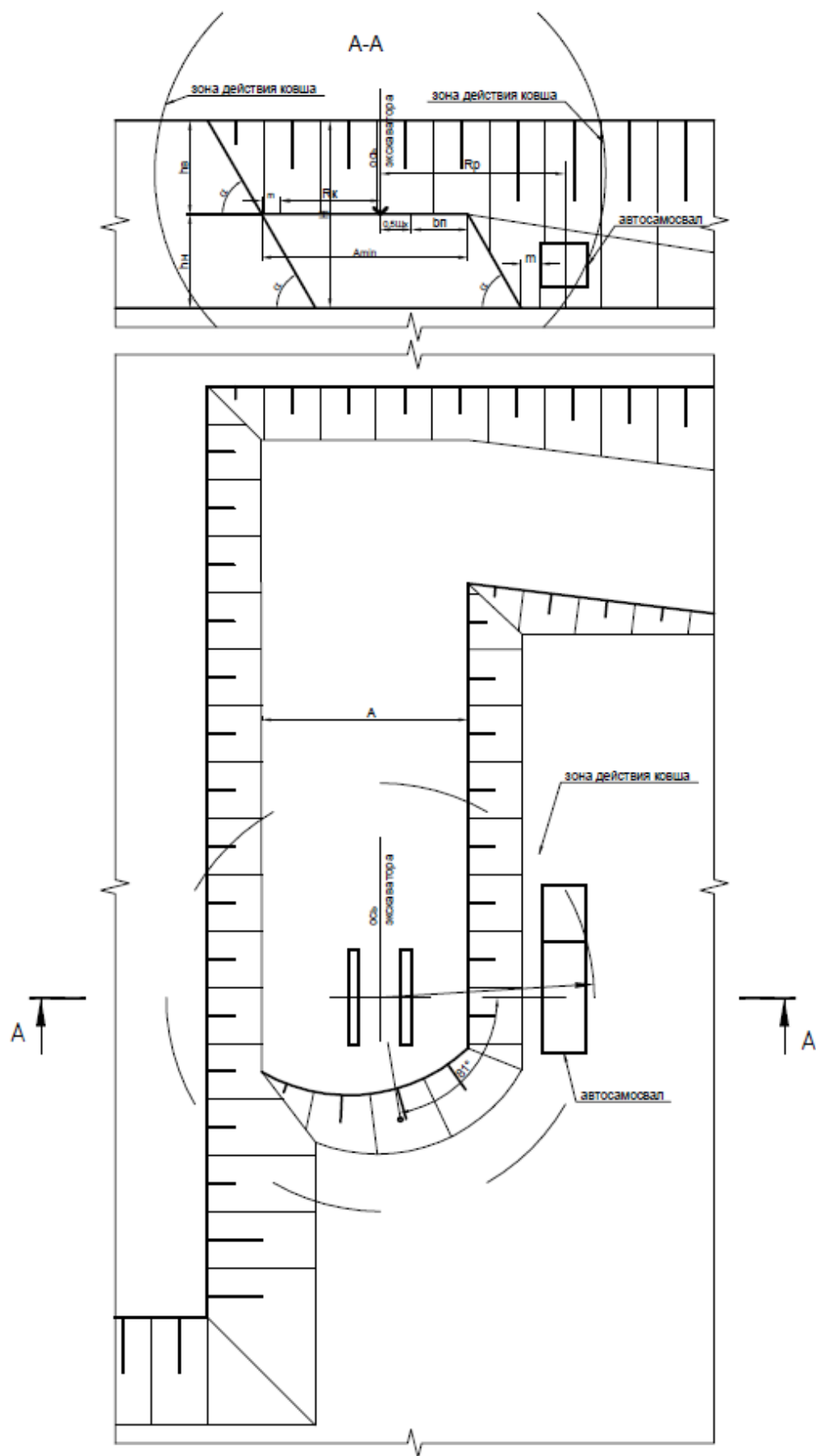


Рисунок 1.8 - Порядок отработки вскрышного уступа отработка нижнего под уступа

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

20

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 под уступы 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 под уступ.

1.3 Подготовка полезного ископаемого к выемке

Рыхление на встряхивание с помощью буровзрывных работ производится по мощному углю (более 15м) [2], [4].

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.

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.

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.

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

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 замерить величину фактического сопротивления взрывной сети линейным мостиком.

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

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 1.3.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

Таблица 1.3 – 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
Объём 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
Объём бурения, п.м.	1500
Число скважин в серии, шт	200
Глубина скважин, м	10
Длина верхней забойки, м	5
Длина дополнительного заряда, м	0,2
Расстояние между скважинами в ряду, м	4
Расход ДШ на боевик и присоединение его к магистрали	1,5
Коэффициент, учитывающий непредвиденные расходы	1,1
Удельный расход ДШ, м/т	0,16

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Удельный расход боевиков, ед/т		0,013	
Длина ДШ, м		4880	
Безопасные расстояния, м	Для людей	Для механизмов и сооружений	
	-по сейсмическому воздействию	-	102
	-по ударной воздушной волне	-	250
	-по разлету кусков породы	200	200
Принятое безопасное расстояние	200	250	

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

Конструкция скважинных зарядов представлена на рисунке 1.9.

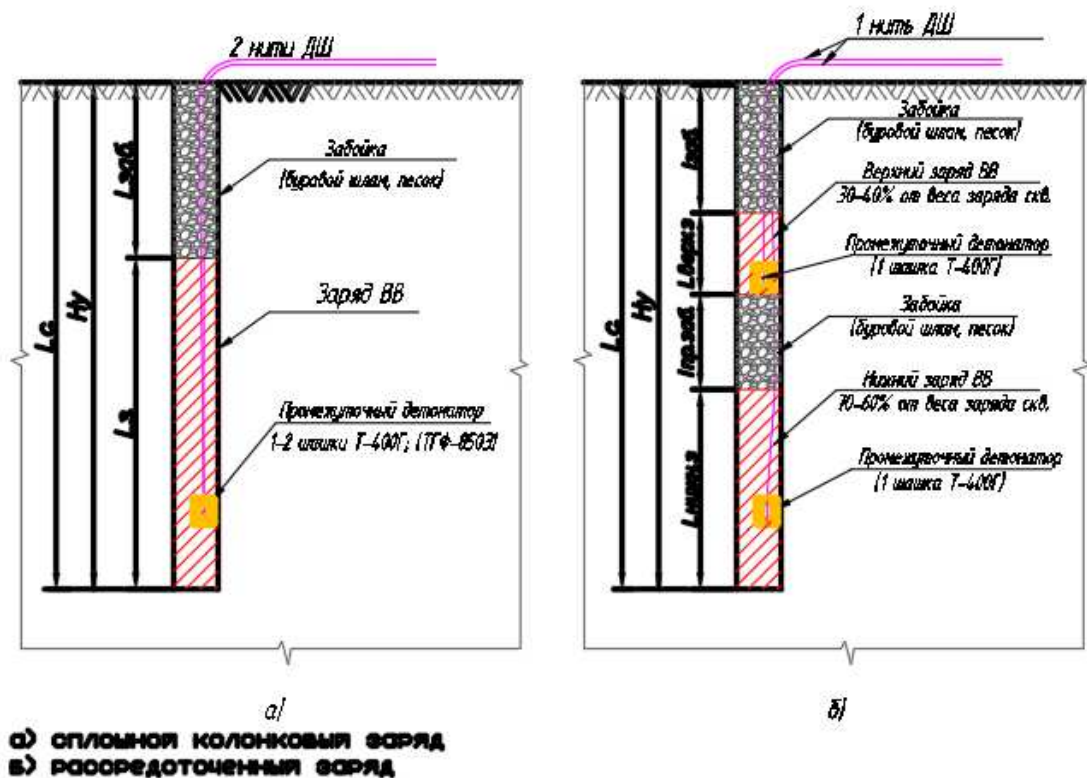


Рисунок 1.9 – Конструкция скважинных зарядов

Рекомендуемая схема взрывания изображена на рисунке 1.10.

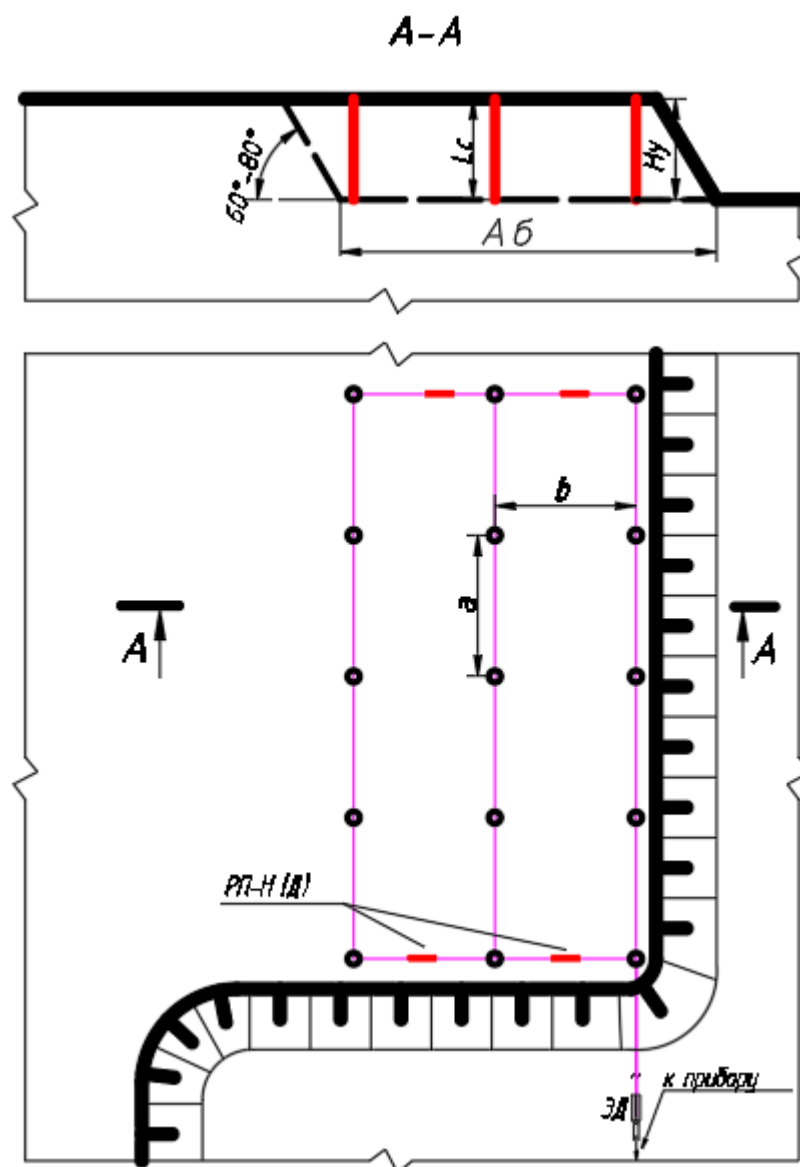


Рисунок 1.10 – Рекомендуемая схема взрывания

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 под уступы высотой 5 м, при бестранспортной отработке высотой до 23м. Угольный пласт будет обрабатываться горизонтальными и слабонаклонными уступами (под уступами) высотой по 5-10 м. Из-за падения пласта, наклонная подошва уступов будет на кровле и подошве угольного пласта до формирования нового уступа.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

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 1.4.

Таблица 1.4 – Ширина призмы возможного обрушения рабочего угольного уступа (борта карьера)

Высота уступа (Н), м	Угол откоса уступа (α), град	Значение отношения a/H (по графику)	Ширина призмы возможного обрушения (а), 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.

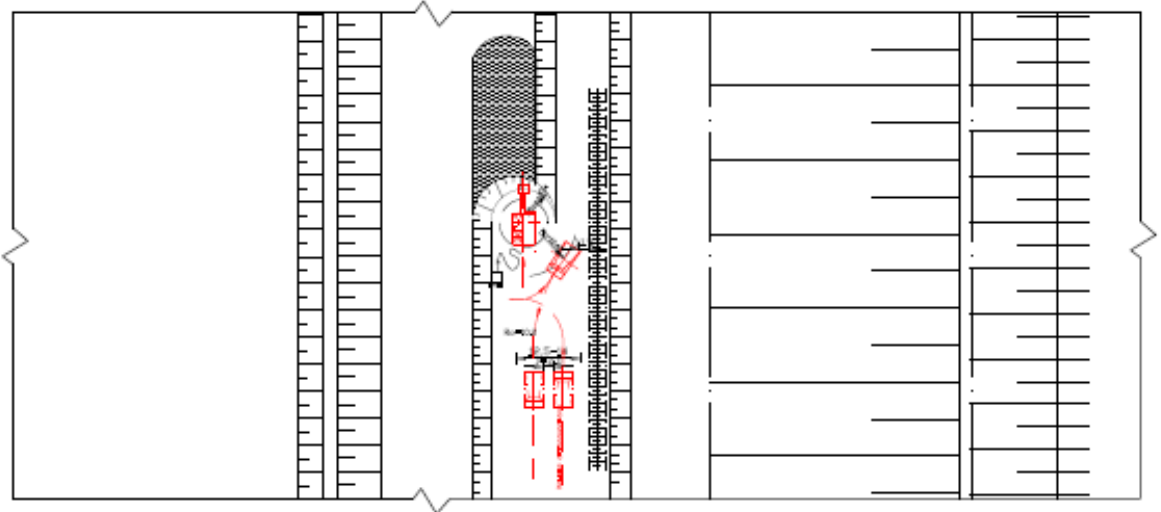
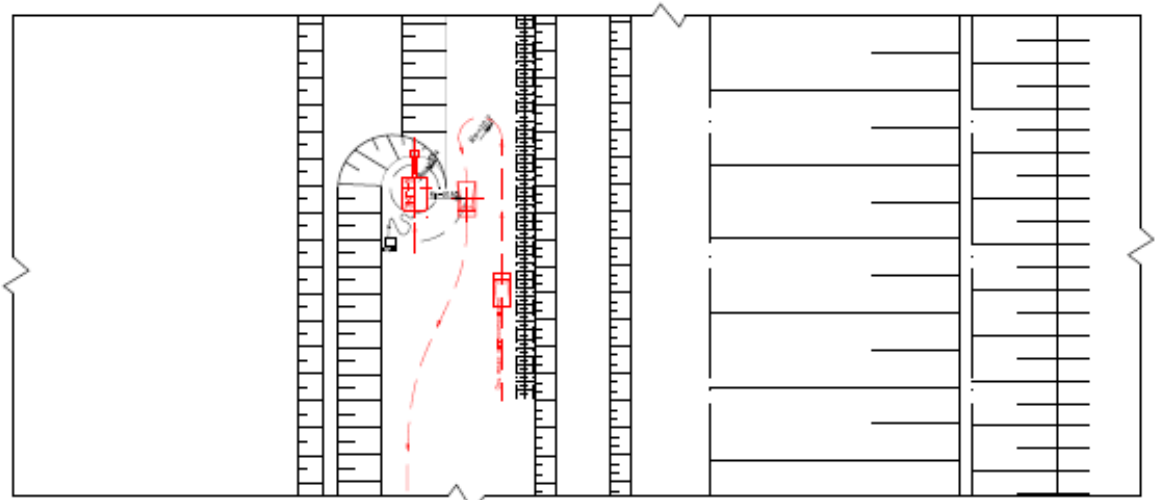
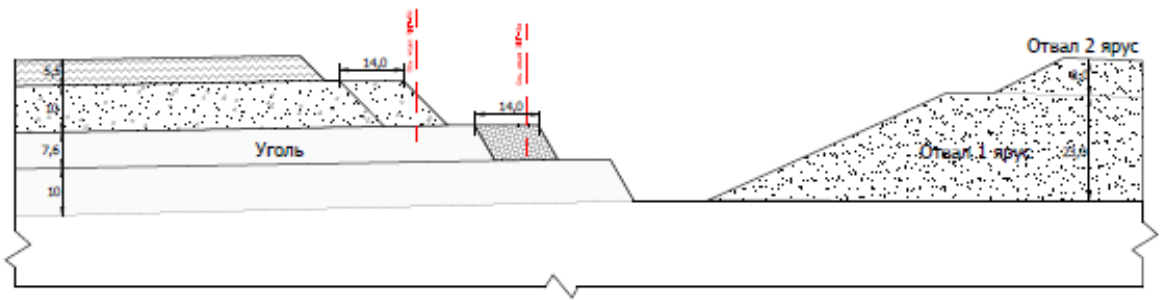


Рисунок 1.11 – Ширина призмы возможного обрушения рабочего угольного уступа при соответствующей мощности пласта

Общий вид системы разработки представлен на рисунке 1.12.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

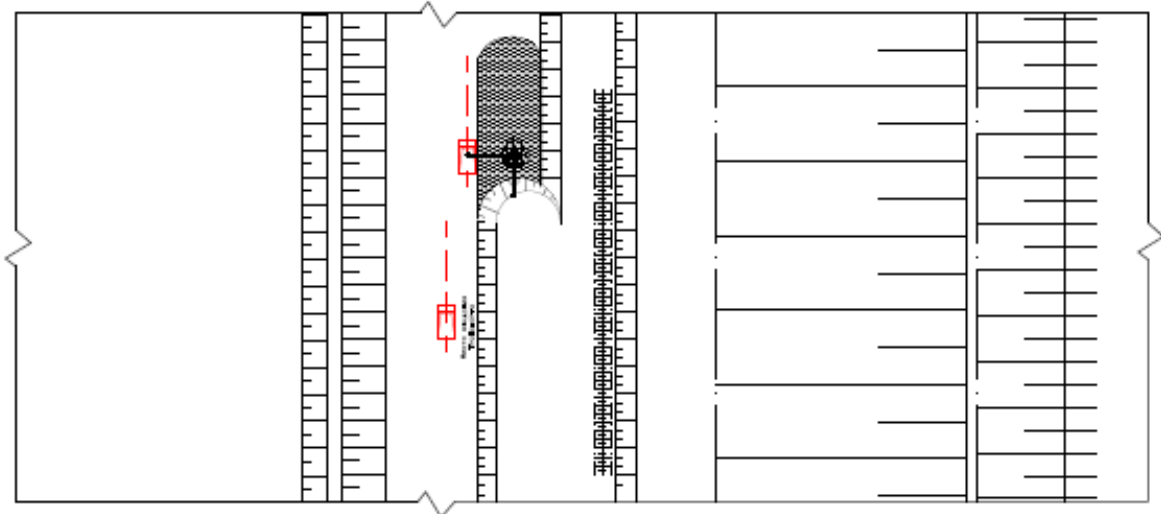
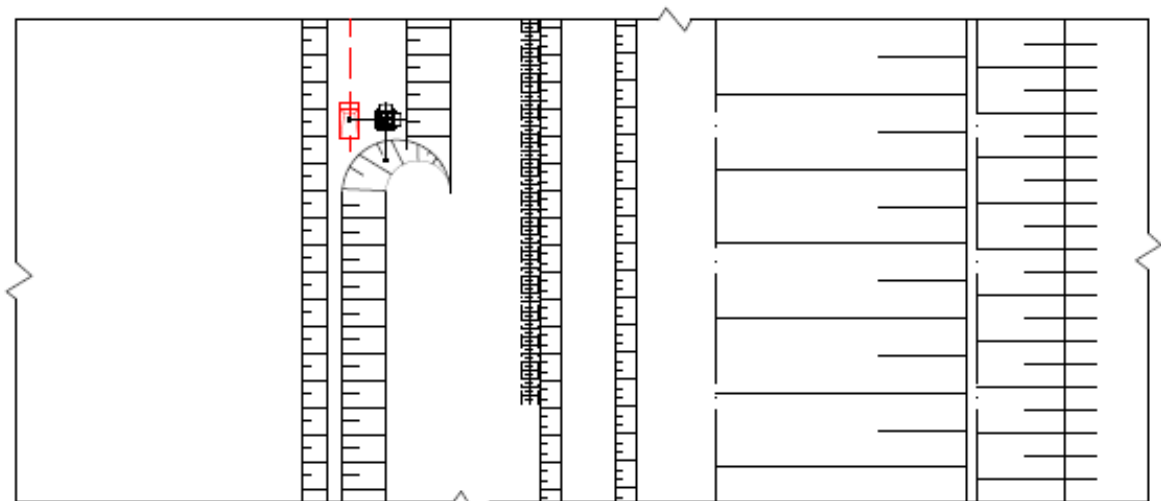
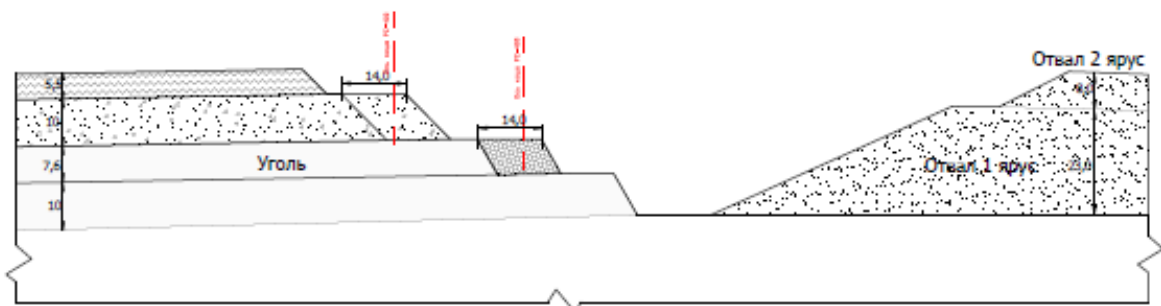


Рисунок 1.12 – Общий вид системы разработки

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 1.5.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Таблица 1.5 – 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 (а), 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 1.6.

Таблица 1.6 – 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 1.7.

Таблица 1.7 - 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

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, дорогой за счет отсыпки транспортной вскрыши на бестранспортный ярус.

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

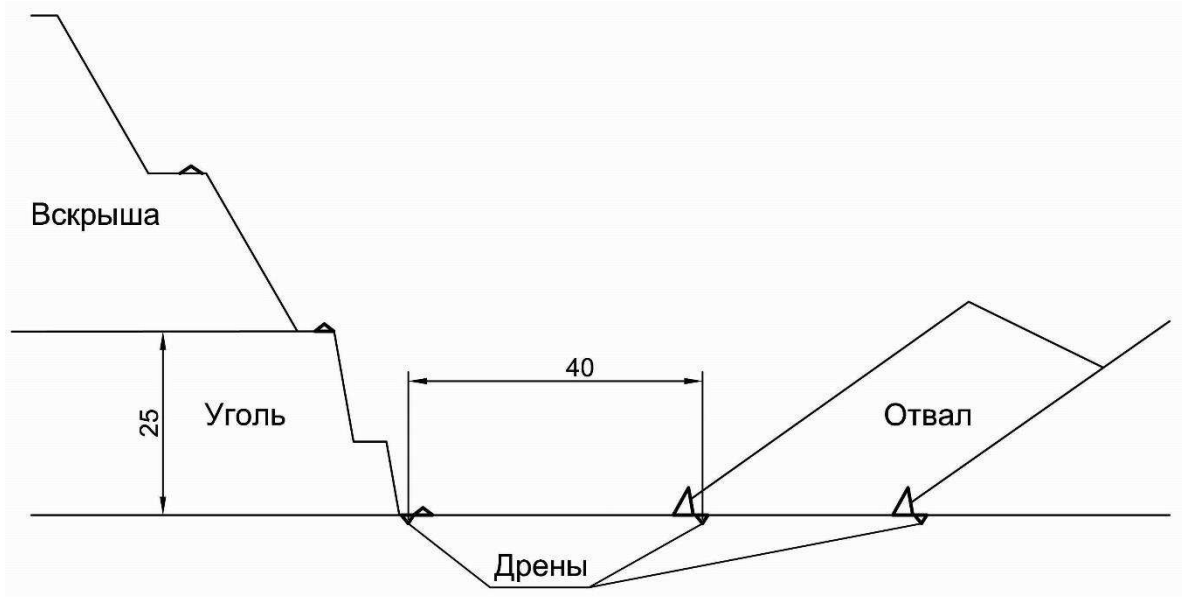


Рисунок 1.13 – Схема расположения дрен

показана схема расположения дрен для стока вод в пониженную часть фронта (мульдуг) к зумпфу карьерного водоотлива.

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].

2. Механическое оборудование карьеров

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.

Для добычи полезного ископаемого рассмотрим применение экскаватора ЭКГ-10. Для вскрышных работ рассмотрим применение экскаватора ЭШ 10/70. Для буровых работ рассмотрим применение бурового станка БТС-150.

2.1. Выбор, обоснование и расчет бурового оборудования

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.

2.1.1 Расчёт бурового оборудования по вскрышным породам

Диаметр скважины принимают с учётом обеспечения нормальной проработки подошвы уступа при данной высоте H_y и угле откоса уступа α :

$$d_{\text{скв}} = \frac{(H_y \cdot ctg\alpha + c) \cdot \sqrt{\gamma}}{30 \cdot (3 - m)} \text{ м}, \quad (2.1)$$

где $\gamma = 2,4$ - плотность породы, т/м³;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

$c = 3$ - минимальное допустимое расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м;

$m = 1,1$ - коэффициент сближения скважины, принимается в зависимости от трудности взрывания.

$$d_{\text{скв}} = \frac{(10 \cdot \text{ctg}60 + 3) \cdot \sqrt{1,9}}{30 \cdot (3 - 1,1)} = 0,212 \text{ м.}$$

Исходя из рассчитанного диаметра скважины, а также заданной высоты уступа, рассмотрим буровой станок вращательного бурения – **БТС-150**.

Выбираем конструкцию долота: тип – М; породы – мягкие ($f=5$) (таблица 2.1); исполнение шарошек – со вставными зубьями. Долото: шарошечное Ш 161 ОК-ПВ Ш18У.

Таблица 2.1 – Типы и области применения долот

Тип долота	Область применения	Коеф. крепости породы по шкале проф. Протождьяконова	Используемые шарошки	Кoeffициент формы зубьев шарошечного долота
М	Мягкие породы	5	С фрезерными зубьями	-
МЗ	Мягкие абразивные породы	5	С вставными зубьями	2,5
С	Породы средней твердости	6	С фрезерными зубьями	-
Т	Твердые породы	6-8	С фрезерными зубьями	2,3
ТЗ	Твердые абразивные породы	8-14	С вставными зубьями	2,25
ТК	Твердые породы с пропластками крепких	10	Комбинация фрезерованных и вставных зубьев	1
К	Крепкие породы	10-12	С вставными зубьями	1,3
ОК	Очень крепкие абразивные породы	14 и выше	С вставными зубьями	3

Рациональное осевое усилие $P_{\text{ос}}$ (кН) на шарошечное долото ориентировочно можно определить по формуле:

$$P_{\text{ос}} = 10^{-2} \cdot K \cdot f \cdot d, \quad (2.2)$$

где $K = 6 - 8$ – большие значения для более крупных долот;

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

d – диаметр долота, мм;
 f – коэффициент крепости породы.

$$P_{oc} = 10^{-2} \cdot 8 \cdot 5 \cdot 215,9 = 86,36 \text{ кН}$$

Расход сжатого воздуха Q определяем, принимая диаметр скважины $d_{скв}=0,228$ (с учетом расширения скважины в процессе бурения), диаметр штанги $d_{шт}=0,180$ м, скорость движения воздуха в за трубном пространстве $W_{п}=25$ м/с. Тогда:

$$Q=0,785(d_{скв}^2 - d_{шт}^2)W_{п}=0,785 \cdot (0,228^2 - 0,180^2) \cdot 25 = 0,38 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (2.3)$$

Скорость бурения, м/ч, определяем по формуле:

$$v_6 = \frac{18 \cdot P_{oc} \cdot \omega \cdot K_{фш}}{10^3 \cdot f \cdot d_d^2} = \frac{18 \cdot 86,36 \cdot 1,67 \cdot 2,5}{10^3 \cdot 5 \cdot 0,2159^2} = 27,84 \text{ м/ч} \quad (2.4)$$

где P_{oc} - осевая нагрузка на долото, кН;
 ω – частота вращения долота (таблица 2.2), с⁻¹;
 d - диаметр долота, м;
 $K_{фш}$ – коэффициент формы зубьев шарошечного долота (для типа ТК – $K_{ф.ш} = 1$; К – ф.ш $K = 1,3$; ТЗ – ф.ш $K = 2, 25$; Т – ф.ш $K = 2,3$; МЗ – $K_{ф.ш} = 2,5$; ОК – $K_{ф.ш} = 3$);

Таблица 2.2 - Параметры режимов бурения шарошечными долотами

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр штанг, мм	Нагрузка на долото, кН		Частота вращения долота, с ⁻¹		Расход сжатого воздуха м ³ /с
		М,Т	ТЗ, К, ОК	М,Т	ТЗ, ТЗК, ОК,К	
161	127	100-130	130-150	2,5-1,67	2-1	0,2-0,25
215,9	180	140-180	160-200	2,5-1,33		0,37-0,42
244,5	203,215	180-220	180-250			0,42-0,53
269,9	219	200-270	250-300			0,58-0,67
320	273	300-350	350-500			0,83-1

Крутящий момент, необходимый для вращения бурового става и шарошечного долота, рассчитываем, принимая коэффициент $K_{ск} = 0,7$, так как крепость высокая, значения примем $\sigma_{м.б} = 1000$ МПа:

$$M_{кр} = \frac{4,63 \cdot v_6 \cdot d_d^2 \cdot \sigma_{м.б} \cdot K_{тр}}{K_{ск} \cdot \omega} = \frac{4,63 \cdot 27,84 \cdot 0,2159^2 \cdot 1000 \cdot 1,12}{0,7 \cdot 1,67} = 5,7 \text{ кН} \cdot \text{м} \quad (2.5)$$

где $M_{кр}$ – крутящий момент, Н·м;

v_b – скорость бурения, м/ч;

d_d – диаметр долота, м;

$\sigma_{м.б}$ – предел прочности породы при бурении, МПа;

$K_{тр}$ – коэффициент, учитывающий трение в подшипниках шарошек и бурового става скважин, $K_{тр} = 1,12$;

$K_{ск}$ – коэффициент, учитывающий скорость бурения из-за неполного скалывания породы между зубьями, $K_{ск} = 0,7$;

ω – частота вращения долота, c^{-1} .

Мощность привода вращателя составляет:

$$N_{вр} = \frac{M_{кр} \cdot \omega_{вр}}{\eta_{вр}} = \frac{5,7 \cdot 12,6}{0,85} = 84 \text{ кВт} \quad (2.6)$$

где ω – угловая скорость долота, $\omega_{вр} = 120 \text{ об/мин} = \frac{120\pi}{30} = 12,6 \text{ рад/с}$;

$\eta_{мех}$ – КПД механизма вращателя, принимают равным 0,7-0,85.

Мощность привода механизма подачи $N_{под}$, кВт:

$$N_{под} = \frac{P_{под} \cdot v_{под}}{\eta_{под}} \cdot 10^3 = \frac{86360 \cdot 0,0057}{0,55} \cdot 10^3 = 895 \text{ кВт} \quad (2.7)$$

где $P_{под}$ – усилие подачи, Н;

$v_{под}$ – скорость бурения, м/мин;

$\eta_{п}$ – КПД механизма подачи.

2.1.2 Расчёт эксплуатационных показателей буровых станков для бурения по вскрышным породам

Сменную производительность бурового станка $P_{см}$ (м) определяем по формуле:

$$P_{см} = \frac{K \cdot T_{см}}{\frac{1}{v_T} + t_{вс}} = \frac{0,9 \cdot 480}{\frac{1}{0,2784} + 1} = 94 \text{ м/смену} \quad (2.6)$$

где $T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, мин;

K – коэффициент эффективного использования станка в течение смены (обычно принимают $K = 0,7 - 0,9$);

V – техническая (механическая) скорость шарошечного бурения, м/мин;

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

$t_{\text{вс}}$ – время, затрачиваемое на вспомогательные операции и отнесенное к единице длины скважины, с/м.

Годовую производительность станка определим по формуле:

$$Q_{\text{Г}} = \Pi_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot (T_{\text{к}} - T_{\text{нр}}) \cdot K_{\text{п}} = 94 \cdot 3(365 - 114) \cdot 0,8 = 56625,60 \text{ м/год} \quad (2.7)$$

где $T_{\text{к}}$ – календарное количество дней в году(365);

$T_{\text{нр}}$ – количество выходных дней в году(114);

$n_{\text{см}}$ – количество смен в сутки(3).

$K_{\text{п}}$ – поправочный коэффициент, учитывающий влияние климата, возможных аварий и т.п., $K_{\text{п}} = 0,8$.

Стоимость машино-смены работы бурового станка определяем по формуле:

$$C_{\text{мс}} = C_{\text{з.п}} + C_{\text{ам}} + C_{\text{э}} + C_{\text{т.р}} + C_{\text{вс}} + C_{\text{п.з}}, \quad (2.8)$$

где $C_{\text{мс}}$ – затраты на содержание бурового станка в смену, руб./смену;

$C_{\text{з.п}}$ – затраты на заработную плату экипажа станка, руб./смену;

$C_{\text{ам}}$ – амортизационные отчисления, руб./смену;

$C_{\text{э}}$ – затраты на электроэнергию, руб./смену;

$C_{\text{т.р}}$ – затраты на текущий ремонт, руб./смену;

$C_{\text{вс}}$ – затраты на вспомогательные операции, руб./смену;

$C_{\text{п.з}}$ – прочие затраты, руб./смену.

Величина $C_{\text{мс}}$ рассчитывается в соответствии с действующими инструкциями и нормами, имеющимися в справочниках. Расчеты показывают, что в условиях Сибири величина $C_{\text{мс}}$ составляет 10–17 тыс. руб. (в ценах на 2022 г.) и сравнительно мало зависит от крепости пород, так как затраты на долота учитываются отдельно. Принимаем среднее значение $C_{\text{мс}} = 15$ тыс. руб./смену.

Стойкость долот определяем по опытным данным из справочников или по формуле:

$$l_{\text{д}} = 4\,240 \cdot d_{\text{д}} - 220 = 4\,240 \cdot 0,2159 - 220 = 695 \text{ м} \quad (2.9)$$

По справочным и литературным данным стойкость долот при бурении пород крепостью $f = 5$ колеблется от 200 до 800 м. Принимаем $l_{\text{д}} = 695$ м. Стоимость долота диаметром 161 мм с учетом НДС составляет $C_{\text{д}} = 40$ тыс. руб. (данные на 2018–2022 гг.)

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

Стоимость бурения на 1 м скважины рассчитываем по формуле:

$$S = \frac{A}{\Pi_{\text{см}}} + \frac{C_d}{l_d} = \frac{15000}{94} + \frac{40000}{695} = 217 \text{ руб/м.}$$

2.1.3 Расчёт бурового оборудования по полезному ископаемому

Диаметр скважины принимают с учётом обеспечения нормальной проработки подошвы уступа при данной высоте H_y и угле откоса уступа α :

$$d_{\text{скв}} = \frac{(H_y \cdot \text{ctg} \alpha + c) \cdot \sqrt{\gamma}}{30 \cdot (3 - m)} \text{ м,} \quad (2.10)$$

где $\gamma = 3$ - плотность породы, т/м³;

$c = 3$ - минимальное допустимое расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа [4, табл. 13], м;

$m = 1$ - коэффициент сближения скважины, принимается в зависимости от трудности взрывания.

$$d_{\text{скв}} = \frac{(10 \cdot \text{ctg} 80 + 3) \cdot \sqrt{1,9}}{30 \cdot (3 - 1)} = 0,115 \text{ м.}$$

Исходя из рассчитанного диаметра скважины, а также заданной высоты уступа, рассмотрим буровой станок – БТС-150 с диаметром долота 161.

Выбираем конструкцию долота: тип – М; породы – мягкие ($f=5$) (таблица 2.1); исполнение шарошек – со вставными зубьями. Долото: шарошечное Ш 161 ОК-ПВ Ш18У.

Рациональное осевое усилие $P_{\text{ос}}$ (кН) на шарошечное долото ориентировочно можно определить по формуле:

$$P_{\text{ос}} = 10^{-2} \cdot K \cdot f \cdot d, \quad (2.11)$$

где $K = 6 - 8$ – большие значения для более крупных долот;

d – диаметр долота, мм;

f – коэффициент крепости породы.

$$P_{\text{ос}} = 10^{-2} \cdot 7 \cdot 5 \cdot 161 = 56,35 \text{ кН}$$

										Лист
										37
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

Расход сжатого воздуха Q определяем, принимая диаметр скважины $d_{скв}=0,174$ (с учетом расширения скважины в процессе бурения), диаметр штанги $d_{шт}=0,127$ м, скорость движения воздуха в затрубном пространстве $W_{п}=25$ м/с. Тогда:

$$Q=0,785(d_{скв}^2 - d_{шт}^2)W_{п}=0,785\cdot(0,174^2-0,127^2)\cdot 25=0,28 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (2.12)$$

Скорость бурения, м/ч, определяем по формуле:

$$v_б=\frac{18\cdot P_{ос}\cdot\omega\cdot K_{фш}}{10^3\cdot f\cdot d_d^2}=\frac{18\cdot 56,35\cdot 1,67\cdot 2,50}{10^3\cdot 5\cdot 0,161^2}=32,67 \text{ м/ч} \quad (2.13)$$

где $P_{ос}$ - осевая нагрузка на долото, кН;
 ω – частота вращения долота (таблица 2.2), с⁻¹;
 d - диаметр долота, м;
 $K_{фш}$ - коэффициент формы зубьев шарошечного долота (для типа ТЗ – $K_{фш} = 2,25$).

Крутящий момент, необходимый для вращения бурового става и шарошечного долота, рассчитываем, принимая коэффициент $K_{ск} = 0,7$, так как крепость сравнительно невысокая, и значения $\sigma_{м.б} = 700$ МПа:

$$M_{кр}=\frac{4,63\cdot v_б\cdot d_d^2\cdot\sigma_{мб}\cdot K_{тр}}{K_{ск}\cdot\omega}=\frac{4,63\cdot 32,67\cdot 0,161^2\cdot 700\cdot 1,12}{0,7\cdot 1,67}=2,6 \text{ кН}\cdot\text{м} \quad (2.14)$$

Мощность привода вращателя составляет:

$$N_{вр}=\frac{M_{кр}\cdot\omega_{вр}}{\eta_{вр}}=\frac{2,6\cdot 12,6}{0,85}=38,54 \text{ кВт} \quad (2.15)$$

где ω - угловая скорость долота, $\omega_{вр} = 120 \text{ об/мин} = \frac{120\pi}{30} = 12,6 \text{ рад/с}$;

$\eta_{мех}$ - КПД механизма вращателя, принимают равным 0,7-0,85.

Мощность привода механизма подачи $N_{под}$, кВт:

$$N_{под}=\frac{P_{под}\cdot v_{под}}{\eta_{под}}\cdot 10^3=\frac{56350\cdot 0,0057}{0,6}\cdot 10^3=535,32 \text{ кВт} \quad (2.16)$$

где $P_{под}$ - усилие подачи, Н;

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

$v_{\text{под}}$ - скорость бурения, м/мин;

$\eta_{\text{п}}$ - КПД механизма подачи.

Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/м³ при шарошечном бурении у станка БТС-150 составляет 680, что соответствует расчетам.

2.1.4. Расчёт эксплуатационных показателей буровых станков для бурения по полезному ископаемому

Сменную производительность бурового станка $\Pi_{\text{см}}$ (м) определяем по формуле:

$$\Pi_{\text{см}} = \frac{K \cdot T_{\text{см}}}{\frac{1}{v_{\text{T}}} + t_{\text{вс}}} = \frac{0,9 \cdot 480}{\frac{1}{0,3267} + 1} = 106,38 \text{ м/смену} \quad (2.17)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность рабочей смены, мин;

K - коэффициент эффективного использования станка в течение смены (обычно принимают $K = 0,7 - 0,9$);

V – техническая (механическая) скорость шарошечного бурения, м/ч;

$t_{\text{вс}}$ – время, затрачиваемое на вспомогательные операции и отнесенное к единице длины скважины, с/м.

Годовую производительность станка определим по формуле:

$$Q_{\text{г}} = \Pi_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot (T_{\text{к}} - T_{\text{нр}}) \cdot K_{\text{п}} = 106,38 \cdot 3(365 - 114) \cdot 0,8 = 64083,31 \text{ м/год} \quad (2.18)$$

где $T_{\text{к}}$ – календарное количество дней в году (365);

$T_{\text{нр}}$ – количество выходных дней в году (114);

$n_{\text{см}}$ – количество смен в сутки (3).

$K_{\text{п}}$ – поправочный коэффициент, учитывающий влияние климата, возможных аварий и т.п., $K_{\text{п}} = 0,8$.

Стоимость машино-смены работы бурового станка определяем по формуле:

$$C_{\text{мс}} = C_{\text{з.п}} + C_{\text{ам}} + C_{\text{э}} + C_{\text{т.р}} + C_{\text{вс}} + C_{\text{п.з}}, \quad (2.19)$$

где $C_{\text{мс}}$ – затраты на содержание бурового станка в смену, руб./смену;

$C_{\text{з.п}}$ – затраты на заработную плату экипажа станка, руб./смену;

$C_{\text{ам}}$ – амортизационные отчисления, руб./смену;

$C_{\text{э}}$ – затраты на электроэнергию, руб./смену;

$C_{\text{т.р}}$ – затраты на текущий ремонт, руб./смену.

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

Величина C_{mc} рассчитывается в соответствии с действующими инструкциями и нормами, имеющимися в справочниках. Расчеты показывают, что в условиях Сибири величина C_{mc} составляет 10–17 тыс. руб. (в ценах на 2022 г.) и сравнительно мало зависит от крепости пород, так как затраты на долота учитываются отдельно. Принимаем среднее значение $C_{mc} = 15$ тыс. руб./смену.

Стойкость шарошечных долот определяем по опытным данным из справочников или по формуле:

$$l_d = 4\,240 \cdot d_d - 220 = 4\,240 \cdot 0,161 - 220 = 462 \text{ м} \quad (2.20)$$

Принимаем $l_d = 462$ м. Стоимость долота диаметром 161 мм с учетом НДС составляет $C_d = 32$ тыс. руб. (данные на 2019–2022 гг.).

Стоимость бурения на 1 м скважины рассчитываем по формуле:

$$S = \frac{A}{P_{cm}} + \frac{C_d}{l_d} = \frac{15000}{106,38} + \frac{32000}{462} = 210 \text{ руб/м}$$

2.2. Определение парка буровых станков

Подготовку скальных и полускальных пород к выемке ведут с использованием энергии взрыва.

Длина перебура (м) рассчитывается по формуле:

$$l_{пвп} = (0,1 \div 0,25) \cdot h = 2 \text{ м}, \quad (2.21)$$

$$l_{ппи} = (0,1 \div 0,25) \cdot h = 1,8 \text{ м}$$

Рассчитаем с точностью до 0,5 м глубину скважины:

$$L_{с\,вп} = \frac{h+l_{пвп}}{\sin\beta} = \frac{10+2}{\sin 90} = 12 \text{ м} \quad (2.22)$$

$$L_{с\,пи} = \frac{10+1,8}{\sin 90} = 11,8 \text{ м}$$

Диаметр скважины:

$$d_{свп} = K_{p,c} \cdot d_d = 1,05 \cdot 215,9 = 227 \text{ мм} \quad (2.23)$$

$$d_{спи} = K_{p,c} \cdot d_d = 1,1 \cdot 161 = 177 \text{ мм}$$

где d_c – диаметр скважины, мм;

d_d – диаметр долота, мм;

$K_{p,c}$ – коэффициент расширения скважины при бурении

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

(изменяется от 1,05 в монолитных породах до 1,2 в чрезвычайно трещиноватых)

Согласно исходных данных, выбираем ВВ заводского изготовителя – Граммонит 79/21. Определим линию сопротивления по подошве (ЛСПП):

$$W = \frac{53}{\sin\beta} \cdot K_{\text{ВВ}} \cdot d_c \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot m}{\gamma \cdot K_{\text{ВВ}}}}, \quad (2.24)$$

где W – линия сопротивления по подошве, м;

$K_{\text{ВВ}}$ – коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве;

d_c – диаметр скважины, м;

Δ – плотность заряжения ВВ в скважине, кг/м³;

m – коэффициент сближения зарядов;

$K_{\text{ВВ}}$ – переводной коэффициент от аммонита №6 ЖВ к принятому ВВ;

γ – плотность породы, кг/м³.

$$W_{\text{ВП}} = \frac{53}{\sin 90} \cdot 1 \cdot 0,227 \cdot \sqrt{\frac{0,85 \cdot 1}{1,9 \cdot 1}} = 8,04 \text{ м}$$

$$W_{\text{ПИ}} = \frac{53}{\sin 90} \cdot 1 \cdot 0,177 \cdot \sqrt{\frac{0,85 \cdot 1}{1,9 \cdot 1}} = 6,27 \text{ м}$$

Найдем длину заряда по формуле

$$l_{\text{ВВ}} = L_c - l_3 \quad (2.25)$$

где $l_{\text{ВВ}}$ – длина заряда ВВ, м;

l_3 – длина забойки, м;

$$l_{3,\text{ВП}} = (20-35)d_c = 30 \cdot 0,227 = 6,81 \text{ м}$$

$$l_{3,\text{ПИ}} = 20 \cdot 0,177 = 3,54 \text{ м}$$

$$l_{\text{ВВ,ВП}} = 12 - 6,81 = 5,19 \text{ м}$$

$$l_{\text{ВВ,ПИ}} = 11,80 - 3,54 = 8,26 \text{ м}$$

Определяем массу заряда в скважине по формуле

$$Q_3 = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta \cdot l_{\text{ВВ}} \quad (2.26)$$

где Q_3 – масса заряда, кг;

d_c – диаметр скважины, дм.

$$Q_{3,\text{ВП}} = 7,85 \cdot 2,27^2 \cdot 0,85 \cdot 5,19 = 178 \text{ кг}$$

$$Q_{3,\text{ПИ}} = 7,85 \cdot 1,77^2 \cdot 0,85 \cdot 8,26 = 173 \text{ кг}$$

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

Расстояние между скважинами в ряду, м

$$a_{\text{ВП}} = \sqrt{\frac{Q_3}{q \cdot h}} = \sqrt{\frac{178}{0,85 \cdot 10}} = 4,5 \text{ м} \quad (2.27)$$

$$a_{\text{ПИ}} = \sqrt{\frac{173}{0,85 \cdot 10}} = 4,5 \text{ м}$$

$$b_{\text{ВП}} = a = 4,5 \text{ м} \quad (2.28)$$

$$b_{\text{ПИ}} = a = 4,5 \text{ м}$$

Рассчитываем выход горной массы с 1 м скважины, м³:

$$\phi = \frac{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot a \cdot h}{n_p \cdot L_c} \quad (2.29)$$

$$\phi_{\text{ВП}} = \frac{[8,04 + 4,5 \cdot (4 - 1)] \cdot 4,5 \cdot 10}{4 \cdot 12} = 20,19 \text{ м}^3,$$

$$\phi_{\text{ПИ}} = \frac{[6,27 + 4,5 \cdot (4 - 1)] \cdot 4,5 \cdot 10}{4 \cdot 11,8} = 18,84 \text{ м}^3,$$

Годовая производительность карьера по горной массе:

$$A_{\text{ГМ}} = A_{\text{ПИ}} \cdot K_{\text{В}}, \text{ млн. т./год} \quad (2.30)$$

$$A_{\text{ГМ}} = 5 \cdot 0,66 = 3,3 \text{ млн. т./год.}$$

где $A_{\text{ПИ}}$ – годовая производительность по полезному ископаемому млн. т./год;

$K_{\text{В}}$ – коэффициент вскрыши.

Найдем инвентарный парк буровых станков по формуле

$$N_{\text{б.с}} = \frac{1,15 \cdot A_{\text{г.м}}}{\gamma \cdot \phi \cdot \Pi_{\text{б.г}}}, \quad (2.31)$$

где $A_{\text{г.м}}$ – годовая производительность по горной массе, т;

$\Pi_{\text{б.г}}$ – годовая производительность бурового станка, м.

$$N_{\text{б.с.вп}} = \frac{1,15 \cdot 3300000}{1,9 \cdot 20,19 \cdot 56625,60} = 1,75 \approx 2 \text{ ед.}$$

$$N_{\text{б.с.пи}} = \frac{1,15 \cdot 3300000}{1,9 \cdot 18,84 \cdot 64083,31} = 1,57 \approx 2 \text{ ед.}$$

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

При проведенном расчете принимаем на вскрышные работы 2 единицы буровых станков БТС-150, а также для работ на полезном ископаемом 2 единицы буровых станков БТС-150.

2.3. 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 рассмотрим применение экскаватора ЭШ 10/70.

Масса всего экскаватора:

$$m_{\text{экс}} = k_{\text{экс}} \cdot E = 100 \cdot 10 = 1000 \text{ т} \quad (2.32)$$

где $k_{\text{экс}}$ – коэффициент удельной массы экскаватора, численно равный отношению массы экскаватора к вместимости ковша (таблица 2.3);

E – вместимость ковша, м³.

Таблица 2.3 – 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 $k_{\text{экс}}$, 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

$$\text{Ширина ковша: } b_{\text{кд}} = 1,15 \sqrt[3]{E_{\text{д}}} = 1,15 \sqrt[3]{10} = 2,5 \text{ м} \quad (2.33)$$

$$\text{Длина ковша: } l_{\text{кд}} = 1,2 b_{\text{кд}} = 1,2 \cdot 2,5 = 3 \text{ м} \quad (2.34)$$

$$\text{Высота ковша: } h_{\text{кд}} = 0,65 b_{\text{кд}} = 0,65 \cdot 2,5 = 1,6 \text{ м} \quad (2.35)$$

Массу ковша вычисляют по формуле:

$$m_{\text{кд}} = 1,1 \cdot c_{\text{кд1}} \cdot (c_{\text{кд2}} + c_{\text{кд3}} \cdot E) \cdot E^{2/3}, \text{ т.} \quad (2.36)$$

где E – вместимость ковша драглайна, м^3 ;

$C_{\text{кд1}}$, $C_{\text{кд2}}$, $C_{\text{кд3}}$ – коэффициенты для определения масс ковшей экскаватора (таблица 2.4);

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

Таблица 2.4 – Коэффициенты для определения массы ковшей экскаваторов

Условия работы	$C_{\text{кл}}$	$C_{\text{кд1}}$	$C_{\text{кд2}}$	$C_{\text{кд3}}$
Легкие	0,7-1,2	1,0	1,25	0,13
Средние	0,9-1,7	0,7	2,40	0,12
Тяжелые	1,1-2,1	0,52	3,25	0,08

Масса породы в ковше:

$$m_{\text{пор}} = \frac{E_{\text{л(д)}} \cdot \gamma_{\text{пор}}}{k_{\text{р}}} = \frac{10 \cdot 1,9}{1,34} = 14 \text{ т} \quad (2.37)$$

где $\gamma_{\text{пор}}$ – плотность пород в целике, т/м^3 ;

$k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы (таблица 2.5).

Таблица 2.5 – Расчетные коэффициенты

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

Вес ковша с породой:

$$G_{\text{к+n}} = g \cdot (m_{\text{кд}} + m_{\text{пор}}) \cdot 10^3, \text{ т.} \quad (2.38)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с^2 ;

$m_{\text{кд}}$ – масса ковша, т;

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

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

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

Максимальный радиус разгрузки:

$$L_{\text{р.мах}} = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 7,48 \cdot \sqrt[3]{1000} = 74,8 \text{ м} \quad (2.39)$$

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

Длина стрелы:

$$L = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 8 \cdot \sqrt[3]{1000} = 80 \text{ м.} \quad (2.40)$$

где k_L – линейный коэффициент длины стрелы (таблица 2.3);

Сопротивление породы копанию для драглайна:

$$N_{1д} = \frac{E_d(1+k_{вол})k_d^F \cdot 10^5}{k_{пут} \cdot l_{кд} \cdot k_p} = \frac{10(1+0,3) \cdot 3,04 \cdot 10^5}{5,5 \cdot 3 \cdot 1,34} = 17 \cdot 10^4 \text{ Н} \quad (2.41)$$

где E_d – вместимость ковша драглайна, м³;

$k_{вол} = E_{вол}/E_d$ – отношение объёма 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 копанию (таблица 2.6), Па;

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

k_p – коэффициент разрыхления (таблица 2.5).

Таблица 2.6 – Характеристики грунтов, разрабатываемых экскаваторами

Породы	Категория пород	Удельное сопротивление породы копанию, 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:

$$N_{тд} = N_{1д} + G_{к+n} \cdot \sin \alpha_{от} + \rho_{тр} \cdot G_{к+n} \cdot \cos \alpha_{от}, \text{ Н.} \quad (2.42)$$

где $G_{к+n}$ – вес ковша с породой;

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

$\rho_{тр}$ – 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:

$$P_{тд} = \frac{N_{тд} \cdot V_{тд}}{\eta_{тд}} \cdot 10^{-3}, \text{ кВт.} \quad (2.43)$$

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

$V_{тд}$ – скорость перемещения тягового каната (таблица 2.7), м/с;

$\eta_{тд}$ – КПД тягового механизма 0,8÷0,85.

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

Таблица 2.7 – 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:

$$N'_{Тд} = 0,5 \cdot G_{к+n} + N_{ц}, \text{ Н.} \quad (2.44)$$

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

где $N_{ц}$ – центростремительная сила,

$$N_{ц} = m_{к+п} \cdot \omega_d^2 \cdot L_{р.мах} \cdot 10^3, \text{ Н.} \quad (2.45)$$

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

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 $t_{цд} = 70$ 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.

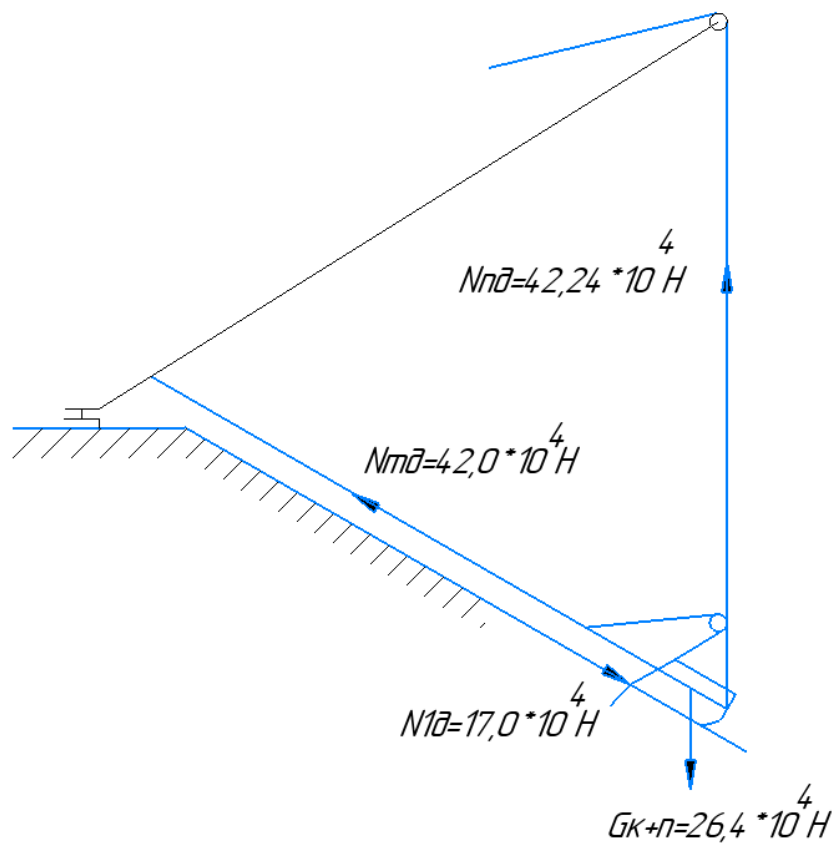


Рисунок 2.1 – Схемы расположения ковша драглайна в период копания

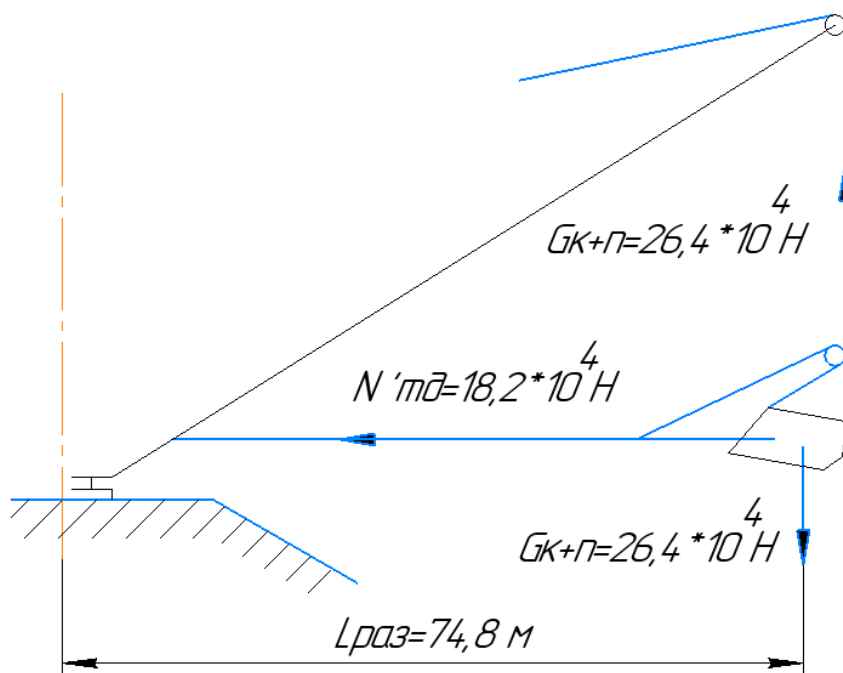


Рисунок 2.2 – Схема расположения ковша драглайна в период поворота на разгрузку

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

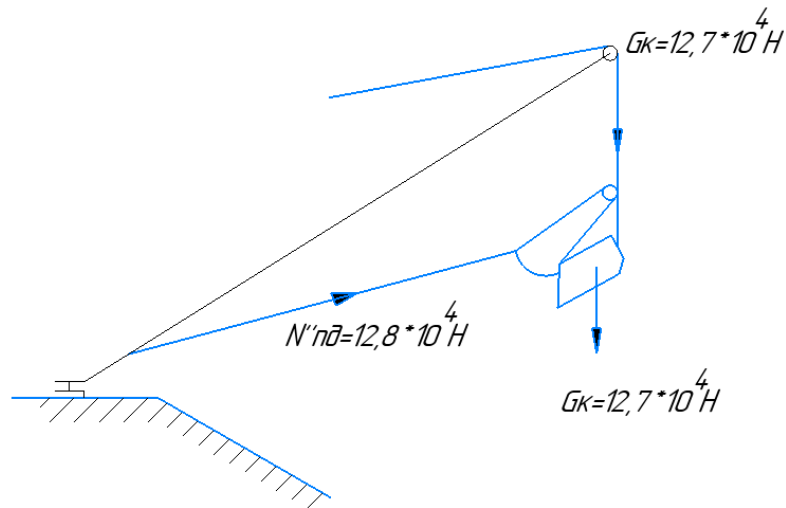


Рисунок 2.3 – Схема расположения ковша драглайна в период поворота на разгрузку

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

$$P'_{\text{тд}} = (1,1 \div 1,2) \cdot \frac{N'_{\text{тд}} \cdot v_{\text{тд}}}{\eta_{\text{тд}}} \cdot 10^{-3}, \text{ кВт.} \quad (2.46)$$

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

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

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

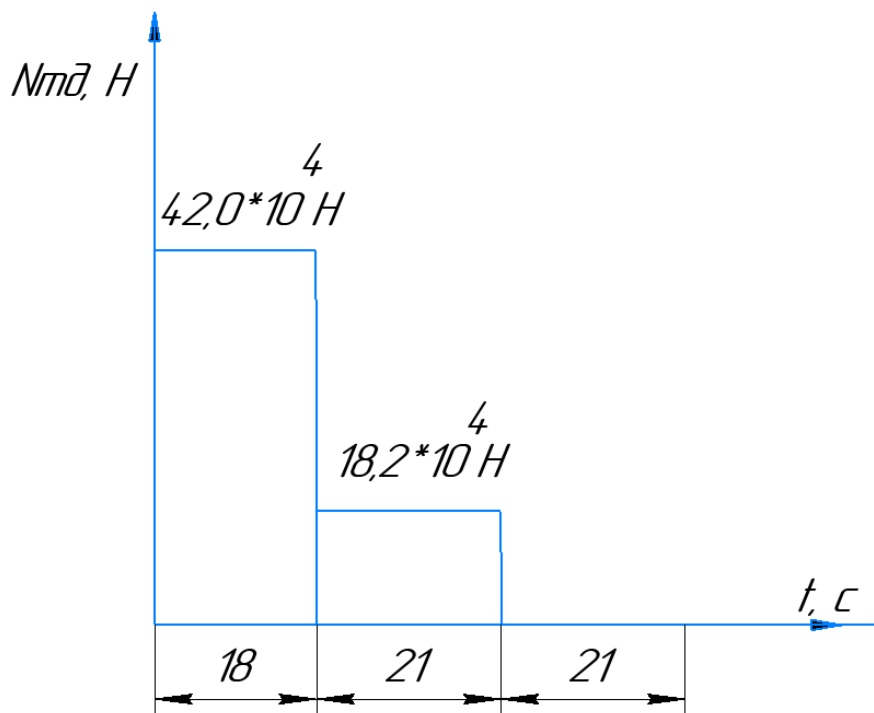


Рисунок 2.4 – Нагрузочная диаграмма главных механизмов драглайна, механизм тяги

Средневзвешенные мощности двигателей тягового механизма вычислим по формулам:

$$P_{\text{ТД}}^{\text{св}} = \frac{0,3P_{\text{гд}} + 0,35P'_{\text{гд}}}{0,65} = \frac{0,3 \cdot 1018 + 0,35 \cdot 523}{0,65} = 751 \text{ кВт} \quad (2.47)$$

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:

$$N_{\text{пд}} = (1,5 \div 1,7) \cdot G_{\text{к+n}} = 1,6 \cdot 26,4 \cdot 10^4 = 42,24 \cdot 10^4 \text{ Н} \quad (2.48)$$

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

$$P_{\text{пд}} = \frac{N_{\text{пд}} \cdot v_{\text{пд}}}{\eta_{\text{пд}}} \cdot 10^{-3} = \frac{42,24 \cdot 10^4 \cdot 3}{0,8} \cdot 10^{-3} = 1584 \text{ кВт} \quad (2.49)$$

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

$v_{\text{пд}}$ – скорость перемещения подъёмного каната, (таблица 2.7), м/с;

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

Усилие в канате при подъеме груженого ковша рассчитаем по формуле:

$$N'_{\text{пд}} = G_{\text{к+n}} = 26,4 \cdot 10^4 \text{ Н} \quad (2.50)$$

Мощность при подъеме груженого ковша находим по формуле:

$$P'_{\text{пд}} = \frac{N'_{\text{пд}} \cdot v_{\text{пд}}}{\eta_{\text{пд}}} \cdot 10^{-3} = \frac{26,4 \cdot 10^4 \cdot 3}{0,8} \cdot 10^{-3} = 990 \text{ кВт} \quad (2.51)$$

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:

$$P''_{\text{пд}} = (1,1 \div 1,2) \cdot \frac{N''_{\text{пд}} \cdot v_{\text{пд}}}{\eta_{\text{пд}}} \cdot 10^{-3} = 1,15 \cdot \frac{12,8 \cdot 10^4 \cdot 2}{0,8} \cdot 10^{-3} = 320 \text{ кВт} \quad (2.52)$$

Средневзвешенная мощность двигателя подъёмного механизма

$$P_{\text{пд}}^{\text{св}} = \frac{P_{\text{пд}} \cdot t_{\text{отр}} + P'_{\text{пд}} \cdot t_{\text{рд}} + P''_{\text{пд}} \cdot t_{\text{зд}}}{t_{\text{отр}} + t_{\text{рд}} + t_{\text{зд}}} = \frac{1584 \cdot 3 + 990 \cdot 18 + 320 \cdot 21}{3 + 18 + 21} = 697 \text{ кВт} \quad (2.53)$$

Время цикла работы драглайна $t_{\text{цид}}=60$ разбиваем на периоды: время копания: $t_{\text{кд}}=0,3t_{\text{цид}}=0,3 \cdot 60=18$ с; время поворота платформы на разгрузку и возвращение в забой $t_{\text{рд}}=t_{\text{зд}}=0,35t_{\text{цид}}=0,35 \cdot 60=21$ 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 2.3) определяем:

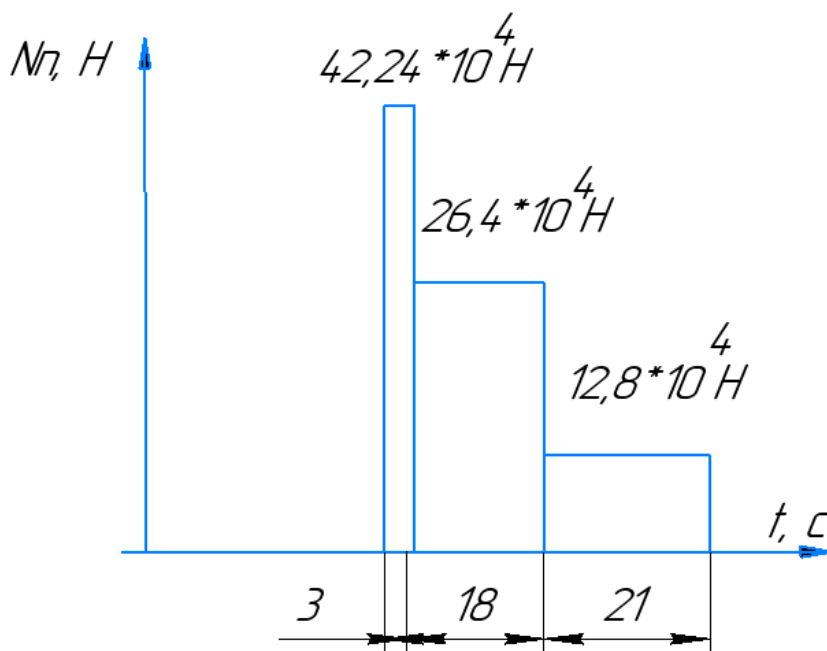


Рисунок 2.5 – Нагрузочная диаграмма главных механизмов драглайна в момент подъема

$$\text{Ширину платформы: } L'_{\text{пл}} = K_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 1,17 \cdot \sqrt[3]{1000} = 11,7 \text{ м.} \quad (2.54)$$

$$\text{Радиус задней стенки кузова: } L_{\text{з.с.}} = 1,5 \cdot \sqrt[3]{1000} = 15 \text{ м.} \quad (2.55)$$

$$\text{Радиус пяты стрелы: } L_{\text{п.ст.}} = 0,55 \cdot \sqrt[3]{1000} = 5,5 \text{ м.} \quad (2.56)$$

$$\text{Длину платформы: } L_{\text{пл}} = 15 + 5,5 = 20,5 \text{ м} \quad (2.57)$$

$$\text{Массу платформы } m_{\text{пл}} = k_m \cdot m_{\text{экс}} = 0,75 \cdot 1000 = 750 \text{ т} \quad (2.58)$$

$$\text{Массу стрелы с блоками } m_{\text{ст}} = k_m \cdot m_{\text{экс}} = 0,07 \cdot 1000 = 70 \text{ т} \quad (2.59)$$

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

$$J_{\text{пп}} = m_{\text{пл}} \cdot [(0,5 \cdot L_{\text{пл}})^2 + (0,5 \cdot L'_{\text{пл}})^2 + 3 \cdot (0,5 \cdot L_{\text{пл}} - L_{\text{п.с}})^2] \cdot 10^3, \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.60)$$

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

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

$$J_{\text{к+п}} = m_{\text{к+п}} \cdot L_{\text{р.мах}}^2 \cdot 10^3 = 27 \cdot 74,8^2 \cdot 10^3 = 15,1 \cdot 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.61)$$

$$J_{\text{к}} = m_{\text{к}} \cdot L_{\text{р.мах}}^2 \cdot 10^3 = 13 \cdot 74,8^2 \cdot 10^3 = 7,3 \cdot 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.62)$$

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

$$J_{\text{ст}} = m \cdot l_{\text{с}}^2 \cdot 10^3 = 70 \cdot 40,1^2 \cdot 10^3 = 11,3 \cdot 10^7 \text{ кг} \cdot \text{м}^2, \quad (2.63)$$

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:

$$\sum J_{\text{г}} = J_{\text{пл}} + J_{\text{с}} + J_{\text{к+п}}, \quad (2.64)$$

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

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

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

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

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

$$N_{\text{пов.св}} = \frac{(J_{\text{г}} + J_{\text{п}}) \cdot \omega_{\text{р}}^2}{t_{\text{рд}}} \cdot 10^{-3} = \frac{(41,9 + 34,1) \cdot 10^7 \cdot 0,132^2}{0,35 \cdot 60} \cdot 10^{-3} = 630 \text{ кВт} \quad (2.65)$$

где $\omega_{\text{р}}$ – угловая скорость находим по формуле

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

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

										Лист
										51
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ					

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.

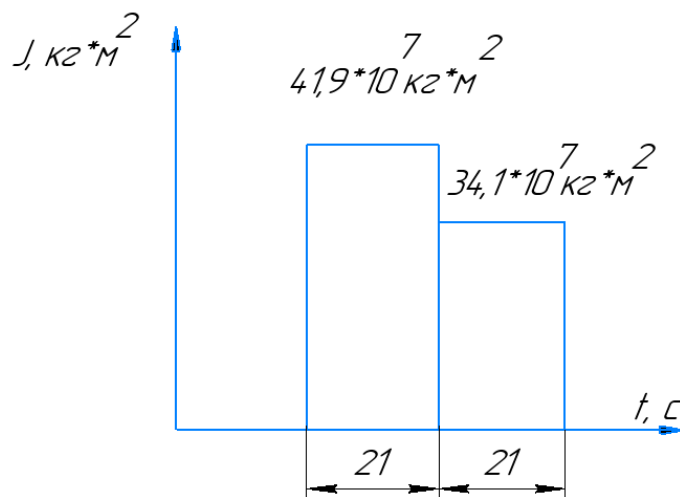


Рисунок 2.6 – Нагрузочные диаграммы главных механизмов драглайна в момент Вращения

Теоретическая производительность:

$$Q_{\text{теор}} = 60 \cdot E \cdot n_z = 60 \cdot 1,9 \cdot 1 = 600 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.66)$$

где E – вместимость ковша, м^3 ;

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

$$n_z = 60/t_{\text{ц}} = \frac{60}{60} = 1, \text{ мин}^{-1}, \quad (2.67)$$

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

Техническая производительность:

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{теор}} \cdot \frac{k_n}{k_p} \cdot \frac{t_p}{(t_p + t_n)} = 600 \cdot \frac{1}{1,3} \cdot 0,825 = 381 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.68)$$

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

$k_p = 1,1 \div 1,5$ – коэффициент разрыхления породы в ковше;

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:

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

$$Q_э = Q_{\text{тех}} \cdot T_c \cdot k_B = 381 \cdot 12 \cdot 0,8 = 3657 \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (2.69)$$

где T_c – длительность смены, ч;

k_B – коэффициент использования экскаватора во времени. Для экскаваторов, работающих с погрузкой на конвейеры и в отвал

$$k_B = 0,8 \div 0,9.$$

Годовая эксплуатационная производительность:

$$Q_э^Г = Q_э \cdot (N - n_p) \cdot n = 3657 \cdot (250 - 50) \cdot 2 = 1462800 \text{ м}^3/\text{год} \quad (2.70)$$

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

n – число смен в сутки;

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

Необходимое количество экскаваторов:

$$N_э = \frac{A_Г}{Q_э^Г} \cdot k_p = \frac{1736842}{1462800} \cdot 1,25 = 2 \quad (2.71)$$

где $A_Г$ – годовой объём экскаваторных работ, м^3 ;

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

$$A_Г = K_B \cdot A_{\text{пи}} / \gamma_{\text{вп}} = 0,66 \cdot \frac{5000000}{1,9} = 1736842 \text{ м}^3, \quad (2.72)$$

где K_B – коэффициент вскрыши;

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

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

При проведенном анализе расчета, схем и диаграмм принимаем для разработки вскрышных пород экскаватор ЭШ-10/70 количеством – 2 единицы.

2.4. Выемка полезного ископаемого

Для добычи полезного ископаемого рассмотрим применение экскаватора ЭКГ-10.

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

Массу всего экскаватора:

$$m_{\text{экс}} = k_{\text{экс}} \cdot E = 40 \cdot 10 = 400 \text{ т.} \quad (2.73)$$

где $k_{\text{экс}}$ – коэффициент удельной массы экскаватора, численно равный

отношению массы экскаватора к вместимости ковша 38-55 т/м³;

E – вместимость ковша, м³.

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

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

$$\text{Ширина ковша: } b_{\text{кл}} = 1,15 \sqrt[3]{E_{\text{д}}} = 1,15 \cdot \sqrt[3]{10} = 2,5 \text{ м} \quad (2.74)$$

$$\text{Длина ковша: } l_{\text{кл}} = 0,77 b_{\text{кл}} = 0,77 \cdot 2,5 = 1,9 \text{ м} \quad (2.75)$$

$$\text{Высота ковша: } h_{\text{кл}} = 0,75 b_{\text{кл}} = 0,75 \cdot 2,5 = 1,9 \text{ м} \quad (2.76)$$

Массу ковша вычисляют по формуле:

$$m_{\text{кл}} = 1,15 \cdot c_{\text{кл}} \cdot E_{\text{д}} = 1,5 \cdot 1 \cdot 10 = 15 \text{ т} \quad (2.77)$$

где E – вместимость ковша, м^3 ;

$c_{\text{кл}} = 0,9-1,7$ коэффициенты для определения масс ковшей экскаватора (таблица 2.4);

Вес ковша:

$$G_{\text{кл}} = g \cdot m_{\text{кл}} \cdot 10^3 = 9,81 \cdot 15 \cdot 10^3 = 14,7 \cdot 10^4 \text{ т} \quad (2.78)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с^2 ;

$m_{\text{кл}}$ – масса ковша, т;

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

Масса породы в ковше:

$$m_{\text{пор}} = \frac{E_{\text{д}} \cdot \gamma_{\text{пор}}}{k_{\text{р}}} = \frac{10 \cdot 1,9}{1,34} = 14,8 \text{ т} \quad (2.79)$$

где $\gamma_{\text{пор}}$ – плотность пород в целике, т/м^3 ;

$k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы (таблица 2.5).

$$G_{\text{пор}} = g \cdot m_{\text{пор}} \cdot 10^3 = 9,81 \cdot 14,8 \cdot 10^3 = 14,5 \cdot 10^4 \text{ т} \quad (2.80)$$

$$\text{Длина стрелы: } L_{\text{ст}} = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 1,825 \cdot \sqrt[3]{400} = 13,4 \text{ м.} \quad (2.81)$$

где k_L – линейный коэффициент длины стрелы (таблица 2.3);

$$\text{Размеры рукояти: } L_{\text{р}} = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 1,2 \cdot \sqrt[3]{400} = 8,8 \text{ м.} \quad (2.82)$$

где k_L – линейный коэффициент длины рукояти (таблица 2.3);

$$\text{Масса и вес рукояти: } m_{\text{р}} = c_{\text{р}} \cdot m_{\text{кл}} = 0,9 \cdot 15 = 13,5 \text{ т} \quad (2.83)$$

где $c_{\text{р}} = 0,9$ – коэффициент массы;

$$G_{\text{р}} = g \cdot m_{\text{р}} \cdot 10^3 = 9,81 \cdot 13,5 \cdot 10^3 = 13,2 \cdot 10^4 \text{ Н,} \quad (2.84)$$

$$\text{Высота напорного вала: } L_{\text{в}} = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 1,1 \cdot \sqrt[3]{400} = 8,1 \text{ м} \quad (2.85)$$

$$\text{Высота пяты стрелы: } L_{\text{п}} = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 0,45 \cdot \sqrt[3]{400} = 3,3 \text{ м} \quad (2.86)$$

Максимальная высота черпания:

$$L_{\text{ч}} = k_L \cdot \sqrt[3]{m_{\text{экс}}} = 1,75 \cdot \sqrt[3]{400} = 12,9 \text{ м.} \quad (2.87)$$

где k_L – линейный коэффициент максимального радиуса разгрузки.

$$\text{Максимальный радиус разгрузки: } L_{\text{р.мах}} = 2,4 \cdot \sqrt[3]{400} = 17,7 \text{ м} \quad (2.88)$$

Вес ковша с породой:

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

$$G_{к+п} = G_{кл} + G_{пор} = (14,7 + 14,5) \cdot 10^4 = 29,2 \cdot 10^4 \text{ Н.} \quad (2.89)$$

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 грузёным ковшом и поворота с порожним в забой.

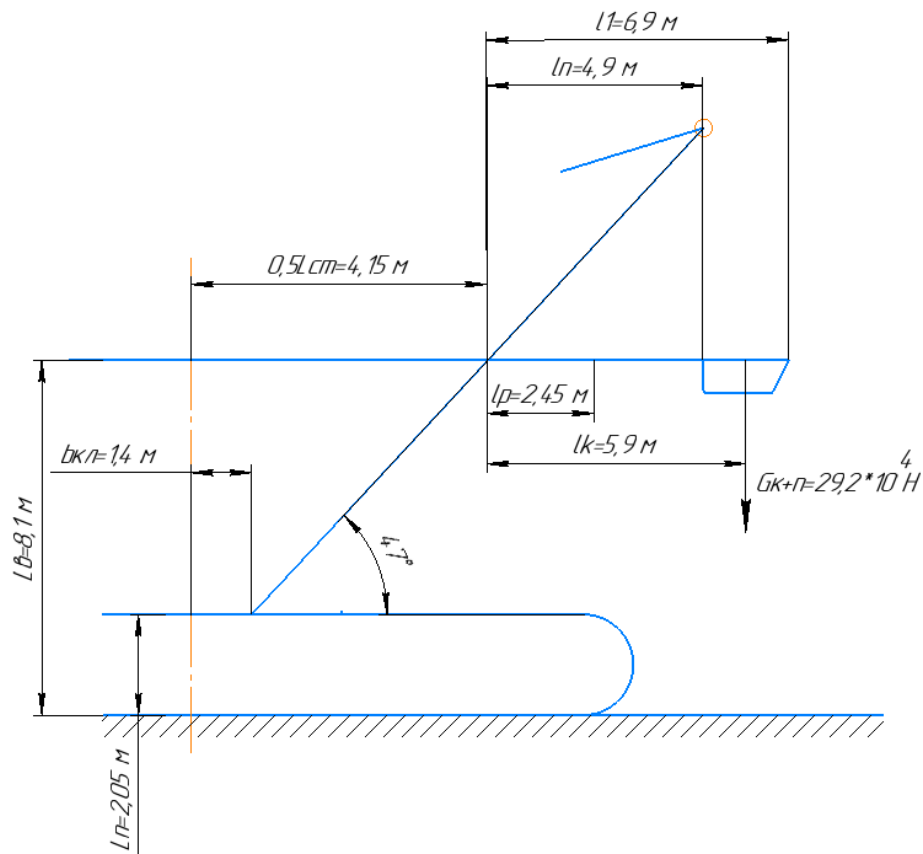


Рисунок 2.7 – Схема расположения рукояти механической лопаты в период копания

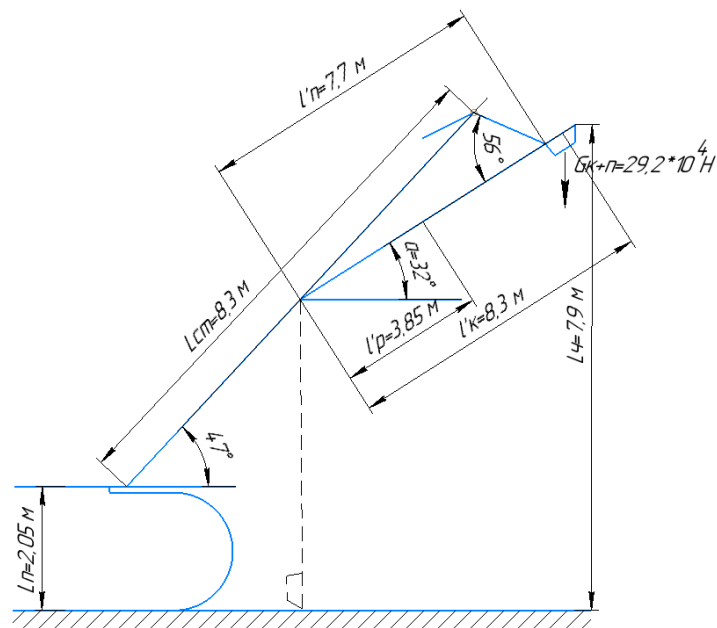


Рисунок 2.8 – Схема расположения рукоятки механической лопаты в период поворота на разгрузку

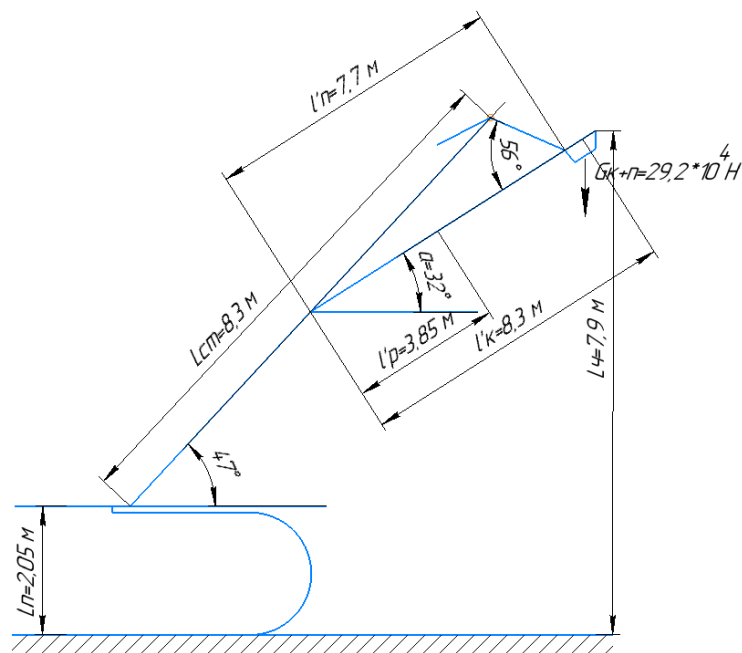


Рисунок 2.9 – Схема расположения рукоятки механической лопаты в период возврата порожнего ковша в забой

Усилие N_{nl} , Н, которое возникает в канате мехлопаты и обуславливает нагрузку двигателя подъемного 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.

$$N_{\text{пл}} = \frac{N_{1л} \cdot l_1 + G_{к+п} \cdot l_k \cdot \cos \alpha + G_p \cdot l_p \cdot \cos \alpha}{l_{\text{п}} \sin \beta} \text{ Н}, \quad (2.90)$$

где $l_1, l_k, l_p, l_{\text{п}}$ – длины плеч приложения сил относительно оси напорного вала, который расположен на середине стрелы, м;

α – угол между рукоятью и горизонтом, град;

β – угол между подъёмным канатом и рукоятью, град.

$$N_{\text{пл}} = \frac{28,0 \cdot 10^4 \cdot 6,9 + 29,2 \cdot 10^4 \cdot 5,9 \cdot \cos 47 + 13,2 \cdot 10^4 \cdot 2,45 \cdot \cos 47}{4,9 \cdot \sin 90} = 67,9 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Сопротивление породы копанью:

$$N_{1л} = \frac{E_{\text{л}} \cdot k_{\text{кл}}}{L_3 \cdot k_p} = \frac{10 \cdot 3,04 \cdot 10^5}{8,1 \cdot 1,34} = 28,0 \cdot 10^4 \text{ Н}, \quad (2.91)$$

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

k_p – коэффициент разрыхления породы (таблица 2.5);

L_3 – высота забоя, принимаемая равной высоте расположения напорного вала $L_{\text{в}}$ относительно уровня стояния экскаватора, м.

Мощность, затрачиваемая на подъем ковша при копании:

$$P_{\text{пл}} = \frac{N_{\text{пл}} \cdot v_{\text{пл}}}{\eta_{\text{пл}}} \cdot 10^{-3} = \frac{67,9 \cdot 10^4 \cdot 0,85}{0,8} \cdot 10^{-3} = 721 \text{ кВт} \quad (2.92)$$

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

$v_{\text{пл}}$ – скорость перемещения подъёмного каната, (таблица 2.7), м/с;

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

Усилие подъема при повороте груженого ковша на разгрузку:

$$N'_{\text{пл}} = \frac{G_{к+п} \cdot l'_k \cdot \cos \alpha + G_p \cdot l'_p \cdot \cos \alpha}{l'_{\text{п}} \cdot \sin \beta} \text{ Н}, \quad (2.93)$$

$$N'_{\text{пл}} = \frac{29,2 \cdot 10^4 \cdot 8,3 \cdot \cos 32 + 13,2 \cdot 10^4 \cdot 3,85 \cdot \cos 32}{7,7 \cdot \sin 56} = 38,9 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Мощность, затрачиваемая при повороте на разгрузку:

$$P'_{\text{пл}} = (0,1 - 0,3) \frac{N'_{\text{пл}} \cdot v_{\text{пл}}}{\eta_{\text{пл}}} \cdot 10^{-3} = 0,2 \cdot \frac{38,9 \cdot 10^4 \cdot 0,85}{0,8} \cdot 10^{-3} = 82 \text{ кВт} \quad (2.94)$$

Усилие подъема при повороте порожнего ковша в забой:

$$N''_{\text{пл}} = \frac{(G_k \cdot l''_k + G_p \cdot l''_p) \cdot \cos \alpha}{l''_{\text{п}} \cdot \sin \beta} \text{ Н}, \quad (2.95)$$

$$N''_{\text{пл}} = \frac{(14,7 \cdot 10^4 \cdot 8,3 + 13,2 \cdot 10^4 \cdot 3,85) \cdot \cos 32}{7,7 \cdot \sin 56} = 22,9 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Мощность, затрачиваемая при повороте с порожним ковшом в забой:

$$P''_{\text{пл}} = (1,1 - 1,3) \frac{N''_{\text{пл}} \cdot v_{\text{пл}}}{\eta_{\text{пл}}} \cdot 10^{-3} = 1,2 \cdot \frac{22,9 \cdot 10^4 \cdot 0,85}{0,8} \cdot 10^{-3} = 29 \text{ кВт} \quad (2.96)$$

Продолжительность цикла:

$$t_{\text{ч}} \cong 194 \cdot d_{\text{ср}}^2 \cdot E^{-1} + \left(\frac{E}{(0,11 \cdot E + 0,6)} \right), \text{ секунд}, \quad (2.97)$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						57
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

E – вместимость ковша, м³.

Средний линейный размер куска горной массы:

$$d_{\text{ср}} = 0,525 \cdot \sqrt[3]{E} = 0,525 \cdot \sqrt[3]{10} = 1,13 \text{ м} \quad (2.98)$$

$$t_{\text{ч}} \cong 194 \cdot 1,13^2 \cdot 10^{-1} + \left(\frac{10}{(0,11 \cdot 10 + 0,6)} \right) = 31 \text{ с.}$$

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, $t_{\text{цл}} = 31 \text{ с}$, 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:

$$t_{\text{кл}} = t_{\text{рл}} = t_{\text{зл}} = 0,33 \cdot t_{\text{ц}} = 0,33 \cdot 31 = 10,23 \text{ с.} \quad (2.99)$$

Средневзвешенная мощность двигателя механизма подъема:

$$P_{\text{пл}}^{\text{св}} = \frac{P_{\text{пл}} \cdot t_{\text{кл}} + P'_{\text{пл}} \cdot t_{\text{рл}} + P''_{\text{пл}} \cdot t_{\text{зл}}}{t_{\text{цл}}} = \frac{721 \cdot 10,23 + 82 \cdot 10,23 + 29 \cdot 10,23}{31} = 274,56 \text{ кВт} \quad (2.100)$$

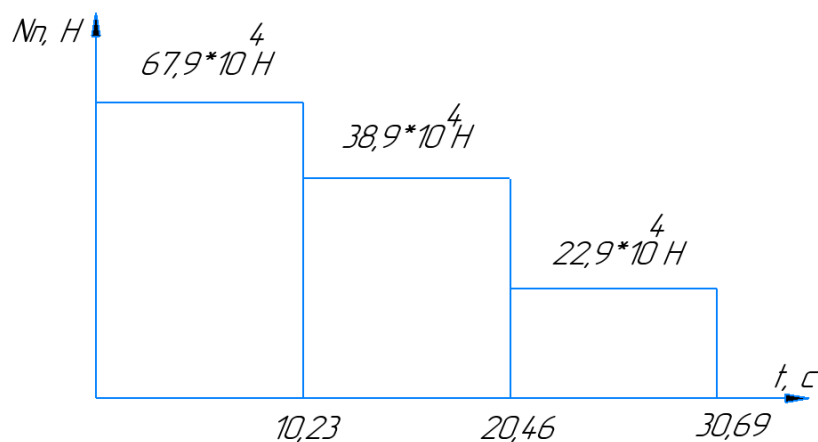


Рисунок 2.10 - Нагрузочная диаграмма главных механизмов механической лопаты в период копания

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 $G_p \cdot \sin \alpha$ 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:

$$N_{\text{нл}} = N_{2л} = (0,5 - 1,05)N_{1л} = 0,8 \cdot 28,0 \cdot 10^4 = 22,40 \cdot 10^4 \text{ Н} \quad (2.101)$$

$$P_{\text{нл}} = \frac{N_{\text{нл}} \cdot v_{\text{нл}}}{\eta_{\text{нл}}} \cdot 10^{-3} = \frac{22,40 \cdot 10^4 \cdot 0,6}{0,8} \cdot 10^{-3} = 168 \text{ кВт} \quad (2.102)$$

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

$v_{\text{н.л}}$ – скорость перемещения рукояти, м/с (таблица 2.7);

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

Двигатель напорного механизма при повороте платформы с гружёным ковшом на разгрузку будет работать большую часть времени в тормозном режиме, преодолевая сопротивления, создаваемые составляющими веса ковша с породой $G_{\text{к+п}} \cdot \sin \alpha$, Н, веса рукояти $G_{\text{р}} \cdot \sin \alpha$, Н, и усилия в подъёмном механизме $N'_{\text{пл}} \cdot \cos \beta$. Н.

Усилие в напорном механизме лопаты при этом:

$$N'_{\text{нл}} = N'_{\text{пл}} \cdot \cos \beta + (G_{\text{к+п}} + G_{\text{р}}) \cdot \sin \alpha, \text{ Н}, \quad (2.103)$$

$$N'_{\text{нл}} = 38,9 \cdot 10^4 \cdot \cos 56 + (29,2 \cdot 10^4 + 13,2 \cdot 10^4) \sin 32 = 42,22 \cdot 10^4 \text{ Н}$$

Мощность затрачиваемая на напор при копании:

$$P'_{\text{нл}} = (0,3 - 0,5) \frac{N'_{\text{нл}} \cdot v_{\text{нл}}}{\eta_{\text{нл}}} \cdot 10^{-3} = 0,4 \cdot \frac{42,22 \cdot 10^4 \cdot 0,6}{0,8} \cdot 10^{-3} = 126 \text{ кВт} \quad (2.104)$$

Усилие напора при повороте порожнего ковша в забой:

$$N''_{\text{нл}} = (G_{\text{к}} + G_{\text{р}}) = (14,7 + 13,2) \cdot 10^4 = 27,90 \cdot 10^4 \text{ Н} \quad (2.105)$$

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

$$P''_{\text{нл}} = \frac{N''_{\text{нл}} \cdot v_{\text{нл}}}{\eta_{\text{нл}}} \cdot 10^{-3} = \frac{27,9 \cdot 10^4 \cdot 0,6}{0,8} \cdot 10^{-3} = 209 \text{ кВт} \quad (2.106)$$

Средневзвешенная мощность двигателя механизма напора:

$$P_{\text{нл}}^{\text{св}} = \frac{P_{\text{нл}} \cdot t_{\text{кл}} + P'_{\text{нл}} \cdot t_{\text{рл}} + P''_{\text{нл}} \cdot t_{\text{зл}}}{t_{\text{цл}}} = \frac{168 \cdot 10,23 + 126 \cdot 10,23 + 209 \cdot 10,23}{31} = 166 \text{ кВт} \quad (2.107)$$

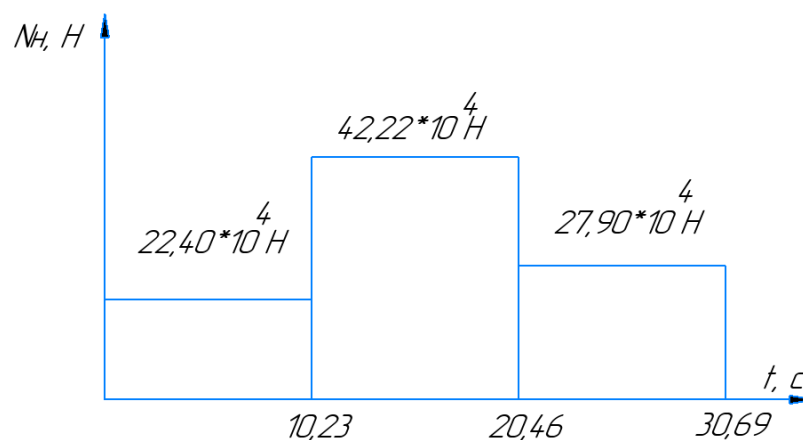


Рисунок 2.11 - Нагрузочная диаграмма главных механизмов механической лопаты в период напора

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:

$$\text{Ширину платформы: } L'_{пл} = K_L \cdot \sqrt[3]{m_{экс}} = 0,9 \cdot \sqrt[3]{400} = 6,6 \text{ м} \quad (2.108)$$

$$\text{Радиус задней стенки кузова: } L_{з.с.} = 0,97 \cdot \sqrt[3]{400} = 7,1 \text{ м} \quad (2.109)$$

$$\text{Радиус пяты стрелы: } L_{п.с.} = 0,38 \cdot \sqrt[3]{400} = 2,8 \text{ м} \quad (2.110)$$

$$\text{Длину платформы: } L_{пл} = 7,1 + 2,8 = 9,9 \text{ м} \quad (2.111)$$

С учетом коэффициента k_m определяем:

$$\text{Массу стрелы с блоками } m_{ст} = k_m \cdot m_{экс} = 0,06 \cdot 400 = 24 \text{ т} \quad (2.112)$$

$$\text{Массу напорного механизма } m_{н} = 0,028 \cdot 400 = 11,2 \text{ т} \quad (2.113)$$

$$\text{Массу платформы с механизмами } m_{пл} = 0,5 \cdot 400 = 200 \text{ т} \quad (2.114)$$

Момент инерции поворотной платформы относительно оси ее вращения:

$$J_{п} = m_{пл} \left(\frac{(0,5 \cdot L_{пл})^2 + (0,5 \cdot L'_{пл})^2}{3} + \left(\frac{L_{пл}}{2} - L_{п.с.} \right)^2 \right) \quad (2.115)$$

$$J_{п} = 200 \cdot \left(\frac{(0,5 \cdot 9,9)^2 + (0,5 \cdot 6,6)^2}{3} + \left(\frac{9,9}{2} - 2,8 \right)^2 \right) \cdot 10^3 = 0,3 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$$

Момент инерции стрелы с блоками J_c относительно оси вращения платформы:

$$J_{ст} = m_{ст} \cdot L_{ст}^2 \cdot 10^3 = 24 \cdot 8,3^2 \cdot 10^3 = 1,7 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.116)$$

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

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

$$J_{к+п} = m_{к+п} \cdot L_{р.мах}^2 \cdot 10^3 = 29,8 \cdot 14,5^2 \cdot 10^3 = 6,2 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.117)$$

$$J_k = m_k \cdot L_{р.мах}^2 \cdot 10^3 = 15 \cdot 14,5^2 \cdot 10^3 = 3,1 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2 \quad (2.118)$$

Момент инерции напорного механизма J_n относительно оси её вращения:

$$J_n = m_n \cdot L_n^2 \cdot 10^3 = 11,2 \cdot 4,15^2 \cdot 10^3 = 0,2 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2, \quad (2.119)$$

где L_n – расстояние от оси вращения платформы до центра напорного механизма, м, $L_n \approx 0,5 L_{ст}$.

Момент инерции рукояти J_p относительно оси её вращения:

$$J_p = m_p \cdot (L''_p)^2 \cdot 10^3 = 13,5 \cdot 8^2 \cdot 10^3 = 0,8 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2, \quad (2.120)$$

где $(L''_p)^2$ – расстояние от центра тяжести рукояти до оси вращения экскаватора $(4,15 + 0,5 \cdot 7,7)$, м.

											Лист
											60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ						

Суммарные моменты инерции механической лопаты относительно оси её вращения при повороте с грузёным J_{Γ} и порожним J_{Π} ковшем определится, как:

$$\sum J_{\Gamma} = J_{\Pi} + J_{\text{CT}} + J_{\text{K+П}} + J_{\text{H}} + J_{\text{P}}, \quad (2.121)$$

$$\sum J_{\Pi} = J_{\Pi} + J_{\text{C}} + J_{\text{K}} + J_{\text{H}} + J_{\text{P}},$$

где $J_{\Pi}, J_{\text{CT}}, J_{\text{K+П}}, J_{\text{K}}$ – моменты инерции соответственно поворотной платформы, стрелы с блоками, ковша с породой и порожнего ковша относительно оси вращения платформы.

$$\sum J_{\Gamma} = (0,3 + 1,7 + 6,2 + 0,2 + 0,8) \cdot 10^6 = 9,2 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2.$$

$$\sum J_{\Pi} = (0,3 + 1,7 + 3,1 + 0,2 + 0,8) \cdot 10^6 = 6,1 \cdot 10^6 \text{ кг} \cdot \text{м}^2.$$

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

$$P_{\Pi}^{\text{св}} = \frac{(J_{\Gamma} + J_{\Pi}) \cdot \omega_p^2}{t_{\text{вр}}} \cdot 10^{-3} = \frac{(9,2 + 6,1) \cdot 10^6 \cdot 0,315^2}{10,23} \cdot 10^{-3} = 148 \text{ кВт} \quad (2.122)$$

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

ω_p – угловая скорость вращения поворотной платформы, $\omega_p = 0,105 n_d = 0,105 \cdot 3 = 0,315$ рад/с. (таблица 2.7).

При двух двигателях в поворотном механизме мощность каждого составляет 74 кВт.

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

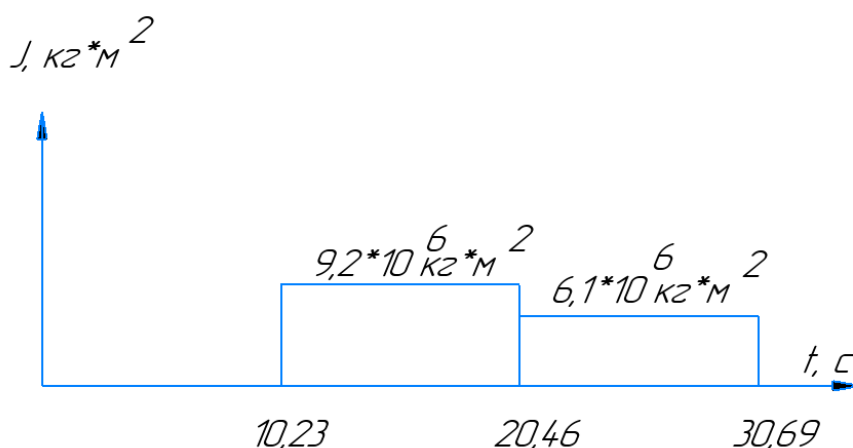


Рисунок 2.12 – Нагрузочные диаграммы главных механизмов механической лопаты

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

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

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

Теоретическая производительность:

$$Q_{\text{теор}} = 60 \cdot E \cdot n_z = 60 \cdot 10 \cdot 1,93 = 1158 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.123)$$

где E – вместимость ковша, м^3 ;

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

$$n_z = 60/t_{\text{ц}} = \frac{60}{31} = 1,93 \text{ мин}^{-1}.$$

Техническая производительность:

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{теор}} \cdot \frac{k_{\text{н}}}{k_{\text{р}}} \cdot \frac{t_{\text{р}}}{(t_{\text{р}} + t_{\text{п}})} = 1158 \cdot \frac{1}{1,34} \cdot 0,825 = 712,94 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (2.124)$$

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 (таблица 2.7);

$t_{\text{р}}$ – 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:

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{тех}} \cdot T_{\text{с}} \cdot k_{\text{в}} = 712,94 \cdot 12 \cdot 0,85 = 7271,98 \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (2.125)$$

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

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

Годовая эксплуатационная производительность:

$$Q_{\text{э}}^{\text{г}} = Q_{\text{э}} \cdot (N - n_{\text{р}}) \cdot n = 7271,98 \cdot (255 - 55) \cdot 2 = 2908792 \text{ м}^3/\text{год} \quad (2.126)$$

где N – число рабочих дней в году;

n – число смен в сутки;

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

Необходимое количество экскаваторов:

$$N_{\text{э}} = \frac{A_{\text{г}}}{Q_{\text{э}}^{\text{г}}} \cdot k_{\text{р}} = \frac{5000000}{2908792} \cdot 1,3 = 1,17 \approx 2 \text{ ед}, \quad (2.127)$$

где $A_{\text{г}}$ – годовой объём экскаваторных работ, м^3 ;

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

При проведенном анализе расчета, схем и диаграмм принимаем для разработки полезного ископаемого экскаватор **ЭКГ-10** в количестве – 2 единицы.

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

3. 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 окружающей среды при работе автотранспортных средств. Автомобильный

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

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 разнородных 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.

На предприятии на вскрышных работах используется экскаватор ЭКГ-5А с погрузкой в транспортные средства БелАЗ-7540А грузоподъемностью 30 т.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

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).

Рисунок 3.1 – Горнотехнические условия

Ввод исходных данных по вскрышному участку

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

Автосамосвал: БелАЗ-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 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

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

Параметры	
Грузоподъемность, т	41
Собственная масса, т	32
Кэффициент 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

Экскаватор / Ковшовый погрузчик
Komatsu PC750-7

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 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

Кэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора 0,8

Кэффициент 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

Заработная плата машиниста экскаватора, руб 70000

Заработная 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

Коэффициент использования годового фонда рабочего времени экскаватора 0,8

Коэффициент 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

Рисунок 3.13 – Тягово-динамические характеристики 3 вариант

Параметры

Автосамосвал: Komatsu HD605-7
Экскаватор/Погрузчик: Komatsu PC1250-7

ПОКАЗАТЕЛЬ	Год 1
Годовая производительность, т	5000000
Эксплуатационная производительность одного автосамосвала, т/год	906100,96
Удельный расход топлива на единицу транспортной работы, кг/т ³ км	0,08
Себестоимость транспортирования, руб/т	2,20
Себестоимость погрузки, руб/т	1,08
Удельные капитальные затраты на погрузку и транспортирование, руб/т	6,45
Техническая производительность экскаватора, т/ч	809,51
Рабочий парк экскаваторов	2
Инвентарный парк экскаваторов	3
Расчетный расход топлива автосамосвала, кг	31,45
Фактический расход топлива автосамосвала, кг	37,74
Сменная техническая производительность, т	1485,41
Рабочий парк автосамосвалов	8
Инвентарный парк автосамосвалов	11
Пропускная способность (автомобилей в час)	1168
Среднетехническая скорость движения, км/ч	34
Провозная способность, т/ч	40572,93

Рисунок 3.14 – Критерии эффективности 3 вариант

3.4 Анализ полученных данных

Проанализируем полученные при моделировании результаты, сведем их в таблицу 3.2.

Таблица 3.2 – Выбор оптимального комплекса по критериям эффективности

Показатель	Комплекс 1	Б	Комплекс 2	Б	Комплекс 3	Б
Производительность т/год	589392	2	581500	3	906101	1
Себестоимость транспортирования	2,42	3	2,27	2	2,2	1
Удельные капитальные затраты	27,2	3	23,7	1	26,45	2
Итого		8		6		4

По совокупности критериев эффективности оптимальным является комплекс 3 Komatsu PC-1250 и Komatsu HD605-7.

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).

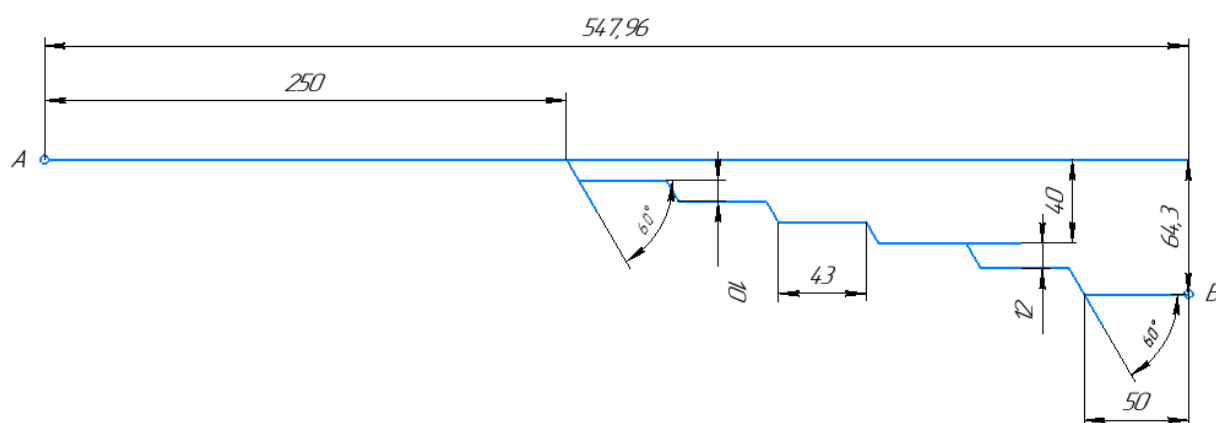


Рисунок 4.1 - Профиль трубопроводной сети водоотливной установки:
A – точка слива воды; *B* – насосная станция

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.

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^{hc} 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:

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

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 $Q_p = Q_p^{hc}$. 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 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75

$v_{к.и} = 0,1$ мм/год – скорость коррозионного износа внутренней поверхности труб.

Для нагнетательного става по принимаем стальные трубы ГОСТ 8732-78 с наружным диаметром $d_H = 152$ мм со стенкой толщиной $\delta_H = 7$ мм. Внутренний диаметр у этих труб $D_H = 138$ мм.

Для всасывающего участка внешней сети принимаем полиэтиленовые трубы по ГОСТ 18599-2001 с внутренним диаметром $D_B = 177$ мм (наружный диаметр $d_B = 200$ мм при толщине стенки $\delta_B = 11,4$ мм), что позволит обеспечить скорость движения воды на входе в насос не более $1,0 \div 1,5$ м/с.

4.3 Выбор насосов

Расчётный напор насосной станции

$$H_p = H_\Gamma + \left(\lambda_B \cdot \frac{L_B}{D_B} + \sum \xi_B \right) \cdot \frac{v_B^2}{2 \cdot g} + \left(1 + \lambda_H \cdot \frac{L_H}{D_H} + \sum \xi_H \right) \cdot \frac{v_H^2}{2 \cdot g} = \quad (4.9)$$

$$= 67,5 + \left(0,0347 \cdot \frac{10}{0,177} + 6,5 \right) \cdot \frac{0,949^2}{2 \cdot 9,8} + \left(1 + 0,0377 \cdot \frac{600}{0,138} + 17,9 \right) \cdot \frac{1,561^2}{2 \cdot 9,8} = 90,6 \text{ м,}$$

где $L_B = 10$ м – расчётная длина всасывающего трубопровода;

H_Γ – геометрическая высота трубопроводной сети;

λ_H и λ_B – коэффициенты линейных потерь напора в нагнетательном и всасывающем трубопроводах;

v_H и v_B – скорость движения воды в нагнетательном и всасывающем трубопроводах;

$\sum \xi_B$ и $\sum \xi_H$ – суммы коэффициентов местных гидравлических сопротивлений во всасывающем и нагнетательном трубопроводах.

$$H_\Gamma = H_B + H_H = 3,5 + 64 = 67,5 \text{ м,} \quad (4.10)$$

здесь $H_B = 3,5$ м – геометрическая высота всасывания насосов (расчётная);

$$\lambda_H = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{D_H}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,138}} = 0,0377; \quad (4.11)$$

$$\lambda_B = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{D_B}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,177}} = 0,0347; \quad (4.12)$$

$$v_H = \frac{4 \cdot Q_p}{3600 \cdot \pi \cdot D_H^2} = \frac{4 \cdot 84}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,138^2} = 1,561 \text{ м/с;} \quad (4.13)$$

$$v_B = \frac{4 \cdot Q_p}{3600 \cdot \pi \cdot D_B^2} = \frac{4 \cdot 84}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,177^2} = 0,949 \text{ м/с.} \quad (4.14)$$

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.

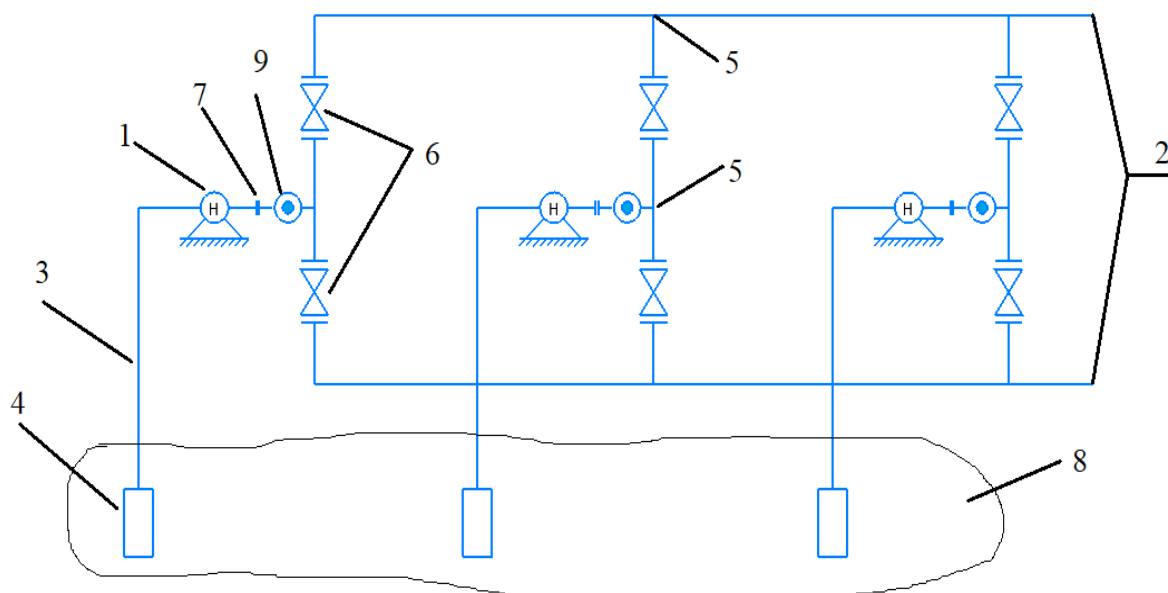


Рисунок 4.2 - Коммутационная схема главной водоотливной установки:
 1 – насос; 2 – нагнетательный трубопровод; 3 – всасывающий трубопровод; 4 – приёмный клапан с сеткой; 5 – тройник; 6 – распределительная задвижка; 7 – пусковая задвижка; 8 – водосборник; 9 – обратный клапан

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).

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.

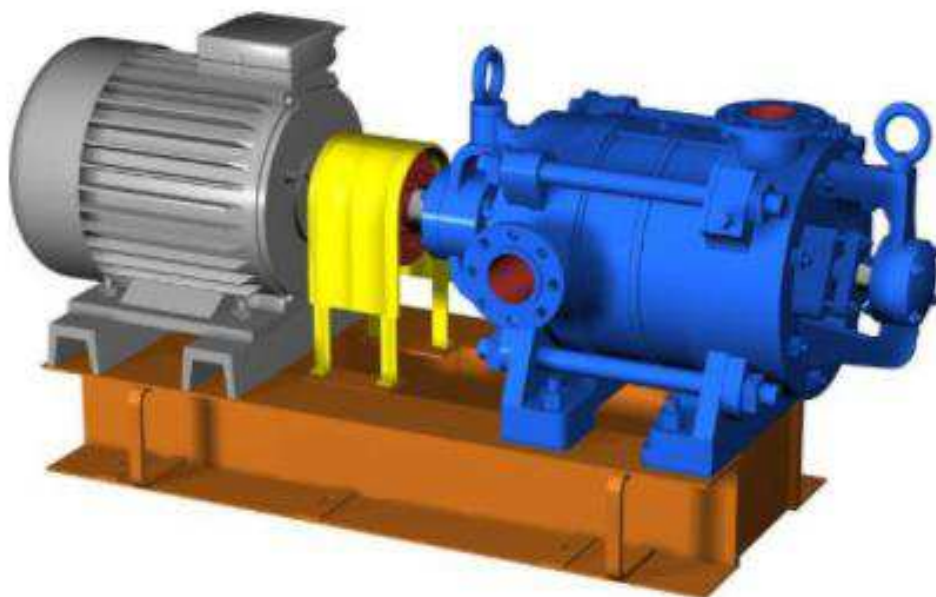


Рисунок 4.3 – Центробежный двухступенчатый насос ЦНС 105-98

Таблица 4.3 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 $\Delta h_{\text{д}}$, м	-	-	-	3,5	4,5	6,4
Допустимая вакуумметрическая высота всасывания насоса $H_{\text{вд}}$, м	-	-	-	6,2	5,2	3,3

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

79

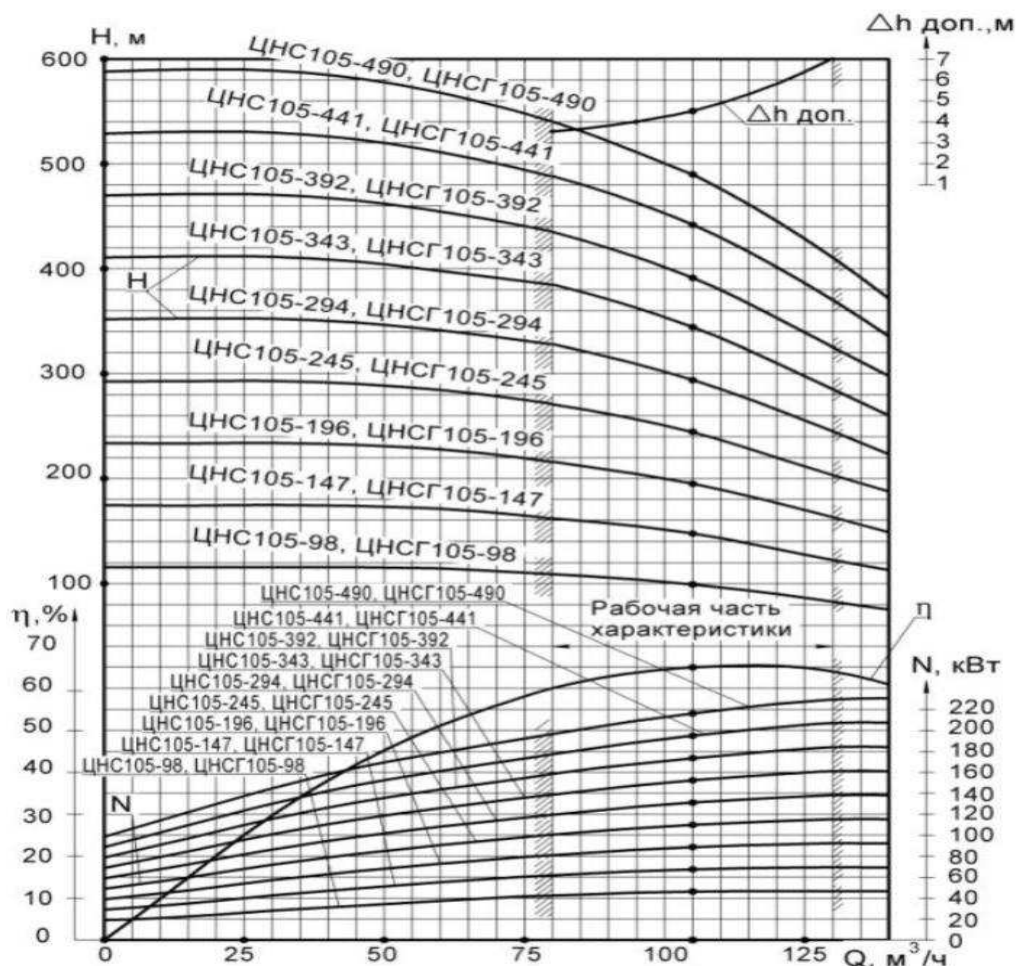


Рисунок 4.4 - Рабочие характеристики насосов ЦНС 105-98

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

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

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

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 $H_c - Q$.

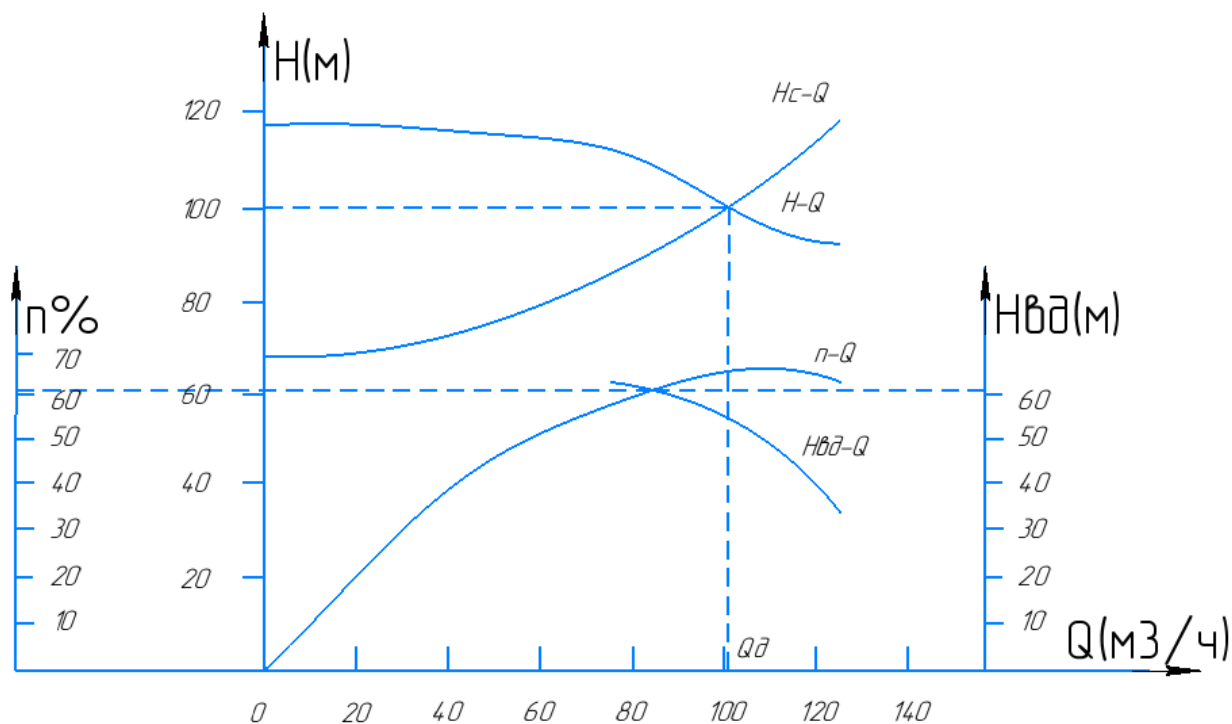


Рисунок 4.5. - Графическое определение рабочего режима водоотливной установки

Ожидаемый режим работы насоса характеризуется следующими параметрами:

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

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

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

где $v_{\text{во}}$ – ожидаемая скорость движения воды во всасывающем трубопроводе:

$$v_{\text{во}} = \frac{4 \cdot Q_{\text{д}}}{3600 \cdot \pi \cdot D_{\text{в}}^2} = \frac{4 \cdot 101}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,177^2} = 1,140 \frac{\text{м}}{\text{с}}, \quad (4.19)$$

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

$4,1 \leq 5,3$ – условие выполнено.

Датчик отключения насосов устанавливается на 4,5 м ниже их оси ($H_{\text{в}} = 4,5$ м).

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

Расчётная мощность электропривода насоса:

$$N_{\text{р}} = k_{\text{р}} \cdot \rho \cdot g \cdot \frac{H_{\text{д}} \cdot Q_{\text{д}}}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_{\text{д}}} = 1,1 \cdot 1030 \cdot 9,8 \cdot \frac{101 \cdot 101}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,65} = 48,4 \text{ кВт}, \quad (4.20)$$

где $k_{\text{р}} = 1,1 \div 1,25$ – 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 $\eta_{\text{дв}} = 92,5$ %;

Продолжительность откачивания суточных водопритоков:

$$t_{\text{н}} = \frac{Q_{\text{н}} \cdot 24}{Q_{\text{д}} \cdot z_{\text{н}}} = \frac{70 \cdot 24}{101 \cdot 1} = 16,6 \text{ ч}; \quad (4.21)$$

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

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

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

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

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						83
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

Потребление электроэнергии насосным оборудованием водоотливной установки

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

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

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

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

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

5. Технология ремонта

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

ООО «Сибуголь» ведет добычу угля на Большесырском угольном месторождении в Балахтинском районе Красноярского края с 2007 г. Проектная мощность разреза 5 миллионов тонн угля в год.

На Большесырском угольном разрезе добывается уникальный по своим технологическим параметрам бурый уголь, обладающий ценными характеристиками для энергетических и технологических целей и коммунально-бытовых нужд. Привлекательность «балахтинского угля» заключается также в оптимальном соотношении параметров «цена-качество».

«Балахтинский уголь» благодаря высокой калорийности и низкой зольности является лучшим топливом для современных автоматических твердотопливных котлов. География поставок обширна – от Приморского края до Калининградской области. Кроме того, уголь пользуется стабильным спросом на экспорт.

5.1 Выбор режима работы предприятия и необходимого количества оборудования

Принимаем 6-дневный рабочий режим работы предприятия с прерывным технологическим процессом производства:

продолжительность смены $T_{см} = 8$ ч;

число смен в сутки $n_{см} = 3$;

число рабочих дней в году $n_{раб} = 260$;

число выходных дней в году $n_{в} = 52$;

число дней простоя по климатическим причинам $n_{кл} = 35$;

число праздничных дней в году $n_{п} = 18$.

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;

— для транспортирования принимаем автосамосвал БелАЗ-7548.

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

Буровой станок подходит по конструктивным особенностям, технические характеристики станка позволят разрабатывать необходимую крепость вскрывающих 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.

Выбираем экскаваторно-транспортно-отвалный (ЭТО) горный комплекс. Подсчитываем необходимое количество техники (таблица 5.1).

Таблица 5.1 – Инвентарный парк карьерного оборудования

Тип оборудования	Парк
<i>Вскрышные работы</i>	
Буровой станок БТС-150	1
Экскаватор Komatsu PC-750	4
Бульдозер Komatsu D65EX-16	4
Автосамосвал БелАЗ-7548	5
<i>Добычные работы</i>	
Буровой станок БТС-150	1
Экскаватор Komatsu PC-750	5
Бульдозер Komatsu D65EX-16	4
Автосамосвал БелАЗ-7548	5

5.2 Определение количества и видов технических обслуживаний и ремонтов

В целях предупреждения прогрессивного нарастания износа, исключения поломок и преждевременного выхода из строя деталей и узлов основного технологического оборудования (ОТО), а также для поддержания его в постоянной эксплуатационной готовности и обеспечения его производительной и безопасной работы проводится система планово-предупредительного ремонта (ППР). Она состоит из циклически повторяющихся организационных и технических мероприятий, предусматривающих выполнение планированных во времени профилактических работ по осмотру, уходу и устранению

неисправностей, а также ремонтов, восстанавливающих работоспособность действующего технологического оборудования.

Система ППР предусматривает:

1) обязательное выполнение правил технической эксплуатации (ПТЭ) основного технологического оборудования и норм его технического обслуживания;

2) своевременное и качественное проведение плановых ремонтов оборудования.

Система ППР обеспечивает:

1) восстановление заданных технических характеристик оборудования;

2) увеличение продолжительности межремонтных периодов работы оборудования;

3) снижение продолжительности и стоимости ремонта, а также повышение качества выполняемых ремонтных работ;

4) стабильность протекания технологических процессов.

Различают следующие виды планово-предупредительного ремонта (ППР):

1) межремонтное техническое обслуживание: ежедневные и периодические ремонтные осмотры;

2) плановые ремонты, которые состоят из текущих ремонтов (Т1, Т2, Т3,...) и капитальных ремонтов (К).

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

Техническое обслуживание включает:

1) ежесменное техническое обслуживание;

2) периодические технические осмотры, выполняемые после наработки оборудованием определенного количества часов.

Текущий ремонт – это ремонт, при котором производится замена небольшого количества изношенных деталей и регулирование механизмов для обеспечения нормальной эксплуатации до очередного планового ремонта.

Капитальный ремонт оборудования предназначен для полного восстановления работоспособности механизмов на период ремонтного цикла (период между двумя капитальными ремонтами). При капитальном ремонте производится полная разборка узлов с целью восстановления базовых деталей и замены или восстановления всех деталей, вышедших из пределов точности, предусмотренных чертежами, а также производится сборка, наладка и испытание

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

под нагрузкой. Капитальный ремонт рекомендуется производить методом агрегатно-узлового ремонта, при котором на оборудование взамен изношенных устанавливаются новые или заранее отремонтированные узлы. Капитальный ремонт может производиться также индивидуальным методом, при котором все снятые и отремонтированные детали и узлы устанавливаются на эту же машину.

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

В данном курсовом проекте количество и виды технических обслуживаний и ремонтов определяются аналитическим методом. Ниже представлены расчеты для каждого типа рабочего оборудования карьера на календарный год в зависимости от планируемой годовой выработки.

Ремонтные нормативы основного технологического оборудования сведены 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
BTC-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
БелАЗ-7548	10	32	ТО	470	6	12	12	96
			T ₁	1410	16	3	72	143
			T ₂	2820	40	2	240	312
			К	8460	160	1	900	600

Буровой станок БТС-150

Определяем количество капитальных ремонтов:

$$N_K = \frac{H_G + H_K}{K} = \frac{3585,76}{7500} = 0,48 \Rightarrow 0 \quad (5.1)$$

где H_G - планируемая выработка на год, ч:

$$H_G = T_G \cdot K_H^n - T_P = 8760 \cdot 0,8 - 3422,24 = 3585,76 \text{ ч.} \quad (5.2)$$

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.

$$T_P = \frac{T_G (T_{T0} \cdot N_{T0}^H + T_{T1} \cdot N_{T1}^H + T_{T2} \cdot N_{T2}^H + T_K \cdot N_K^H)}{K} = \quad (5.3)$$

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

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;

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

Таблица 5.3 – Номинальный фонд времени работы оборудования

Характеристика производства	N _p , дней	n _{см} , ед	Номинальный фонд времени работы оборудования, ч			
			T _{см}	T _{сут}	T _{мес}	T _г
С непрерывным технологическим процессом	365	3	8	24	730	8760

Определяем количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = \frac{H_G}{T_2} - N_K = \frac{3585,76}{1000} - 0 = 3,59 \Rightarrow 3 \quad (5.4)$$

Определяем количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_G}{T_1} - N_K - N_{T2} = \frac{3585,76}{250} - 0 - 4 = 10,3 \Rightarrow 10 \quad (5.5)$$

Определяем количество технических осмотров:

$$N_{T0} = \frac{H_G}{T_{T0}} - N_K - N_{T2} - N_{T1} = \frac{3585,76}{50} - 0 - 4 - 10 = 57,7 \Rightarrow 57 \quad (5.6)$$

Экскаватор KOMATSU PC-750

$$N_K = \frac{H_\Gamma + H_K}{K} = \frac{6101}{27825} = 0,219 \Rightarrow 0$$

$$H_\Gamma = T_\Gamma \cdot K_H^n - T_P = 8760 \cdot 0,9 - 1783 = 6101 \text{ ч.}$$

$$T_P = \frac{T_\Gamma (T_{TO} \cdot N_{TO}^H + T_{T1} \cdot N_{T1}^H + T_{T2} \cdot N_{T2}^H + T_K \cdot N_K^H)}{K} = \\ = \frac{8760(36 \cdot 56 + 96 \cdot 26 + 432 \cdot 1 + 720 \cdot 1)}{27825} = 1783 \text{ ч.}$$

Определяем количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = \frac{H_\Gamma}{T_2} - N_K = \frac{6101}{22260} - 0 = 0,27 \Rightarrow 0$$

Определяем количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_\Gamma}{T_1} - N_K - N_{T2} = \frac{6101}{1590} - 0 - 0 = 3,84 \Rightarrow 3$$

Определяем количество технических осмотров:

$$N_{TO} = \frac{H_\Gamma}{T_{TO}} - N_K - N_{T2} - N_{T1} = \frac{6100}{530} - 0 - 0 - 3 = 8,5 \Rightarrow 8$$

Бульдозер Komatsu D65EX-16

$$N_K = \frac{H_\Gamma + H_K}{K} = \frac{5822}{9375} = 0,62 \Rightarrow 0$$

$$H_\Gamma = T_\Gamma \cdot K_H^n - T_P = 8760 \cdot 0,9 - 2062 = 5822 \text{ ч.}$$

$$T_P = \frac{T_\Gamma (T_{TO} \cdot N_{TO}^H + T_{T1} \cdot N_{T1}^H + T_{T2} \cdot N_{T2}^H + T_K \cdot N_K^H)}{K} = \\ = \frac{8760(10 \cdot 60 + 60 \cdot 7,5 + 90 \cdot 6,25 + 475 \cdot 1,25)}{9375} = 2062 \text{ ч.}$$

Определяем количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = \frac{H_\Gamma}{T_2} - N_K = \frac{5822}{1250} - 0 = 4,65 \Rightarrow 4$$

Определяем количество первых текущих ремонтов:

$$N_{T1} = \frac{H_\Gamma}{T_1} - N_K - N_{T2} = \frac{5822}{625} - 0 - 4 = 5,3 \Rightarrow 5$$

Определяем количество технических осмотров:

$$N_{TO} = \frac{H_\Gamma}{T_{TO}} - N_K - N_{T2} - N_{T1} = \frac{5822}{125} - 0 - 4 - 5 = 37,5 \Rightarrow 37$$

									Лист
									90
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ				

Автосамосвал БелАЗ 7548

$$N_K = \frac{H_r + H_k}{K};$$

$$H_r = T_r * k_{\text{и}}^{\text{п}} - T_p = 8760 * 0,85 - 373 = 7073 \text{ ч};$$

$$T_p = \frac{T_r * (T_{\text{т0}} * N_{\text{т0}}^{\text{п}} + T_{\text{т1}} * N_{\text{т1}}^{\text{п}} + T_{\text{т2}} * N_{\text{т2}}^{\text{п}} + T_k * N_k^{\text{п}})}{K} = \frac{8760 * (6 * 12 + 16 * 3 + 40 * 2 + 160 * 1)}{8460} = 373 \text{ ч};$$

$$N_K = \frac{7073 + 0}{8460} \approx 0,84 = 0 \text{ ед},$$

Определяем количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{\text{т2}} = \frac{H_r + H_{\text{т2}}}{T_2} - N_K;$$

$$H_{\text{т2}} = H_K - T * n_2 = 0 - 2820 * 0 = 0 \text{ ч};$$

$$n_2 = \frac{H_k}{T_2} = \frac{0}{2820} = 0;$$

$$N_{\text{т2}} = \frac{7073 + 0}{2820} - 0 \approx 2,5 = 2.,$$

Определяем количество первых текущих ремонтов:

$$N_{\text{т1}} = \frac{H_r + H_{\text{т1}}}{T_1} - N_K - N_{\text{т2}};$$

$$H_{\text{т1}} = H_K - T * n_1 = 0 - 1410 * 0 = 0 \text{ ч};$$

$$n_1 = \frac{H_k}{T_1} = \frac{0}{1410} = 0;$$

$$N_{\text{т1}} = \frac{7073 + 0}{1410} - 0 - 2 \approx 3,01 = 3.,$$

Определяем количество технических осмотров:

$$N_{\text{т0}} = \frac{H_r + H_{\text{т0}}}{T_0} - N_K - N_{\text{т2}} - N_{\text{т1}};$$

$$H_{\text{т0}} = H_K - T_0 * n_0 = 0 - 470 * 0 = 0 \text{ ч};$$

$$n_0 = \frac{H_k}{T_0} = \frac{0}{470} = 0;$$

$$N_{\text{т0}} = \frac{7073 + 0}{470} - 0 - 2 - 3 \approx 10,04 = 10 .,$$

В результате расчетов были получены количества капитальных ремонтов, а также первых и вторых ремонтов для каждого оборудования отдельно (буровой станок БТС-150, экскаватор KOMATSU PC-750, бульдозер Komatsu D65EX-16 и автосамосвал БелАЗ-7548). Величины каждого из видов ремонта, а также общее время, затрачиваемое на ремонт указаны в таблице 5.4.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		91

Таблица 5.4 - Количество и виды ремонтных работ оборудования

Оборудование	N_G	T_P	N_{TO}	N_{T1}	N_{T2}	N_K
Буровой станок БТС-150	3586	3422	57	10	3	0
Экскаватор KOMATSU PC-750	6101	1783	8	3	0	0
Бульдозер Komatsu D65EX-16	5822	2062	37	5	4	0
Автосамосвал БелАЗ 7548	7073	373	10	3	2	0

В соответствии с рассчитанным количеством и видами технических обслуживаний и ремонтов составили графики ППР: годовой – приложение 1 и месячный – приложение 2. В графиках указаны рассчитанное количество и виды технических обслуживаний и ремонтов и их продолжительность в часах.

5.3 Организация ремонтных работ

Развитие горного производства связано с созданием и внедрением различных систем организации ремонта оборудования.

Система организации последовательных ремонтов основана на осмотрах оборудования, которые проводятся не в строго установленные сроки. По их результатам определяют состояние оборудования и назначают сроки и виды ремонтов, определяют количество запасных деталей.

Система организации периодических ремонтов основана на том, что время работы оборудования между очередными осмотрами и ремонтами определяются заранее с учётом режимов работы и сложности конструкции. Замену деталей и сборочных единиц не планируют, а производят в соответствии с фактической необходимостью, установленной при проведении плановых осмотров и ремонтов.

Система организации стандартных ремонтов основана на обязательном периодическом обновлении оборудования путём единовременной смены части деталей и сборочных единиц.

В горной промышленности получила широкое применение система организации планово-предупредительных ремонтов, включающая элементы после осмотровой, периодической и стандартных систем ремонта.

Система ППР - комплекс взаимосвязанных положений и норм, определяющих организацию и порядок проведения работ по техническому обслуживанию и ремонту оборудования с целью его содержания в работоспособном состоянии.

Положение о ППР оборудования устанавливает: виды и регламенты технического обслуживания и плановых ремонтов; организацию их проведения;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						92
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

основные нормативно-технические документы; ремонтные нормативы; организацию ГСМ; учёт и движение оборудования; контроль за соблюдением действующих правил и норм по техническому обслуживанию; ремонту и эксплуатации оборудования.

Система ППР оборудования в общем случае состоит из следующих мероприятий:

- 1) межремонтного технического обслуживания – ежесменного, ежесуточного, месячного, сезонного;
- 2) плановых ремонтов – текущего, капитального, полугодового и годового.

5.4 Расчет численности ремонтного персонала

Годовая суммарные трудозатраты, чел.-часов:

$$T_H = \sum_1^n \left[(t_{TO}^1 + t_{T1}^1 + t_{T2}^1 + t_K^1) \cdot N^1 + (t_{TO}^2 + t_{T1}^2 + t_{T2}^2 + t_K^2) \cdot N^2 + \right. \\ \left. + (t_{TO}^3 + t_{T1}^3 + t_{T2}^3 + t_K^3) \cdot N^3 \right] = \quad (5.7)$$

$$\left[(768 + 1350 + 2640) \cdot 2 + (844,8 + 1694) \cdot 9 + \right. \\ \left. + (960 + 720 + 1200) \cdot 8 + (96 + 143 + 312) \cdot 10 \right] = 60915 \text{ ч.}$$

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:

$$M = \frac{\alpha \cdot T_H}{D_p \cdot K_{п.в.}} = \frac{1,4 \cdot 60915}{2128 \cdot 1,15} = 35, \text{ чел} \quad (5.8)$$

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.

$$D_p = (365 - В - П - О) \cdot K_{п.} = (365 - 52 - 18 - 21) \cdot 0,97 = 266 \text{ дней} = \\ = 2128, \text{ ч} \quad (5.9)$$

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

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

Численность вспомогательных и подсобных рабочих:

$$M_B = M(0,1 \dots 0,12) = 35 \cdot 0,1 = 3,5 \Rightarrow 4, \text{ чел} \quad (5.10)$$

Численность инженерно-технических работников:

										Лист
										93
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ					

$$M_{II} = (M + M_B) \cdot (0,07...0,09) = (35 + 4) \cdot 0,08 = 4 \text{ чел.} \quad (5.11)$$

Численность счетно-нормировочного состава:

$$M_C = (M + M_B + M_{II}) \cdot (0,04...0,05) = (35 + 4 + 4) \cdot 0,04 = 2, \text{ чел.} \quad (5.12)$$

Численность младшего обслуживающего персонала:

$$M_M = (M + M_B + M_{II} + M_C) \cdot (0,02...0,03) = (35 + 4 + 4 + 2) \cdot 0,02 = 1, \text{ чел.} \quad (5.13)$$

Посчитанные величины сведем в таблицу 5.4.

Таблица 5.4 - Численность всего работающего персонала по категориям

Должность	Количество
Ремонтные рабочие	
Слесари и электрослесари	9
Токари-станочники	8
Кузнецы, пресовщики, бурозаправщики	7
Электрогазосварщики	6
Прочие (разметчики, контроллеры и т.д.)	5
Остальные рабочие	
Вспомогательных и подсобных рабочих	4
Инженерно-технических работников	4
Счетно-нормировочного состава	2
Младшего обслуживающего персонала	1
Итого	46

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:

$$N_{CT} = \frac{\delta \cdot \alpha \cdot T_H}{m \cdot D \cdot k_{II}} = \frac{0,3 \cdot 1,4 \cdot 60915}{2 \cdot 2040 \cdot 0,6} = 11, \text{ ед.} \quad (5.14)$$

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;

$k_{II} = 0,6...0,65$ - 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	3
Сверлильные	2
Заточные	2
Фрезерные	1
Строгальные	1
Зуборезные	1
Электрогазосварочные посты	1

Таблица 5.6. – Характеристики станков и их количество

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

5.6.1 Расчет производственных площадей

Расчет производственных площадей в зависимости от типа ремонтного предприятия, объема ремонтных работ проводят следующими способами: по

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		95

рассчитанному станочному оборудованию, по количеству производственных рабочих и по площади пола, занятой оборудованием.

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

$$F_1 = \sum N_{cmi} \cdot f_0 = 3 \cdot 30 + 2 \cdot 20 + 2 \cdot 20 + 1 \cdot 20 + 1 \cdot 10 + 1 \cdot 20 + 1 \cdot 10 = 230 \text{ м}^2 \quad (5.15)$$

где N_{cmi} – количество станков определенной группы;

f_0 - удельная площадь, приходящаяся на единицу оборудования, м² (таблица 5.7).

Таблица 5.7 – Удельная площадь, приходящаяся на единицу оборудования

Группа станков	Габаритные размеры станка, мм		f ₀ , м ²
	ширина	длина	
Мелкие	до 600	до 1200	10–12
Средние	до 2000	до 4000	15–25
Крупные	до 4000	до 8000	30–45
Особо крупные	до 6000	до 15000	50–150

Площадь остальных производственных цехов и отделений принимаем по таблице 5.8.

Таблица 5.8 – Площади производственных цехов и отделений

№ п/п	Цех или отделение	F, м ²
1	Участок наружной мойки	30–35
2	Участок разборки оборудования	20–30
3	Контрольно-сортировочный склад деталей	25–30
4	Отделение мойки деталей	20–25
5	Отделение сортировки	15–17
6	Отделение комплектовки	25–30
7	Испытательное отделение	25–30
8	Отделение ремонта электрооборудования	15–20
9	Отделение ремонта корпусных деталей и рам	20–25
10	Штамповочное отделение	15–20
11	Цех сборки машин и агрегатов	20–25
12	Малярное отделение	40–50
13	Кузнечно-прессовое отделение	24–26
14	Термическое отделение	24–26
15	Электрогазосварочное отделение	25–30
16	Гальваническое отделение	20–25
17	Компрессорная станция	25–30
18	Трансформаторная подстанция	25–30
19	Газотермическое отделение	30–35

Получаем:

$$F_2 = \sum F_{ц} = 35 + 30 + 30 + 25 + 15 + 30 + 30 + 20 + 25 + 20 + 25 + 50 + 25 + \\ + 25 + 30 + 25 + 30 + 30 + 35 = 510 \text{ м}^2,$$

Определяем общую производственную площадь:

$$F = F_1 + F_2 = 230 + 510 = 740 \text{ м}^2.$$

Общая площадь ремонтной базы:

$$F_{\text{Общ}} = F + F_B + F_A + F_{\text{Б}} = 740 + 185 + 44 + 111 = 1080, \text{ м}^2 \quad (5.16)$$

где F_B - площадь вспомогательных помещений:

$$F_B = (0,2 \dots 0,25) F = 0,25 \cdot 740 = 185, \text{ м}^2 \quad (5.17)$$

где F_A - площадь административных помещений:

$$F_A = 0,06 \cdot F = 0,06 \cdot 740 = 44, \text{ м}^2 \quad (5.18)$$

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

$$F_{\text{Б}} = 0,15 \cdot F = 0,15 \cdot 740 = 111, \text{ м}^2 \quad (5.19)$$

5.6.2 Выбор схемы ремонтной базы

Схемы, конструкции и размеры производственных машиностроительных зданий унифицированы и регламентируются нормами Госстроя СН-118-68. Эти нормы применяют и для проектирования ремонтных предприятий.

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 здания является минимальным.

Схему производственного потока ремонта принимаем прямоточную: без встречных и перекрестных грузопотоков.

Все цехи и отделения ремонтного предприятия делим на зоны:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		97

1. *Зона разборки.* В нее войдут участки разборки и мойки оборудования, отделение сортировки, контрольно-сортировочный склад деталей. Ее площадь составит **56 м²**.

2. *Зона сборки.* В нее войдут отделения: комплектовки, испытательное, малярное; цех сборки машин и агрегатов. Ее площадь составит **182 м²**.

3. *Зона холодной обработки.* В нее войдут отделения ремонта электрооборудования и корпусных деталей, механический цех. Ее площадь составит **146 м²**.

4. *Зона горячей обработки.* В нее войдут термическое, гальваническое, штамповочное, кузнечно-прессовое отделения. Ее площадь составит **74 м²**.

5. *Зона сварки.* В нее войдут электрогазосварочное и газотермическое отделения. Ее площадь составит **110 м²**.

6. *Зона вспомогательных цехов и служб.* В нее войдут склад запасных частей, склад инструмента и инвентаря, инструментальная раздаточная, трансформаторная подстанция, компрессорная станция. Ее площадь составит **74 м²**.

7. *Зона движения грузопотоков.* Ее площадь составит **218 м²**.

8. *Зона административных помещений.* Ее площадь составит **92 м²**.

9. *Зона бытовых помещений.* Ее площадь составит **128 м²**.

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 прямолинейная, без встречных и перекрестных грузопотоков. Данная схема представлена на рисунке 5.1.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		98

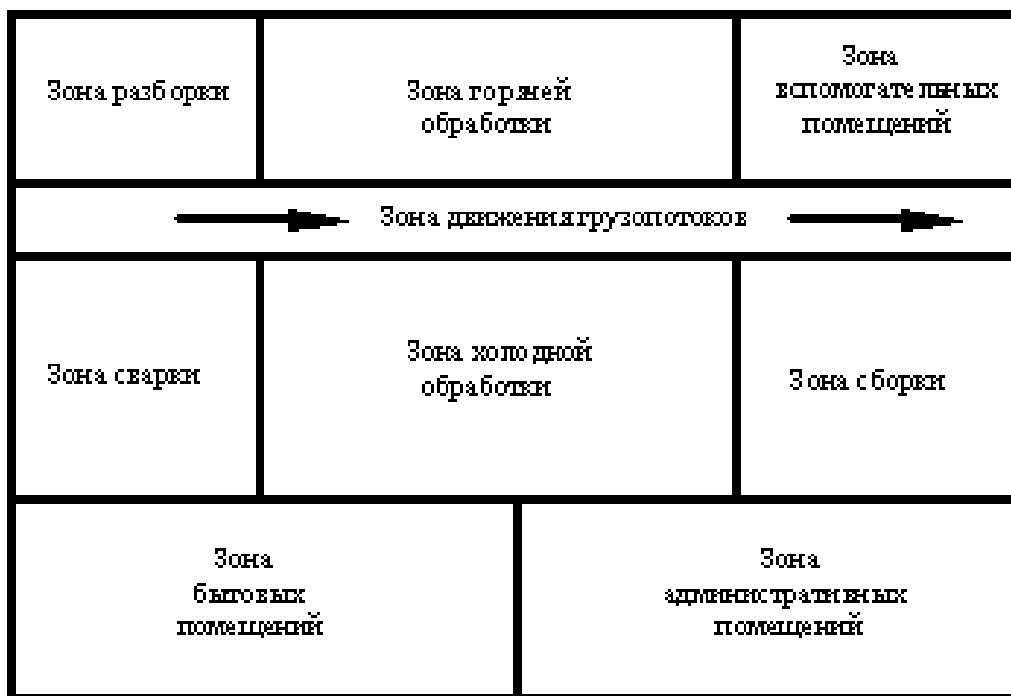


Рисунок 5.1 - Технологическая схема ремонтной базы предприятия с прямолинейной зоной движения грузопотоков

5.6.3 Определение параметров пролета здания ремонтной базы

Определяем высоту до подкрановых путей:

$$H_1 = A + B + D = 2,5 + 4 + 2,15 = 8,65 \text{ м}, \quad (5.20)$$

где A – максимальная высота станка, м;

B – зазор между станками и краном, м ($B \geq 4$ м);

D – габаритная высота кабины крана, м ($D = 2,15$ м).

Высоту пролета определяем по формуле:

$$H = H_1 + h = 8,65 + 2 = 10,65 \text{ м}, \quad (5.21)$$

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

Находим строительную высоту:

$$H_c = H + a = 10,65 + 2 = 12,65 \text{ м}, \quad (5.22)$$

где a – высота фермы, м ($a = 2$ м).

Вычисляем длину пролета:

$$S = t \cdot n = 6 \cdot 6 = 36 \text{ м}, \quad (5.23)$$

где t – шаг колонн, м ($t = 6$ м);

n – число шагов колонн.

В итоге принимаем одноэтажное здание, оборудованное мостовыми кранами, с длиной **36 м** и шириной **30 м** и имеющее следующие параметры:

ширина пролета $L = 36$ м;

высота пролета $H = 10,65$ м;

высота до подкрановых путей $H_1 = 8,65$ м;

шаг наружных (внутренних) колонн $t = 6$ (12) м.

Административно-бытовые помещения разместим в двухэтажном здании с сеткой колонн 3×6 , которое в виде пристройки будет находиться с торца блока производственных цехов.

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 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		100

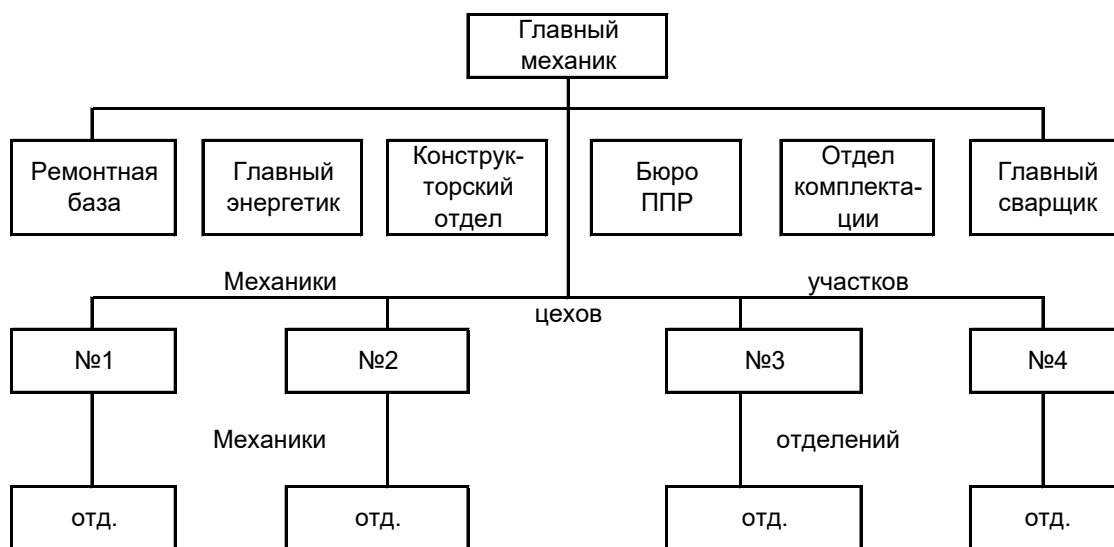


Рисунок 5.2 - Типовая структура механической службы предприятия

Функции персонала энерго-механической службы определены должностными инструкциями.

На горных предприятиях происходит переход энерго-механической службы разрезов (карьеров) на автоматизированные системы управления с применением электронно-вычислительной техники. В связи с этим в создаваемых автоматизированных системах управления производственными объединениями и автоматизированных системах управления технологическими процессами разрезов. Предусматривают подсистемы, предназначенные для осуществления автоматизированного управления эксплуатацией оборудования.

Они должны осуществлять оптимальное планирование, технический учёт и оперативный контроль наличия и технического состояния оборудования, технического обслуживания и ремонта, учёт и анализ простоев, движение запасных частей с использованием экономико-математических и организационных методов, электронно-вычислительной техники, средств хранения, сбора, представление и передачи информации.

5.8 Виды износов оборудования

Вводимая в эксплуатацию новая или отремонтированная машина находится в состоянии оптимальной работоспособности, при которой обеспечивается в течении определенного периода времени необходимая производительность, а эксплуатационные свойства сохраняются на заданном уровне.

В процессе эксплуатации под действием различных факторов, находящихся в сложной зависимости факторов, происходит непрерывное ухудшение 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 5.9.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		102

Таблица 5.9 – Виды разрушения деталей горных машин

Виды разрушения	Характер повреждения	Наименование разрушаемых деталей
Абразивное изнашивание	Интенсивное изменение геометрических форм и размеров, появление рисок, задиров	Ркжущие кромки рабочих органов, зубчатые передачи, оси, валы
Гидроабразивное изнашивание	Интенсивное изменение геометрических форм и размеров, появление рисок, задиров	Щелевые втулкиуплотнений, 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, находящие 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

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		103

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 Выбор делали

Ходовая часть бульдозера работает в постоянном контакте с опорной поверхностью, и это является главной причиной ее быстрого износа. При движении машины ведущие колеса, упираясь во втулки, перемещают гусеничные полотна, звенья цепи контактируют с направляющими колесами, опорными и поддерживающими катками, а грунтозацепы башмаков погружаются в грунт. В результате таких взаимодействий металл стирается, частицы грунта ускоряют этот процесс, воздействуя как абразив.

К основным факторам, влияющим на ресурс, можно отнести следующие:

- *Абразивное воздействие.* Его уровень зависит от типа, текстуры и влажности грунта, на котором работает машина. Больше всего воздействуют на ходовую часть влажные грунты с высоким содержанием твердых и острых гранул. Например, песок.
- *Налипание грунта.* Из-за налипания грунта вокруг движущихся деталей и узлов ходовой части гусеничная цепь заедает и способствует неправильному зацеплению деталей. Хуже всего сказывается на ресурсе ходовой части увеличение диаметра направляющего и ведущего колес из-за налипания грунта, что может привести к сильному натяжению цепи, и она соскочит с колес.
- *Ударные нагрузки.* Способствуют увеличению зазора между пальцами и втулками, появлению задиров, изгибов или трещин в деталях ходовой части. Уровень ударных нагрузок зависит от степени проникновения грунтозацепов башмаков в грунт. Высокие ударные нагрузки приходятся на ходовую часть, если грунтозацепы не могут проникнуть в грунт, например, при работе на скалистой местности или на смерзшейся почве.
Больше всего изнашиваются следующие детали ходовой части:
- *Направляющие колеса (ленивцы)* – из-за выработки втулок, в которые попадает грунт.
- *Опорные и поддерживающие катки* – стираются из-за контакта с направляющими поверхностями звеньев цепи.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		104

- *Звенья гусеничной цепи* – соприкасаются с зубьями ведущего колеса. Влияет на износ абразивное воздействие, ударные нагрузки, высокая скорость поворотов машины, работа на склонах или чрезмерное натяжение цепи.
- *Башмаки звеньев* – из-за контакта с грунтом.
- *Ведущие колеса (звездочки)* – при изменении направления движения бульдозера на них приходится максимальная нагрузка.

Этот список можно дополнить натяжителями и подшипниками ведущих и направляющих колес.

На рисунке 5.3 представлена ходовая часть гусеничного бульдозера Komatsu D65EX-16.

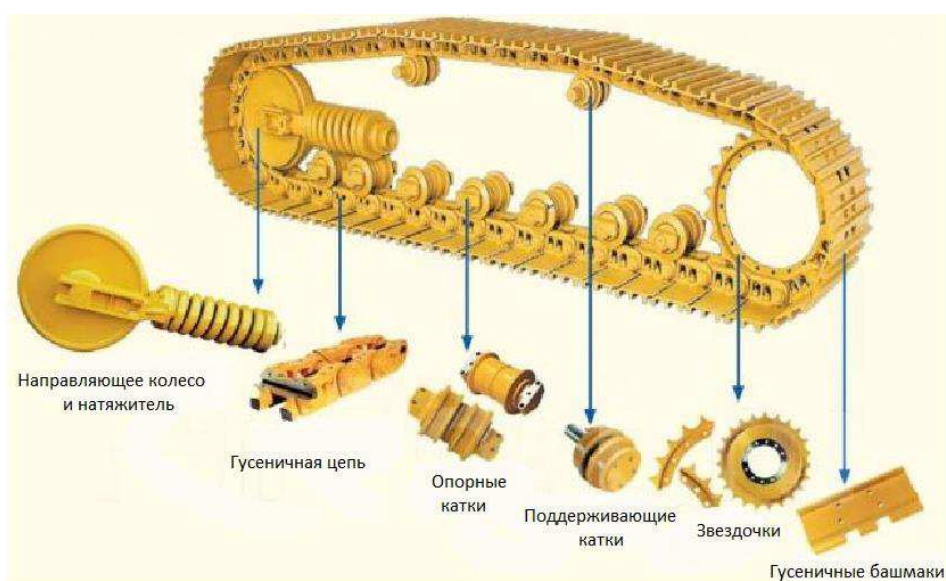


Рисунок 5.3 – Ходовая часть гусеничного бульдозера Komatsu D65EX-16

Каток опорный – это комплектующая часть ходовых систем техники с гусеничным принципом. Столкновения с инородными предметами в виде камней и породами разной плотности снижает срок службы опорных катков.

В ходе работы происходит естественный износ катков (рисунок 5.4). Износом катка называют уменьшение толщины обода. Примерно подсчитано, что каток стирается на 3 мм в течение 6 тысяч машино-часов, а учитывая внешние воздействия в общем изнашивается на 3-7 мм за 9 тысяч машино-часов. Замена по причине износа опорные катки подлежат каждые 10-20 тысяч машино-часов. В календарном эквиваленте это может составлять 2-6 месяцев. Скорость износа зависит от степени и условий эксплуатации. При неправильной эксплуатации степень стирания может указать на ошибку и подсказать путь к ее исправлению.

Помимо естественного износа могут иметь место и механические, а также внутренние и динамические дефекты.



Рисунок 5.4 – Опорный каток гусеничного бульдозера D65EX-16

Катки подвержены нескольким видам дефектов:

- дефекты, вызванные с эксплуатацией;
- механические дефекты;
- внутренние и динамические дефекты.

В ходе проведения различных исследований, было выяснено, что ориентировочно в 60 % случаях опорные катки заменяют по причине естественного износа, в 40 % по техническим причинам, из которых большая часть по причине искажения геометрии, меньше из-за выщербин, а доля внутренних дефектов очень незначительна.

Считается, что плотность материала способна увеличить срок службы в три раза, а анализ характера износа и принятие мер по его результатам, поможет продлить срок службы катков, увеличивая процент замены по причине естественного износа.

Основным способом прогнозирования и предотвращения преждевременного износа является периодический осмотр и контрольные замеры катков.

5.10 Выбор и обоснование способа восстановления детали

Наплавка порошковой проволокой.

Хорошие результаты при наплавке дает использование порошковой проволоки, в состав которой входят феррохром, ферротитан, ферромарганец,

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		106

графитовый и железный порошки. Наплавку выполняют под слоем флюса или в среде защитного газа, но при введении в проволоку соответствующих компонентов возможна наплавка и без флюсовой или газовой защиты.

Порошковые проволоки марок ПП-АН122 (30Х5Г2МО) и ПП-АН128 (35Х4Г2СМ) при наплавке открытой дугой имеют по физико-механическим свойствам наплавленного металла и технологичности некоторые преимущества перед другими материалами: можно увеличить силу тока, т.е. производительность процесса в 2 раза и более, отпадает операция отделения шлаковой корки от детали после наплавки, микроструктура металла при наплавке на сталь 45 твердость 51,5-57 HRC, износостойкость в 1,6-2 раза больше, чем у стали 45, закаленной токами высокой частоты (ТВЧ).

Для большинства марок порошковой проволоки коэффициент наплавки составляет 13-15г/(А×ч), т.е. значение коэффициента значительно выше, чем при наплавке обычными электродами. Наплавку порошковой проволокой и лентой выполняют при постоянном токе обратной полярности. Диаметр электродной проволоки зависит от толщины наплавленного металла с припуском на механическую обработку 0,8-1,5 мм на сторону. Силу тока выбирают в зависимости от скорости наплавки и диаметра проволоки.

К преимуществам этой проволоки относятся: открытая дуга, позволяющая оператору визуально следить за сварочной ванной; сравнительная простота введения легирующих элементов в наплавленный металл, состав которого можно регулировать в широких пределах; возможность сварки во всех положениях; отсутствие дополнительного оборудования для подачи флюса или газа; компактность сварочного оборудования, высокая производительность процесса.

Наряду с достоинствами, наплавка порошковой проволокой имеет тот недостаток, что плотный беспористый наплавленный металл удается получить в сравнительно ограниченном диапазоне режимов наплавки.

Заливка жидким металлом.

При восстановлении сильно изношенных деталей или при заделке крупных местных дефектов в отливках используют заливку жидким металлом. Для получения прочной связи заливаемого металла с металлом восстанавливаемой детали поверхность детали подвергают специальной обработке.

В процессе восстановления детали способом отдельной тепловой подготовки и заливки наращиваемую поверхность детали оплавливают с помощью мощной угольной дуги, газовых горелок или индукционного нагрева; присадочный материал расплавляют отдельно в плавильных печах и заливают из тигля с помощью специального разливочного устройства. Получение заливкой

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		107

поверхностного слоя, соответствующего по составу металлу детали, обеспечивают подбором шихты соответствующего состава. Плавильная печь может иметь кислую или основную футеровку.

При нагреве восстанавливаемой поверхности детали за счет теплоты жидкого металла (т. е. без предварительного подогрева детали) последний выливают на ремонтируемую поверхность, причем избыточный металл отводится по специальным спускным устройствам. Для ускорения процесса оплавления жидкий расплав перегревают.

Предварительное оплавление перед заливкой поверхностного слоя восстанавливаемой детали - экономически более выгодный процесс вследствие сокращения продолжительности ремонта и расхода жидкого металла.

Изношенные детали можно заливать различными металлами и сплавами.

Восстановление деталей заливкой жидким металлом имеет ряд преимуществ по сравнению с другими способами: высокая точность восстановления, не требующая последующей механической обработки; возможность восстановления деталей с односторонним износом и огранкой; повышение износостойкости за счет отбеливания чугуна по наружной поверхности; высокая производительность и низкая стоимость восстановления.

Основные недостатки этого способа следующие: не всегда получается достаточная сцепляемость залитого металла с деталью; в залитом металле появляются напряжения растяжения и даже трещины.

Заливкой жидким металлом целесообразно восстанавливать крупногабаритные изделия или значительное количество мелких однотипных деталей. Этот способ обеспечивает высокие производительность и качество.

Электрошлаковая наплавка.

Электрошлаковая наплавка (ЭШН) основана на использовании тепла, выделяющегося при прохождении электрического тока через расплавленный шлак.

Способ ЭШН позволяет наплавить слой практически неограниченных размеров с принудительным формированием, а также толщиной 3 – 4 мм, получать слои с изменяющимися по длине химическим составом и свойствами по заранее заданному закону.

Данный способ наплавки имеет отличительный признак: присадочный материал вводится в металлический (или шлаковый) расплав как дополнение к основному металлу, получаемому либо расплавлением расходуемых электродов, либо плавлением одним из методов литья (дуговой, индукционный и т. п.).

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		108

Основные достоинства ЭШН: высокая устойчивость процесса в широком диапазоне плотностей тока (от 0,2 до 300 А/мм²), что позволяет использовать для наплавки как электродную проволоку диаметром менее 2мм, так и электроды большого сечения (более 35000 мм²); высокая производительность, достигающая сотен килограммов наплавленного металла в час; возможность наплавки за один проход слоев большой толщины; возможность применения для сталей и сплавов с повышенной склонностью к образованию трещин; возможность придавать наплавленному металлу необходимую форму, сочетать наплавку с электрошлаковой сваркой и отливкой, на чем основана стыкошлаковая наплавка.

Основные недостатки ЭШН: большая погонная энергия процесса, что обуславливает перегрев основного металла; сложность и уникальность оборудования; невозможность получения слоев малой толщины (кроме способа ЭШН лентами); большая длительность подготовительных операций.

Опираясь на представленные методы восстановления опорного катка бульдозера был выбран способ восстановления с использованием порошковой проволоки. Потому что этот метод имеет ряд преимуществ, а именно можно увеличить силу тока в следствии чего процесс восстановления увеличится в 2 раза и более, так же отпадает операция отделения шлаковой корки от детали после наплавки. Микроструктура металла при наплавке на сталь 45 (материал изготовления опорного катка) получит твердость 51,5-57 HRC, износостойкость в 1,6-2 раза больше, чем у стали 45.

Способ электрошлаковой наплавки не подходит из-за сложности и уникальности оборудования, и из-за большой длительности подготовительных операций, способ заливкой жидким металлом не подходит, так как им целесообразно восстанавливать крупногабаритные изделия.

5.11 Технология восстановления

Этапы восстановления опорного катка гусеничного бульдозера Komatsu D65EX-16:

1) Деталь, поступающую на восстановление, подвергаются очистке, для того чтобы её можно было осмотреть и выявить дефекты. При очистке детали удаляются продукты коррозии, остатки смазочных материалов и жировых пятен, абразивные и металлические частицы и др. Очистка детали от загрязнений является специфической операцией процесса восстановления. От качества и полноты её проведения зависит долговечность восстановленных изделий. Так, недостаточно качественно удаленные загрязнения с поверхностей

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		109

восстанавливаемых детали приводят при наплавке к образованию в наплавленном материале пор и раковин и как следствие – снижению ресурса их работы.

Для выполнения этой операции необходимо уложить деталь в ванну с 8...10 % раствором кальцинированной соды; удалить продукты загрязнения с помощью металлической щетки, извлечь деталь из ванны и высушить техническим феном до полного удаления влаги с поверхности.

2) Дефектацию деталей производят с целью определения её технического состояния и выявления следующих дефектов: целостности материала, величины износа и деформации. Измерительный инструмент и деталь должны иметь температуру одного порядка. Универсальные средства измерения выбирают в зависимости от допусков на восстанавливаемые размеры и конструктивные особенности детали.

Осмотреть каток на наличие сколов, смятия, трещин, изломов и других видимых повреждений, определить величину износа рабочих поверхностей при помощи штангенциркуля. Катки с величиной износа рабочих поверхностей по диаметру более 16 мм восстановлению не подлежат.

3) Установить каток в зажимной патрон наплавочной установки УД-209 с помощью электротали типа ЭТ-300М и троса.

4) Предварительный подогрев детали осуществляется, если поверхностная твердость детали превышает $HRC = 30$. Как правило, изделие, изготовленное из стали марки Ст45, имеет твердость поверхности более 30 единиц, даже если оно не подвергалось закалке. Предварительный подогрев делается для того, чтобы предотвратить образование трещин. Подогрев можно осуществлять газовой горелкой ПГУ-40, нагревая деталь до температуры 150...200 °С. Деталь необходимо прогревать равномерно, для этого обеспечить ее вращение в зажимном патроне (рисунок 5.4).

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		110



Рисунок 5.4 – Наплавка опорного катка гусеничного бульдозера порошковой проволокой на установке УД-209: 1 – каток; 2 – зажимной патрон; 3 – горелка; 4 – подающий механизм; 5 – пульт управления

5) Наплавка производится на постоянном токе обратной полярности. В качестве наплавочного материала используется порошковая проволока марки ПП-АН122 диаметром 2,8 мм. Это дает преимущества перед другими материалами:

- можно увеличить силу тока и тем самым повысить производительность процесса наплавки в 2 раза;
- отпадает операция отделения шлаковой корки от детали после наплавки;
- обеспечивается необходимая твердость наплавки $HRC = 40...50$.

Наплавочная головка обеспечивает поперечные колебания электрода с амплитудой до 40 мм в обе стороны. Поэтому можно наплавлять изношенную поверхность по всей ширине за один проход.

Последовательность и режимы наплавки рабочей поверхности:

- наплавить первую рабочую поверхность катка диаметром $\varnothing 170$ мм на длине $L = 40$ мм;
- наплавить вторую рабочую поверхность диаметром $\varnothing 170$ мм на длине $L = 40$ мм.

Режимы наплавки: ток – $I_H = 300$ А; напряжение на дуге – $U = 26$ В; скорость наплавки – $V_{напл} = 8$ м/ч; амплитуда колебаний – $A_k = 20$ мм; частота колебаний – $f_k = 35$ кол./мин; скорость подачи проволоки – $V_{пр} = 375$ м/ч; вылет электрода – $H = 40^\circ$; смещение электрода от зенита в сторону, противоположную вращению детали, – $\alpha_s = 15$ мм; угол наклона электрода от вертикальной оси – $L = 8$ мм.

										Лист
										111
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ					

После наплавки рабочих поверхностей необходимо наплавить реборды.

Последовательность и режимы наплавки реборд:

- наплавить одну реборду по диаметру от 170 до 200 мм, угол реборды 30° ;
- наплавить вторую реборду по диаметру от 170 до 200 мм;
- валики (4 штуки) накладывать друг на друга без поперечных колебаний электрода. Высота каждого наплавленного валика – 4 мм; ширина – 5 мм.

Режимы наплавки: ток – $I_H = 300$ А; напряжение – $U = 26$ В; скорость наплавки – $V_{напл} = 30$ м/ч; скорость подачи проволоки – $V_{пр} = 375$ м/ч; вылет электрода – $H_e = 15$ мм; угол наклона электрода $\alpha = 40^\circ$; смещение электрода от зенита в сторону, противоположную вращению детали, – $L = 8$ мм.

б) С помощью электротали ЭТ-300М и троса снять каток с наплавочной установки и установить его на токарно-винторезный станок 1К625Д.

Токарная обработка наплавленной детали необходима для обеспечения требуемых геометрической формы, размеров и шероховатости поверхностей. Поскольку твердость поверхности изделия из Ст45 после наплавки достаточно высока, то для точения наружной цилиндрической поверхности и реборд используют резец из твёрдого сплава Т15К6. Обработку ведут в один проход: число оборотов шпинделя станка – $n = 315$ об./мин; подача резца – $S = 0,3$ мм/об.; глубина резания – $t = 1,5$ мм.

7) Калибровка внутреннего диаметра катка. С помощью электротали ЭТ-300М и троса снять каток со станка и установить каток вертикально в специальную оснастку для калибровки внутреннего диаметра. Калибровку внутреннего диаметра проводят для восстановления первоначальных размеров, так как после наплавки происходит усадка и внутренний диаметр становится меньше. Для калибровки внутреннего отверстия катка используют сверлильный станок 2М112 (2М-112) и специальную фрезу диаметром 50 мм. Калибровку (расточку) ведут на режимах: скорость вращения шпинделя станка – $n = 190$ об./мин; подача фрезы – $S = 0,5$ мм/об. Контроль всех размеров восстановленного катка проводят с помощью штангенциркуля.

Технологическая карта восстановления опорного катка гусеничного бульдозера находится в приложениях 3 и 4.

В результате проектирования было выбрано оборудование для работы и его количество - 9 экскаваторов марки KOMATSU PC-750 (4 на вскрышные работы и 5 на добычные работы), 2 буровых станка марки БТС-150 (по одному на полезное ископаемое и вскрышные породы), 8 бульдозеров марки Komatsu D65EX-16 (по четыре на полезное ископаемое и вскрышные породы) и 10 автосамосвалов БелАЗ-7548 (по пять на вскрышные работы и добычные работы). Буровой станок

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		112

подходит по конструктивным особенностям, технические характеристики станка позволят разрабатывать необходимую крепость вскрывающих 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. Также данное оборудование недорогое и для обслуживания требуется немного человек.

Были определены виды и количества ремонтов для данного оборудования, которое соответствуют составленным графикам ППР.

Также было рассчитано количество рабочих, необходимых для выполнения годового объема ремонтных работ. Применение комплексного подхода к определению численности ремонтного персонала позволяет обоснованно определять внутрипроизводственные резервы с целью оптимизации затрат, в том числе и на оплату труда.

Кроме того, данный подход делает возможным создание и внедрение норм времени на техническое обслуживание и ремонт оборудования, отвечающих современным организационно-производственным условиям деятельности.

Также была выбрана схема ремонтной базы и посчитаны ее параметры. Параметры соответствуют унифицированным размерам для зданий ремонтной базы.

Для ремонта выбрана изнашиваемая деталь – опорный каток гусеничного бульдозера и составлена технологическая карта ремонта данной детали, а также описан способ восстановления детали. Выбранный способ восстановления опорного катка (с использованием порошковой проволоки) больше всего подходит из трех предложенных способов.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		113

6. Специальная часть. «Модернизация выемочно-погрузочных работ на Балахтинском угольном разрезе»

6.1 Обзор конструкций ковшей активного действия

В данной части проекта представлена разработка ковша активного действия для экскаватора ЭКГ-5А, оснащенного ударными зубьями, осуществляющими послойное ударное разрушение породы в забое. Такой ковш позволяет производить выемку горной массы из целика без предварительного рыхления, исключая тем самым процессы бурения и взрывания.

Эффективность эксплуатации экскаватора с активным ковшом определяется следующими основными факторами: снижением простоев горнотранспортного оборудования, в том числе в ожидании взрыва, в связи с выполнением ряда вспомогательных операций при подготовке к взрыву и т.п.; ожидаемым повышением срока службы экскаваторы за счет снижения динамичности рабочего процесса; меньшим снижением качественных показателей добываемого сырья (прочности, кусковатости и т.д.).

Весьма важен технологический аспект эффективности ковша активного действия. Наряду с упомянутым исключением взрывных работ, дающим уменьшение пыле- и газовыделения на карьере и вокруг него, исключается сейсмическое воздействие на сооружения, борта карьеров и т.п. Обеспечение селективной (эффективной) разработки сложных блоков сократит потери полезного ископаемого от разубоживания, имеющего место при взрывной подготовке, что в свою очередь уменьшает объемы отвалов.

Идея динамического воздействия на массив с целью увеличения эффективности разработки прочных грунтов и горных пород известна давно. Идея использования в качестве единого рабочего органа группы ударных инструментов была высказана Г.В. Родионовым в 1937 г. В 1938 г. Ю.С. Верниковский предложил для рыхления мерзлого грунта использовать специальные съемные пневмоударные зубья, устанавливаемые на ковш экскаватора. В 1945 г. В.Н. Липец предложил конструкцию ковша, внутри которого предполагалось установить отбойные молотки.

Первые изобретения и патенты в области создания активных рабочих органов появились в первой половине прошлого века. К настоящему времени насчитывается около 200 изобретений в области активизации рабочих органов. К ним относятся бульдозерные отвалы, ковши скреперов и погрузчиков, а также ковши экскаваторов. Это объясняется прежде всего высоким уровнем научных

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		114

школ, изучавших процессы разрушения грунта, и большими исследованиями, проведенными в данной области.

Использование магнестрикционных вибраторов в качестве привода активных зубьев позволяет иметь привод небольшой массы и объема при достаточно высоком КПД, ввиду отсутствия многоступенчатого преобразования энергии. В а.с. № 333253 [48] (рис. 6.1) при включении вибратора 1, состоящего из сердечника и обмотки возбуждения, передняя стенка 2 начинает колебаться в продольном направлении, что обеспечивает интенсивное разрушение массива.

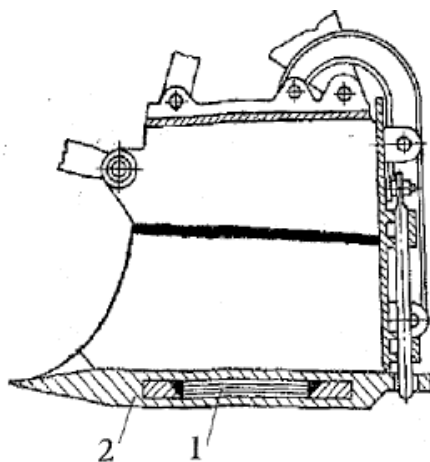


Рисунок 6.1 - Конструкция ковша экскаватора по а.с. № 333253: 1 - магнестрикционные вибраторы; 2 - передняя стенка

Решению проблемы охлаждения вибровозбудителей посвящено а.с. № 655779, что приводит к повышению эффективности работы системы.

В а.с. № 844696 магнестрикционные вибраторы передают по специальным волноводам энергию для колебаний активных элементов за счет продольных и поперечных волн.

А а.с. № 1203200 предлагается с целью увеличения эффективности разработки грунтов путем повышения КПД передачи энергии продольных упругих колебаний от магнестрикционного вибровозбудителя к режущему элементу использовать боковые стенки с зазором между передней стенкой ковша.

Среди основных недостатков конструкций с использованием магнестрикционных вибраторов можно выделить их сравнительно небольшую мощность, что делает процесс динамического разрушения грунта малоэффективным. Также нужно отметить необходимость наличия внешнего источника электрической энергии, нагрев вибровозбудителей и сравнительно большую массу ковша.

В патенте РФ № 221592 представлена конструкция электромагнитного ударного механизма, позволяющего активизировать ковш экскаватора. В а.с. № 378598 в качестве привода породоразрушающих зубьев используется генератор электромагнитных колебаний. К недостаткам данной конструкции можно отнести сложность, энергонасыщенность в сочетании с относительно малой мощностью, наличие источника напряжения, а также возможность появления электромагнитных волн, оказывающих вредное воздействие на человека.

Использование пневмоударных механизмов в конструкции ковша активного действия позволяет существенно повысить эффективность разрушения грунта. Ковш активного действия по а.с. № 207809 (рис. 6.2) имеет в днище полость 1 для размещения пневмоударного механизма 2, питание сжатым воздухом которого происходит по каналу 5, а управление посредством распределительной коробки 4.

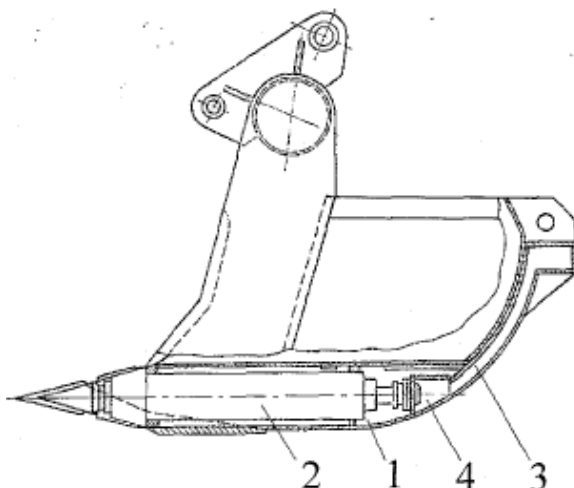


Рисунок 6.2 - Конструкция ковша экскаватора по а.с. № 207809: 1 - полость; 2 - пневмоударный механизм; 2 - канал для подвода сжатого воздуха; 4 - распределительная коробка

Для повышения эффективности копания ковшом, оборудованным пневмомолотами в а.с № 538136 предлагается снизить расход сжатого воздуха путем модернизаций пускового устройства для подачи воздуха.

В а.с. № 883285 предлагается дальнейшее совершенствование конструкции механизма автоматического запуска предыдущего изобретения с целью повышения надежности и долговечности.

К достоинствам ковшей активного действия, использующих пневмоударные механизмы, можно отнести их высокую эффективность при

разработке прочных грунтов. По сравнению с гидроударными их конструкция проще и более надежна. Недостатки; наличие внешнего источника сжатого воздуха высокой мощности и большой расход воздуха. Также актуальным является отказ управляющих элементов пневмосистемы в связи с обмерзанием при отрицательных температурах.

В отдельную группу изобретений можно отнести ковши безударного действия или с малой величиной энергии удара.

Конструкция, описанная в а.с. № 759659, дает возможность разрушения массива путем отрыва его зубьями. Дальнейшему усовершенствованию конструкции посвящены а.с. № 929787 и а.с. № 1071710.

А а.с. № 167182 предлагается создание вынужденных колебаний передней стенки с зубьями путем преобразования вращательного движения электродвигателя, установленного на ковше, с помощью специальной трансмиссии.

В конструкции ковша экскаватора по а.с. № 1054507 зубья способны совершать непрерывные круговые обкатывающие движения, что ведет к увеличению удельного давления в зонах контакта зубьев с массивом и разрушению массива.

Ковш экскаватора по а.с. №1564278 отличается от предыдущей конструкции возможностью возвратно-поступательного движения зубьев наряду с круговыми обкатывающими движениями.

Ковш активного действия эффективен при разработке трещиноватых горных пород до 80-100 Мпа без предварительного рыхления.

Далее представлены конструкции нескольких видов существующих ковшей.

Рабочее оборудование одноковшового экскаватора (по А.С. СССР №168194, МПК E02f 3/36, 1965г.), включающее стрелу, рукоять и ковш 1 с ударными зубьями 2 (рисунок 6.3), приводимыми в действие пневмоударными молотками 3, питаемыми через гибкий шланг от компрессорной установки.

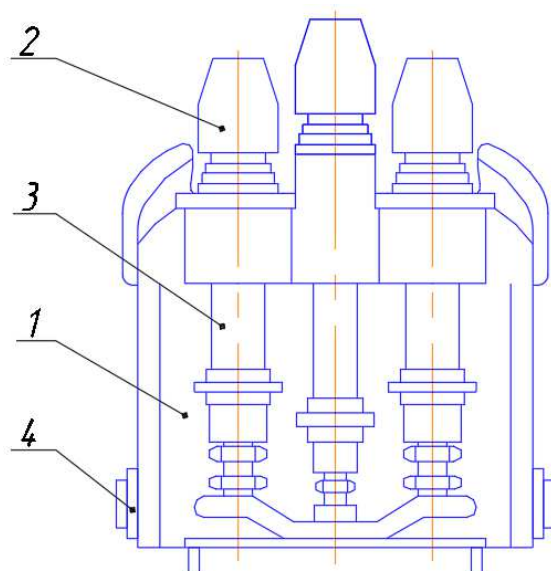


Рисунок 6.3 – Ковш экскаватора по А.С. СССР №168194, МПК E02f 3/36, 1965 г

Нижний пояс 4 выполнен пустотелым и используется для питания молотков сжатым воздухом. Воздух непосредственно поступает по гибкому шлангу, укрепленному на ковше и стреле. С целью повышения эффективности разработки мерзлого грунта, ковш выполнен со ступенчато расположенными зубьями.

Известен ковш обратной лопаты экскаватора (рисунок 6.4), включающий ударные зубья 1, приводимые в действия пневмоударными механизмами 2, расположенными в полости 3.

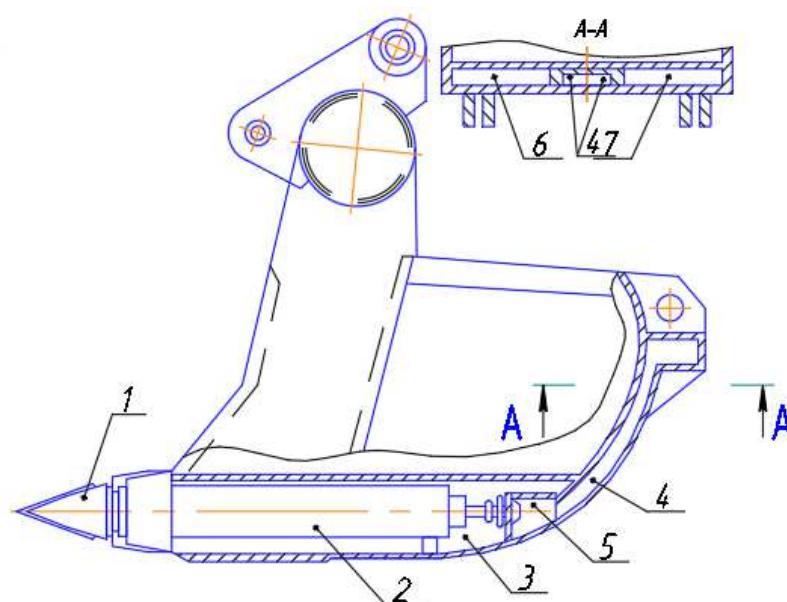


Рисунок 6.4 – Ковш обратной лопаты экскаватора по А.С. СССР №207809, МПК E02f 3/40 1968

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

118

В полой конструкции задней стенки ковша заключен канал 4 для подвода жатого воздуха к распределительной коробке 4, через которую осуществляется подача его к пневмоударному механизму. Выхлоп отработанного воздуха осуществляется также через заднюю стенку ковша обратной лопаты экскаватора по полостям 6 через окна 7.

К корпусу ковша 1 (рисунок 6.5) жестко присоединено днище 2, внутри которого вмонтированы подвижные ударные зубья 3. На хвостовиках зубьев жестко закреплены подпружиненные поршни 4 пружинами 5. Полость А с жидкостью соединена каналом 6с торцевой частью подпружиненного пружиной 7 распределительного золотника 8, управляющего каналами 9, 10 и распределяющего сжатый воздух в камеру подпружиненного пружиной 11 бойка 12. Камера бойка 12 со стороны пружины 11 соединена с каналом 13 с атмосферой.

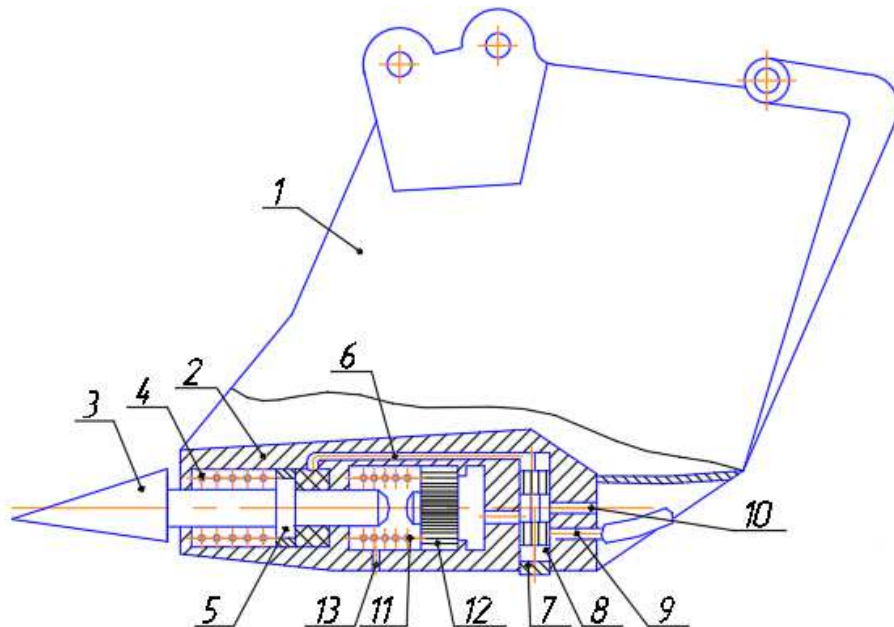


Рисунок 6.5 - Ковш экскаватора по А.С. СССР №411196, МПК E02f 3/36, 1974

Ковш экскаватора прямой лопаты (рисунок 6.6) состоит из корпуса 1, трёх пневматических молотов 2 с зубьями 3 и днища 4 с механизмами закрывания. Пневмомолоты расположены параллельно линии стыка. К ковшу приварены воздухоподводящие трубы 5. Недостатками этого ковша являются: неудачная конфигурация передней стенки, обуславившая большое сопротивление породы черпанию и низкий коэффициент наполнения, зауженная передняя кромка, неудобная тем, что затрудняет машинисту наблюдение за работой ковша.

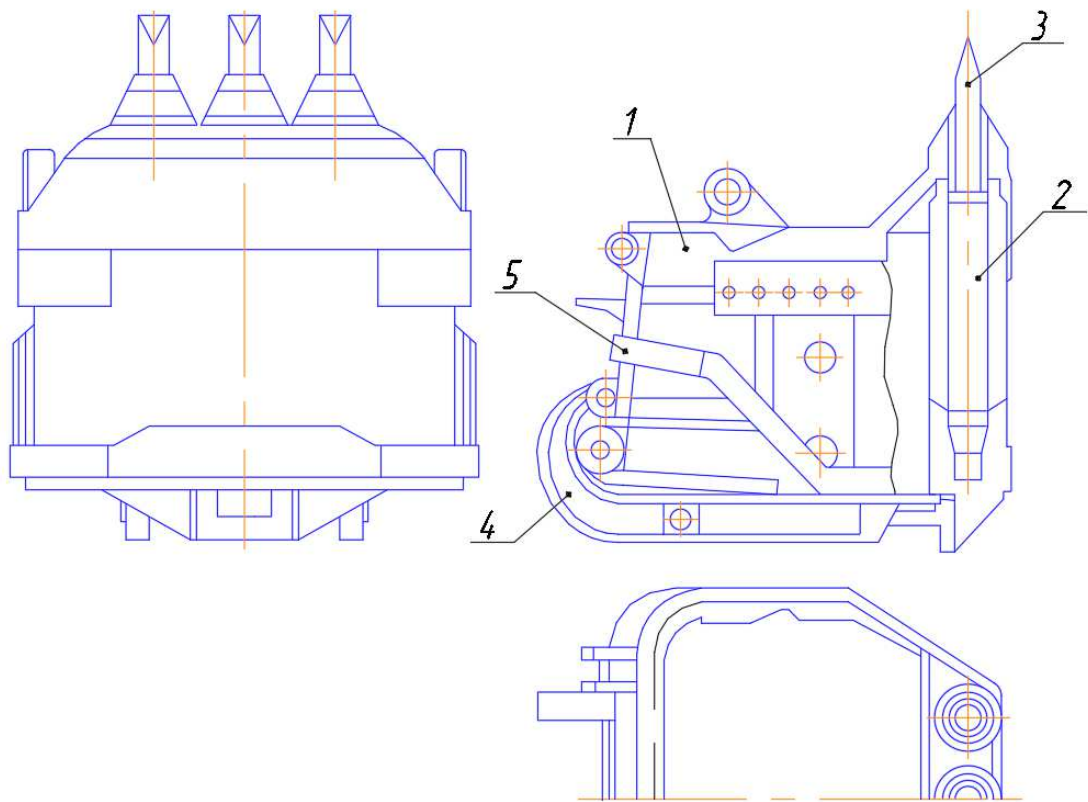


Рисунок 6.6 – Профильный ковш прямой лопаты

Обзор патентных материалов в области создания ковшей активного действия указывает на пристальное внимание изобретателей к данной проблеме. Каждая из рассмотренных конструкций имеет свои достоинства и недостатки. Повышенную заинтересованность изобретателей вызывают ковши экскаваторов с активными рабочими органами пневматического, гидравлического и магнестрикционного действия.

Наибольшее число патентов посвящено рабочим органам ударного и вибрационного действия. Причем конструктивная схема рабочих органов ударного действия значительно сложнее, чем вибрационного.

Прослеживается тенденция перехода к рабочим органам активного действия, которые используют энергию рабочей жидкости взамен энергии воздуха.

В малой степени представлены рабочие органы активного действия, имеющие специальные системы управления для оптимизации работы исполнительных механизмов, для снижения энергоемкости процесса разрушения грунта, повышения эффективности процесса разработки прочных грунтов и расширения технологических возможностей экскаватора.

						Лист
					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	120
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

6.2 Обоснование параметров ковша с повышенными силовыми возможностями

Предлагаемый мною ковш изображен на рисунок 6.7. Передняя стенка ковша, включающая три трубчатых кожуха, в которых монтируются пневмомолоты, отлита из стали 35.

В нижней части корпуса ковша 1 расположены полости 4 для установки ударных блоков 5 с зубьями 6. Пневмомолоты размещены в отдельных гильзах, что уменьшает лобовую поверхность рабочей части ковша и снижает сопротивления копания. В передней части гильзы приварена втулка 3, в которую вставляется обойма ударного блока 2 и приваривается к гильзе. В лист нижнего коллектора введены направляющие буксы 7, куда входят патрубки пневмомолотов. Подвод сжатого воздуха к пневмомолотам осуществляется по центральному каналу, расположенному в задней стенке ковша. Отработанный воздух от молотов выходит по двум боковым каналам корпуса ковша через два окна, расположенных в воздушном коллекторе 8, в атмосферу. Окна устроены так, чтобы грунт и атмосферные осадки не попадали в каналы ковша.

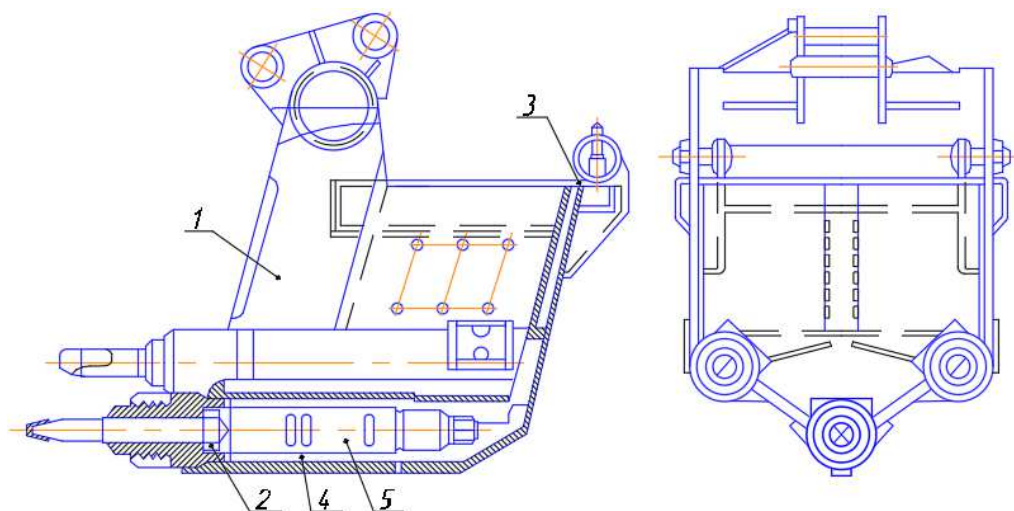


Рисунок 6.7 - Профильный ковш обратной лопаты

Пневмомолоты фиксируются (рисунок 6.8) с помощью стакана 11 и штуцера 12. Штуцер выставлен в расточку в хвостовой части трубчатого кожуха и зажат планкой 13 с нажимными витками 14. Планка в свою очередь выставлена в специальные пазы в трубчатом кожухе. К задней стенке и боковикам ковша приварены трубы 1 (рисунок 6.10), по которым сжатый воздух поступает от

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		121

входного патрубка к воздухоподводящим каналам, выполненным в передней стенке и имеющим выход в каждый трубчатый кожух.

Для снижения потерь мощности пневмомолотов за счет аэродинамического сопротивления выпускного тракта, выхлопные тела помещены на боковых поверхностях трубчатых кожухов, напротив выхлопных окон молотов. От попадания породы выхлопные окна защищены козырьками 2 (рисунок 6.6).

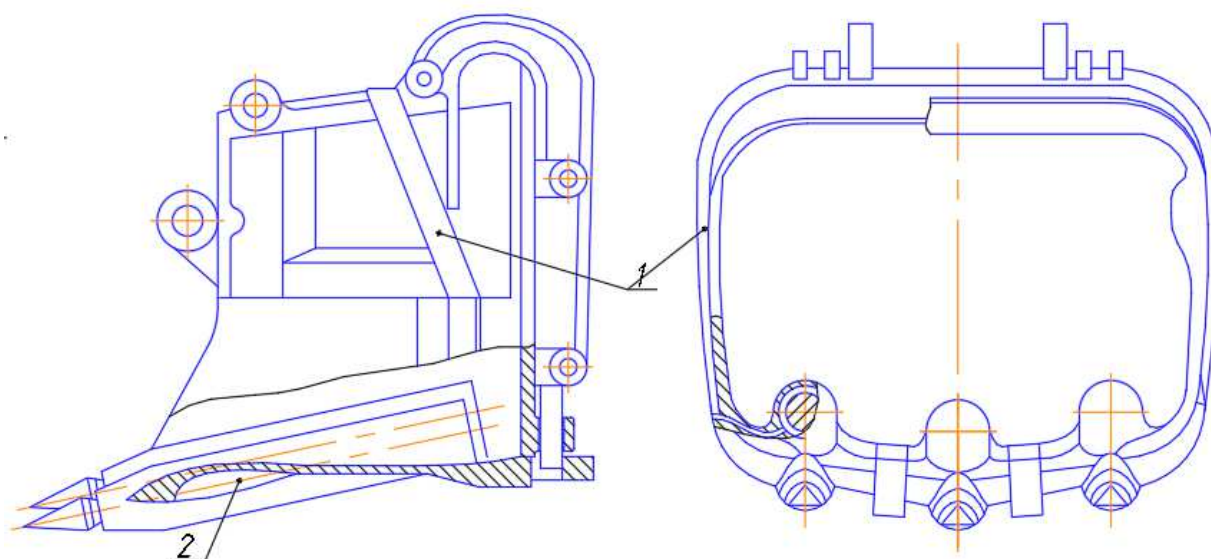


Рисунок 6.8 - Ковш активного действия экскаватора ЭКГ-5А

Требуемое усилие включения пневмомолотов в этой конструкции ковша обеспечивается пневмомодратом, рабочая полость которого образована втулкой 10, запрессованной в трубчатый кожух, и стаканом 11, а поршнем служит гайка 9 пневмомолота (рисунок 6.10). Рабочая полость пневмомодрата соединена с воздухоподводящими каналами и постоянно находится под сетевым давлением сжатого воздуха.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

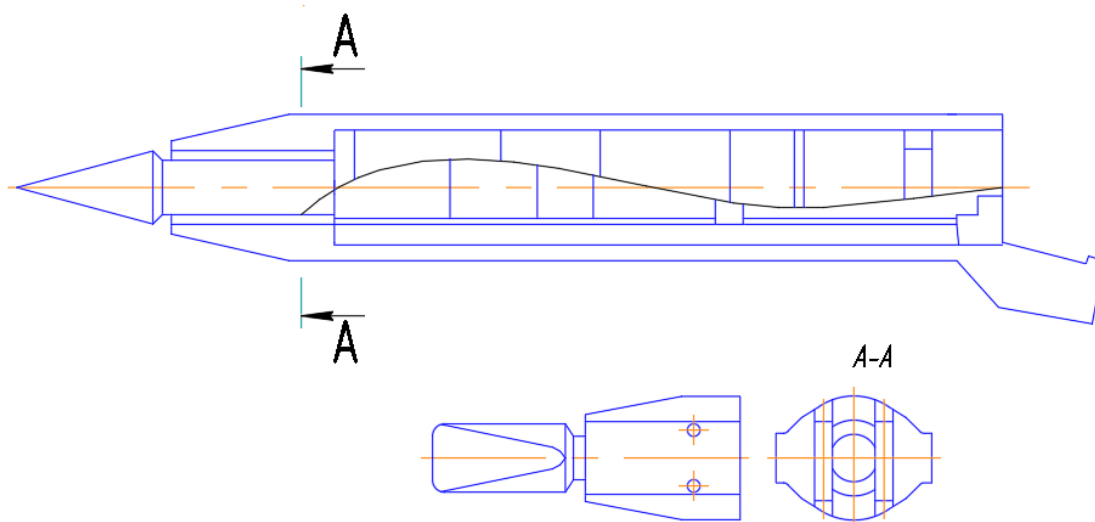


Рисунок 6.9 - Пневмомолот МК-10 в трубчатом кожухе

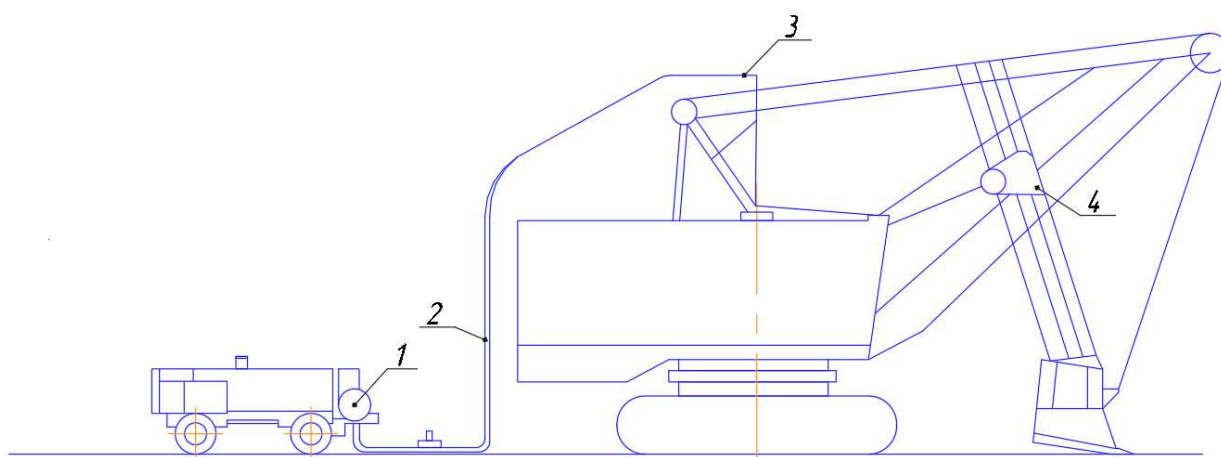


Рисунок 6.10 - Схема воздуховодов для подачи сжатого воздуха от компрессора к ковшу экскаватора ЭКГ-5А

Рабочие параметры пневмомолотов МК-10, которыми оснащена эта модель ковша активного действия, приведены в таблице 6.1. Воздухопровод для подачи сжатого воздуха от компрессора к ковшу выполнен следующим образом (рисунок 6.10).

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Таблица 6.1 – Рабочие параметры пневмомолота МК-10

Показатель	Сетевое давление сжатого воздуха, МПа		
	0,4	0,5	0,6
Энергия единичного удара, Дж	1250	1550	1740
Частота, Гц	6,0	6,5	7,0
Мощность, кВт	7,4	9,9	11,9
Выход сжатого воздуха (при непрерывной работе пневмомолота), м ³ /мин	12,3	14,4	16,8
Масса ударной части, кг	-	170	-
Усилие включения пневмомолота, кН	11,4	14,2	17,1

От передвижного компрессора 1 сжатый воздух гибким шлангом 2 подводится к флюгеру 3, укрепленному на двуногой стойке так, чтобы ось вращения его поворотной части совпадала с осью вращения платформы экскаватора. От флюгера гибким шлангом через опору на седловом подшипнике воздух подается к трубе 4, смонтированной на рукояти и соединённый с воздухоподводом ковша. Внутренние диаметры труб и резиноканевых рукавов приняты равными 50 мм.

В качестве источника сжатого воздуха применяются два компрессора ДК-9М, включенные параллельно в общую сеть. Компрессоры располагаются рядом с экскаватором.

Сварное исполнение передней стенки ковша активного действия не позволяет обеспечить герметичность воздухопроводов и коллектора, а также требуемую надежность и долговечность ковша. Предъявляемым жестким требованиям может удовлетворять только литая конструкция.

Угол между осью пневмомолота и линией стыка передней и задней стенок составляет около 12°.

Увеличение количества пневмомолотов более трёх было сочтено нецелесообразным, так как это чрезмерно бы повысило собственную массу ковша и расход сжатого воздуха. Было решено установить между ударными зубьями два серийных статистических зуба. Ударные зубья выдвинуты вперед относительно статистических на 100 мм, а расстояние между осями составляет 700 мм.

Трубчатый кожух заканчивается спереди буксой 15, имеющей форму усечённого конуса. В буксу запрессована втулка 16 (рисунок 6.8), в которой движется хвостовик ударного зуба 17.

Ударный зуб монтируется в буксе спереди и фиксируется от выпадения и поворота с помощью двух шпонок 18, удерживаемых в пазах общим шплинтом.

Монтаж пневмомолота в трубчатом кожухе проводится через отверстие в его заднем торце. К корпусу ковша приварены воздухопроводы с входным патрубком и коллектор.

Задняя стенка ковша отличается от серийного только наличием приваренных к ней воздухопроводов и входного патрубка (рис. 6.11). все остальные детали взяты готовыми, без изменений.

Форма передней кромки ковша должна обеспечивать минимально возможное сопротивление к копанию и заполнению. Взаимное расположение зубьев должно исключить возможность заклинивания между ними кусков породы. Кроме того, форма передней стенки должна способствовать быстрой и полной разгрузке ковша.

Ударные зубья ковша могут изготавливаться из различных сталей. Ниже перечислены использованные марки сталей.

- Зубья из стали У7А HRC 45-47, ударная вязкость 380 кДж/м². Сталь рекомендуется для изготовления инструментов (небольшого размера), подверженных ударным нагрузкам.
- Зубья из стали 45 HRC 45-47, ударная вязкость 150-250 кДж/м². Эта марка стали выбрана как широко распространенная и достаточно дешевая, обеспечивающая при закалке удовлетворительную твердость и прочность.
- Зубья из стали 5ХВ2С HRC 53-55, ударная вязкость 550 кДж/м². Эта сталь рекомендуется для изготовления инструмента (штампов), работающего с повышенными ударными нагрузками, обладает высокой вязкостью и износостойкостью, хорошей прокаливаемостью.

Общий вид зубьев из этих сталей показан на рисунке 6.11.

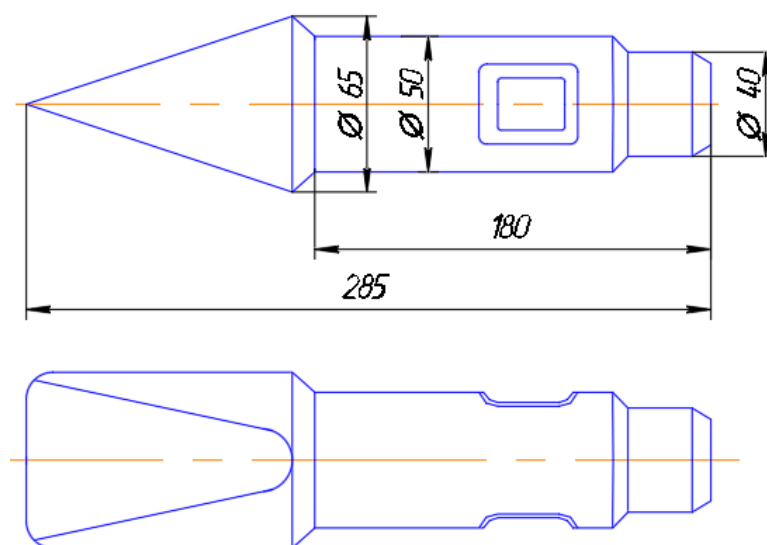


Рисунок 6.11 - Ударный зуб ковша активного действия (стали У7А, 45, 5ХВ2С)

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		125

Концентрация рабочей нагрузки на зубе позволяет увеличить воздействие на породу путем увеличения удельных сил. Удельная сила резания является основным измерителем энергоемкости разработки пород. Удельная сила резания определяется как:

$$p_{уд} = \frac{P_{01}}{F_{ср}}$$

где P_{01} - сила сопротивления породы резанию (касательная составляющая), Н;
 $F_{ср}$ - площадь поперечного сечения среза, м².

Площадь поперечного сечения среза для зуба, отделяющего стружку в условиях заблокированного резания по [25],

$$F_{ср.з} = t \cdot b_з + k_{бок}^2 \cdot t^2 \cdot \tan \gamma$$

где t - глубина резания, м;

$b_з$ - ширина зуба, м;

$k_{бок}$ - коэффициент глубины расширяющейся части прорези, $k_{бок} = 0,8 \dots 0,95$;

γ - угол развала следа, градус, для прочных пород $\gamma = 29^0 \dots 35^0$ [23, 122].

При резании одновременно несколькими зубьями площадь поперечного сечения среза может быть определена, например, по [24].

Площадь поперечного сечения среза для ковша экскаватора можно определить по [24].

Запишем условие:

$$c_з \geq 2 \cdot k_{бок} \cdot t \cdot \cot \gamma$$

где $c_з$ - расстояние между зубьями, м.

Площадь поперечного сечения среза для ковша экскаватора при соблюдении условия:

$$F_{ср.к} = (t \cdot b_з + k_{бок}^2 \cdot t^2 \cdot \cot \gamma) N$$

где N - количество зубьев.

Запишем условие:

$$c_3 \leq 2 \cdot k_{\text{бок}} \cdot t \cdot \cot \gamma$$

Площадь поперечного сечения среза для ковша экскаватора при выполнении условия

$$F_{\text{ср.к}} = t \cdot b_3 \cdot N + k_{\text{бок}}^2 \cdot t^2 \cdot \cot \gamma + (k_{\text{бок}} \cdot t \cdot c_3 - \frac{c_3^2 \cdot \tan \gamma}{4})(N - 1)$$

Удельная сила копания ковшом при наличии силы P_{01}

$$p_{\text{уд}} = \frac{P_{01}}{F_{\text{ср.к}}}$$

Удельная сила резания зубом при наличии силы P_{01}

$$p_{\text{уд.з}} = \frac{P_{01}}{F_{\text{ср.з}}}$$

Степень воздействия на породу ковша определяется кратностью удельных сил на отдельном зубе и на ковше в целом:

$$K_c = \frac{p_{\text{уд.з}}}{p_{\text{уд.к}}}$$

где $p_{\text{уд.з}}$ - удельная сила резания зубом, Н/м²;

$p_{\text{уд.к}}$ - удельная сила копания ковшом, Н/м².

Соответственно,

$$K_c = \frac{p_{\text{уд.з}}}{p_{\text{уд.к}}} = \frac{P_{01з}}{P_{01к}} \cdot \frac{F_{\text{ср.к}}}{F_{\text{ср.з}}}$$

где $P_{01з}$ - сила сопротивления породы резанию зубом (касательная составляющая), Н;

$P_{01к}$ - сила сопротивления породы копанию ковшом (касательная составляющая), Н;

$F_{\text{ср.к}}$ - площадь поперечного сечения среза для ковша, м²;

$F_{\text{ср.з}}$ - площадь поперечного сечения среза для зуба, м².

При работе зубьев в режиме резания для исключения обратного движения ковша должно соблюдаться условие

$$P_{01з} \leq P_{01к}$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						127
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

При работе зубьев в режиме удара величина силы $P_{01з}$ может быть значительно больше и достигать значений $P_{01к}$ МН за счет возможности замыкания больших сил в системе «порода - инструмент - ударник» и практически мгновенного перехода упругой энергии удара в разрушаемую инструментом породу [67].

Величина K_c при работе зубьев ковша при $P_{01з} = P_{01к}$ определяется по формуле

$$K_c = \frac{F_{ср.к}}{F_{ср.з}}$$

Величина показателя K_c характеризует степень воздействия ковша на породу и отражает возможность применения ковша на породах повышенной крепости за счет создания высоких удельных усилий.

В зависимости от ширины ковша и глубины резания величина K_c изменяется в пределах от 2,5 до 5. Для глубины резания 0,4...0,5 м величина $K_c = 3 ... 4$. Если ковш при неработающих зубьях способен разрабатывать горные породы с удельным сопротивлением 325 кПа, то работа подвижных зубьев в режиме резания позволяет осуществлять копание породы с удельным сопротивлением до 800...1300 кПа ($f \leq 6$). На рис. 2.8 представлена зависимость силы P_{01} от крепости f для $K_c = 4$ при копании серийным ковшом и ковшом с повышенными силовыми возможностями при силе $P_{01} = 800$ кН.

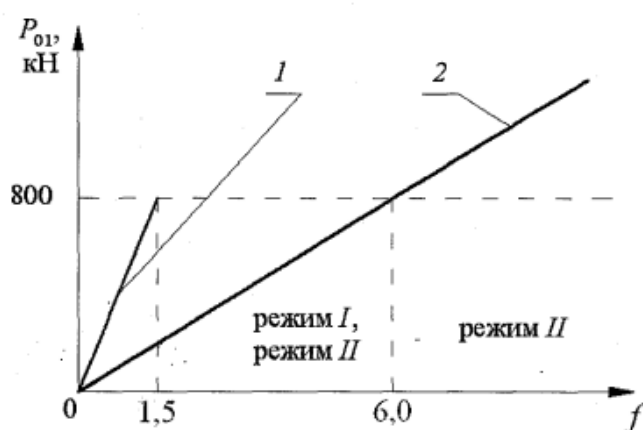


Рисунок 6.12 - Зависимость силы P_{01} от крепости f для $K_c = 4$

1 - копание серийным ковшом; 2 - копание ковшом с повышенными силовыми возможностями

						ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			128

Режим *I*, когда зубья работают в режиме резания, позволяет разрабатывать прочные горные породы с прочностью на сжатие до 60 МПа ($f \leq 6$). Данный режим эффективен для разработки прочных пластичных пород, например, прочной глины, суглинков.

Использование энергии удара (режим *II*) позволяет производить разработку горных пород с прочностью на сжатие до 100 МПа [67]. Режим *II* эффективен при работе ковша при разработке прочных хрупких пород.

6.3 Определение взаимозависимостей между режимными параметрами ковша, зубьев и их конструкцией

Режимные параметры ковша с повышенными силовыми возможностями (скорость движения ковша, скорость движения зуба, силы, действующие на ковш и зуб) и конструктивные параметры зависят друг от друга. Их значения оказывают влияние на эффективность работы ковша с повышенными силовыми возможностями, на возможность его разрабатывать породы повышенной крепости.

На рис. 6.13 представлена схема сил, действующих на ковш при копании:

- P_{01} - сила сопротивления породы резанию (касательная составляющая), Н;
- P_{02} - сила сопротивления породы резанию (нормальная составляющая), Н;
- $F_{ГЦ,к}$ сила, действующая на ковш со стороны гидроцилиндра поворота ковша, Н;
- $G_{к+п}$ - сила тяжести ковша с породой, Н;
- $r_{ГЦ,к}, r_G, r_{01}, r_{02}$ - плечи приложения, соответственно сил $F_{ГЦ,к}, G_{к+п}, P_{01}, P_{02}$, м.

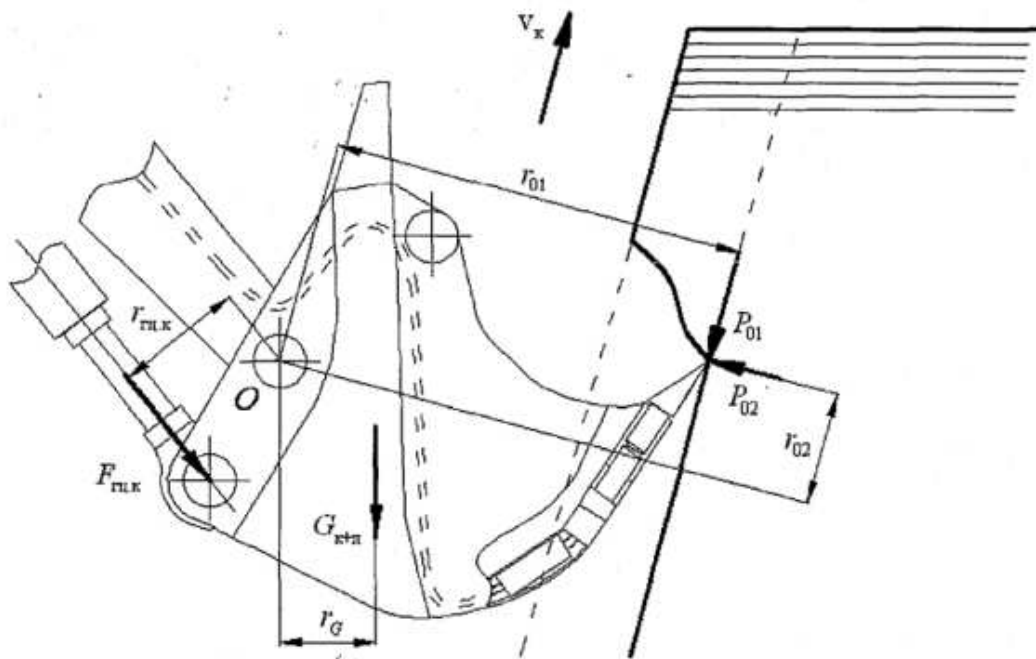


Рисунок 6.13 - Схема сил, действующих на ковш

Расчет максимального значения силы P_{01} производим для наиболее нагруженного положения, когда ковш наполнен породой. Запишем момент относительно точки O :

$$G_{к+п} \cdot r_G + P_{01} \cdot r_{01} - F_{гц,к} \cdot r_{гц,к} - P_{02} \cdot r_{02} = 0$$

В зависимости от конструктивных особенностей активного зуба, величины затупления, износа и других факторов нормальную проекцию силы P_{02} на касательную к траектории движения зуба можно выразить как

$$P_{02} = K_1 \cdot P_{01}$$

где $K_1=0,1...0,95$ - коэффициент пропорциональности (возрастает при затуплении инструмента и увеличении твердости пород [89]).

Соответственно,

$$G_{к+п} \cdot r_G + P_{01} \cdot r_{01} - F_{гц,к} \cdot r_{гц,к} - K_1 \cdot P_{01} \cdot r_{02} = 0$$

Сила, реализуемая на режущей кромке ковша для наиболее нагруженного положения, когда ковш наполнен породой.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

$$P_{01} = \frac{F_{\text{ГЦ,К}} \cdot r_{\text{ГЦ,К}} - G_{\text{К+П}} \cdot r_G}{r_{01} - K_1 \cdot r_{02}}$$

где $K_1 = \frac{P_{02}}{P_{01}}$ – коэффициент пропорциональности.

Сила тяжести ковша с породой

$$G_{\text{К+П}} = g \left(m_{\text{К}} + E \cdot \gamma_{\text{П}} \cdot \frac{K_{\text{Н}}}{K_{\text{Р}}} \right)$$

где g - ускорение свободного падения, $g = 9,81 \text{ м/с}^2$;

$m_{\text{К}}$ - масса ковша, кг;

E - вместимость ковша, м^3 ;

$\gamma_{\text{П}}$ - плотность породы, кг/м^3 ;

$K_{\text{Н}}$ - коэффициент наполнения ковша;

$K_{\text{Р}}$ - коэффициент разрыхления породы в ковше.

Таким образом

$$P_{01} = \frac{F_{\text{ГЦ,К}} \cdot r_{\text{ГЦ,К}} - \left(m_{\text{К}} + E \cdot \gamma_{\text{П}} \cdot \frac{K_{\text{Н}}}{K_{\text{Р}}} \right) r_G}{r_{01} - K_1 \cdot r_{02}}$$

Рассмотрим силы, действующие на зуб при его совместном движении с ковшом (рис. 6.14). При расчетах масса зуба не учитывается.,

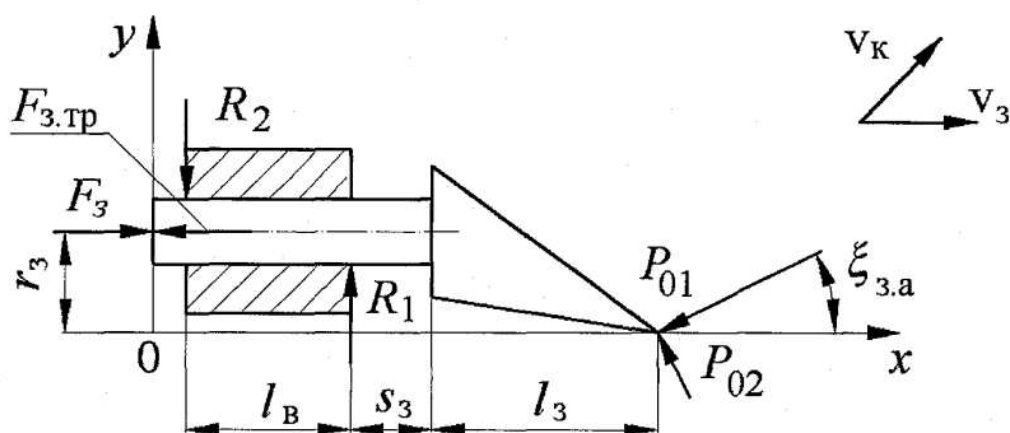


Рисунок 6.14 - Схема сил, действующих на зуб

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Запишем проекцию сил на ось x :

$$F_3 - P_{01} \cdot \cos \xi_{3,a} - P_{02} \cdot \sin \xi_{3,a} = 0$$

где F_3 - сила, действующая на зуб со стороны гидроцилиндра, Н;

$\xi_{3,a}$ - угол между векторами скорости движения зуба относительно ковша и абсолютной скоростью движения зуба, градус.

Проекция сил на ось y :

$$-P_{01} \cdot \sin \xi_{3,a} + P_{02} \cdot \cos \xi_{3,a} + R_1 - R_2 = 0$$

где R_1, R_2 - силы реакции, имеющиеся в паре «втулка - шток зуба», Н.

Момент сил относительно точки приложения силы:

$$R_1(s_3 + l_3) - R_2(l_B + s_3 + l_3) + F_3 \cdot r_3 = 0$$

где s_3 - ход зуба, м;

l_3 - длина зуба, м;

l_B - длина втулки, м;

r_3 - плечо приложения силы F_3 относительно точки приложения силы

P_{01} , м.

Выразим силу R_1 :

$$R_1 = \frac{R_2(l_B + s_3 + l_3) - F_3 \cdot r_3}{s_3 + l_3}$$

Сила F_3 определяется как

$$F_3 = P_{01} \cdot \cos \xi_{3,a} + P_{02} \cdot \sin \xi_{3,a}$$

Соответственно,

$$R_1 = \frac{R_2(l_B + s_3 + l_3) - (P_{01} \cdot \cos \xi_{3,a} + P_{02} \cdot \sin \xi_{3,a}) \cdot r_3}{s_3 + l_3}$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		132

Поскольку

$$R_2 = R_1 - P_{01} \cdot \sin \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \cos \xi_{3.a}$$

то

$$R_1 = \frac{(R_1 - P_{01} \cdot \sin \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \cos \xi_{3.a})(l_B + s_3 + l_3) - (P_{01} \cdot \cos \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \sin \xi_{3.a}) \cdot r_3}{s_3 + l_3}$$

Выразим силу R_1 :

$$R_1(s_3 + l_3) = (R_1 - P_{01} \cdot \sin \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \cos \xi_{3.a})(l_B + s_3 + l_3) - (P_{01} \cdot \cos \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \sin \xi_{3.a}) \cdot r_3$$

Соответственно,

$$R_1(s_3 + l_3) = R_1(l_B + s_3 + l_3) + (-P_{01} \cdot \sin \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \cos \xi_{3.a})(l_B + s_3 + l_3) - (P_{01} \cdot \cos \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \sin \xi_{3.a}) \cdot r_3$$

Далее

$$R_1(s_3 + l_3) - R_1(l_B + s_3 + l_3) = (-P_{01} \cdot \sin \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \cos \xi_{3.a})(l_B + s_3 + l_3) - (P_{01} \cdot \cos \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \sin \xi_{3.a}) \cdot r_3$$

Таким образом, сила R_1 определяется по формуле

$$R_1 = \frac{(-P_{01} \cdot \sin \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \cos \xi_{3.a})(l_B + s_3 + l_3) - (P_{01} \cdot \cos \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \sin \xi_{3.a}) \cdot r_3}{l_B}$$

Соответственно, силу R_2 можно определить как

$$R_2 = -\frac{l}{l_B} [(-P_{01} \cdot \sin \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \cos \xi_{3.a})(l_B + s_3 + l_3) - (P_{01} \cdot \cos \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \sin \xi_{3.a}) \cdot r_3] - P_{01} \cdot \sin \xi_{3.a} + P_{02} \cdot \cos \xi_{3.a}$$

Выполняя соответствующие математические преобразования, выражаем силу R_1 с учетом $P_{02} = K_1 \cdot P_{01}$

$$R_1 = \frac{P_{01}}{l_B} [(\sin \xi_{3.a} - K_1 \cdot \cos \xi_{3.a})(l_B + s_3 + l_3) + (\cos \xi_{3.a} + K_1 \cdot \sin \xi_{3.a}) \cdot r_3]$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		133

Соответственно, сила

$$R_2 = R_1 - P_{01}(\sin \xi_{3,a} - K_1 \cdot \cos \xi_{3,a}).$$

Процесс взаимодействия активных рабочих органов с породой неоднократно исследовался. Значительные исследования были сделаны для вибрирующих рабочих органов с периодическими синусоидальными возвратнопоступательными движениями зубьев. В частности, исследовались вопросы влияния скорости резания на усилия резания, эффективности копания вибрирующими зубьями [37, 90, 91].

В общем случае, когда зуб способен совершать периодические возвратнопоступательные движения, процесс работы зуба характеризуется следующими параметрами:

- время выдвигания зуба t_3 ;
- время цикла между выдвиганиями зуба T ;
- время резания породы зубом t_p за время T .

Выводы

1. Индивидуальное управление зубьями позволяет формировать переменную по длине и положению режущую кромку ковша.
2. Степень воздействия на породу ковша с повышенными силовыми возможностями определяется кратностью удельных рабочих нагрузок на отдельном зубе и на ковше в целом. Увеличение удельных нагрузок на отдельном зубе за счет концентрации рабочих нагрузок ведет к возможности разработки ковшом с повышенными силовыми возможностями более прочных пород.
3. Режим работы ковша с повышенными силовыми возможностями зависит от свойств горной породы. При разработке прочных пластичных пород используется режим *I* - зубья работают в режиме резания (копание пород прочностью на сжатие до 60 МПа); при разработке прочных хрупких пород применяется режим *II* - зубья работают в режиме удара (разработка горных пород с прочностью на сжатие до 100 МПа).
4. При работе зубьев в режиме / время резания определяется режимными параметрами ковша, зубьев и их конструкцией.
5. Полученные теоретическим путем зависимости требуют экспериментальной проверки.

6.4 Оценка эффективности применения ковша с повышенными силовыми возможностями

Определение экономической эффективности применения нового оборудования проведено путем сравнения эффективности применения на прочных породах без взрывной технологии с использованием ковша с повышенными силовыми возможностями и традиционной технологии с использованием буровзрывных работ (БВР) и серийного ковша.

Расчет годового экономического эффекта выполнен в соответствии с [67, 103]. Годовой экономический эффект по приведенным затратам определяется по формуле:

$$\mathcal{E}_r = [(C_1 - C_2) + E_n(k_1 - k_2)]V_B$$

где C_1, C_2 - удельные эксплуатационные расходы при использовании базового и нового оборудования, руб./м³;

k_1, k_2 - удельные капитальные затраты при использовании базовой и новой машин, руб./м³;

E_n - нормативный коэффициент эффективности, $E_n = 0,155$;

V_B - годовой объем работ, выполненных с применением новой техники, м³.

В качестве базовой машины принят карьерный экскаватор ЭКГ-5А.

Время копания серийным ковшом экскаватора

$$t_k = (0,25 \dots 0,45)t_{\text{ц}}$$

где $t_{\text{ц}}$ - продолжительность цикла, с (для экскаватора ЭКГ-5А $t_{\text{ц}}=28$ с).

Соответственно, продолжительность копания экскаватором ЭКГ-5А.

$$t_k = 0,3 \cdot 0,28 = 8,4 \text{ с}$$

Принимаем, что при использовании ковша с повышенными силовыми возможностями на прочных породах продолжительность копания возрастает в 2 раза, что приводит к увеличению времени цикла на 8,4 с. Продолжительность цикла рабочего процесса экскаватора, оборудованного ковшом с повышенными силовыми возможностями

$$t_{\text{ц}} = 28 + 8,4 = 36,4 \text{ с}$$

Техническая производительность экскаватора

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		135

$$\Pi_T = \frac{3600 \cdot E \cdot K_H}{t_{ц} \cdot K_p}$$

Техническая производительность экскаватора, оборудованного ковшом с повышенными силовыми возможностями, вместимостью $E = 5 \text{ м}^3$ при $K_H = 1$, $K_p = 1,1$

$$\Pi_T = \frac{3600E \cdot K_H}{t_{ц} \cdot K_p} = \frac{3600 \cdot 5 \cdot 1}{36,4 \cdot 1,1} = 450 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Эксплуатационная производительность

$$\Pi_э = \Pi_T \cdot t_c \cdot K_B$$

где t_c - длительность смены, ч;

K_B - коэффициент использования экскаватора во времени
($K_B = 0,55 \dots 0,9$).

Эксплуатационная производительность экскаватора, оборудованного ковшом с повышенными силовыми возможностями, при $t_c = 12 \text{ ч}$, $K_B = 0,7$.

$$\Pi_э = \Pi_T \cdot t_c \cdot K_B = 450 \cdot 12 \cdot 0,7 = 3780 \text{ м}^3/\text{смена}$$

Годовая производительность

$$\Pi_Г = \Pi_э \cdot n_c$$

где n_c - число рабочих смен в год.

Принимаем $n_c = 248$.

Годовая производительность экскаватора, оборудованного ковшом с повышенными силовыми возможностями,

$$\Pi_Г = 3780 \cdot 248 = 937440 \text{ м}^3/\text{год}$$

Техническая производительность экскаватора ЭКГ-5А, оборудованного серийным ковшом, при $K_H = 1$, $K_p = 1,3$

$$\Pi_T = \frac{3600E \cdot K_H}{t_{ц} \cdot K_p} = \frac{3600 \cdot 5 \cdot 1}{28 \cdot 1,3} = 495 \text{ м}^3/\text{ч}$$

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						136
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Эксплуатационная производительность экскаватора, оборудованного серийным ковшом, при $t_c = 12\text{ч}$, $K_B = 0,7$

$$P_э = P_T \cdot t_c \cdot K_B = 495 \cdot 12 \cdot 0,7 = 4158 \text{ м}^3/\text{смена}$$

Годовая производительность экскаватора, оборудованного серийным ковшом,

$$P_T = 4158 \cdot 248 = 1031184 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Эксплуатационные расходы при использовании традиционной технологии с применением буровзрывных работ можно оценить, исходя из [67]. Данные для расчета приведены в табл. 6,2.

Таблица 6.2 – Сравнение конкурируемых вариантов

Показатели	ЭКГ -5А с использованием БВР	ЭКГ-5А с ковшом с повышенными силовыми возможностями без использования БВР
Годовой объем работ, м ³	1031184	937440
Стоимость оборудования, тыс. руб.:		
ЭКГ-5А	30 000	-
ЭКГ-5А с ковшом с повышенными силовыми возможностями	-	36000
буровой станок СБШ-250	2000	-
автосамосвал БелАЗ-7512	25000	25000
Капитальные затраты, тыс. руб.	57 000	61 000
Эксплуатационные расходы, тыс. руб.	30 000	25 000
Удельные капитальные затраты, тыс. руб./ м ³	0,05528	0,06507
Удельные эксплуатационные расходы, тыс. руб./м ³	0,02909	0,02667

Таким образом, годовой экономический эффект по приведенным затратам

$$Э_T = [(0,0209 - 0,02667) + 0,15 \cdot (0,05528 - 0,06507)] \cdot 937440 \approx 3645 \text{ тыс.руб.}$$

В результате проведенных расчетов определено, что экономическая эффективность от использования экскаватора с ковшом с повышенными силовыми возможностями при разработке горных пород составляет 3645 тыс. руб.

на одну машину в год. Эффективность обеспечивается за счет снижения эксплуатационных расходов. Также можно отметить, что при использовании экскаватора, оборудованного ковшом с повышенными силовыми возможностями, существенно упрощается организация труда за счет сокращения количества оборудования, занятого в технологическом процессе.

Опыт работ по созданию мощных ударных устройств показывает, что в качестве приводных механизмов ударных зубьев ковшей активного действия принципиально могут использоваться пневматические, гидравлические и электрические ударные машины.

На первый взгляд, наиболее заманчиво применение электромагнитных ударных машин, поскольку они не требуют каких-либо дополнительных устройств для преобразования электрической энергии в механическую. Однако, исследования в этой области, длительно ведущиеся в ИГД СО РАН, показывают, что создание машин требуемой мощности (энергия одиночного удара 1,5-3кДж и более и частота 7-10 Гц и выше) при переменном уровне технике невозможно. Непреодолимым пока препятствием остается проблема охлаждения.

Из конструктивных соображений наиболее приемлемым типом ударного устройства в ковшах активного действия карьерных экскаваторов-мехлопат являются пневмомолоты. Применение гидромолотов затруднительно из-за резкого усложнения конструкции корпуса ковша и устройств для подвода энергоносителя.

Весьма важное достоинство пневмомолотов – простота их конструкции и возможность ремонта в полевых условиях, а также заметно меньшая первоначальная стоимость. С пневмомолотами проще решаются вопросы канализации энергоносителя от поворотной платформы до ковша, так как нет нужды в сливной магистрали.

Измерения параметров вибрации и шума на рабочем месте машиниста показывают, что диапазон изменения этих параметров в процессе черпания одинаков при работе как серийным, так и стыковым ковшом и с учетом продолжительности воздействия не превышает нормируемых величин при всех операциях рабочего процесса.

При включении пневмомолотов иногда наблюдался некоторый рост виброускорения элементов рабочего оборудования, в первую очередь, рукояти, однако, рост этот невелик и не может оказать сколько-нибудь заметного влияния на срок службы узлов экскаватора.

Оснащение экскаваторов ковшом активного действия позволяет улучшить гранулометрический состав экскавируемого материала, т.е. снизить

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		138

переизмельчение горной массы. Ковши активного действия позволяют также исключить операции по вторичному дроблению, дроблению негабаритов и зачистке подошвы забоя (с помощью БВР).

При применении активных ковшей не происходит возрастания нагрузок на экскаваторы, что характерно для экскаваторов с серийными ковшами при выемке взорванных пород. Однако, продолжительность процесса черпания ковшами активного действия увеличивается в 1,1 – 1,5 раза в связи с увеличением скорости черпания, поскольку ковш снимает стружку по всей высоте уступа. Динамичность процесса экскавации снижается на 10-15%.

Таким образом, успешный опыт эксплуатации экскаваторов с ковшами активного действия на ряде карьеров позволяет утверждать, что новое рабочее оборудование существенно расширяет технологические возможности и повышает эффективность карьерных экскаваторов-мехлопат – наиболее распространённого выемочно-погрузочного оборудования при разработке полускальных и скальных пород.

Выводы

1. Обоснованы параметры ковша с повышенными силовыми возможностями. Выявлено влияние режимных и конструктивных параметров ковша на энергоёмкость.
2. Установлено, что режим *I* (зубья работают в режиме резания) рационально использовать на пластичных породах с малой величиной «зоны с нарушенными связями», например, в глинах. Режим *II* (зубья работают в режиме удара) рационально использовать при разработке хрупких пород.
3. Проведена оценка экономической эффективности применения ковша с повышенными силовыми возможностями. Ожидаемый годовой экономический эффект составил 3645 тыс. руб. на одну машину в год.
4. Разработаны технические решения по конструкциям ковшей с повышенными силовыми возможностями.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		139

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.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		140

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 Шум Локальная вибрация	Диоксид Кремния	мг/м ³ дБА дБ	5 75 120	6 70 112
Экскавация	ЭКГ-5А Komatsu PC-750 ЭКГ-8И	Пыль Газ Шум Локальная вибрация	Оксиды азота Оксид углерода Углеводороды Диоксид кремния	мг/м ³ дБА дБ	12 4 50 120	5 5 70 112
Транспортирование	БелАЗ-7555 HOWO-zz3407	Газ Общая транспортная вибрация	Оксиды азота Оксид углерода Углеводороды	мг/м ³ дБ	4 8 100 120	5 20 300 107
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 «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

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		142

социально 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.

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 статического электричества;
- оградительные, изолирующие устройства и покрытия, устройства защитного заземления и зануления, знаки безопасности для защиты от поражения электрическим током;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		143

- освещение для компенсации недостаточности или отсутствия естественного освещения;
- система вентиляции и кондиционирования на местах установки технологического оборудования.

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.
- 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**.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		145

- 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.

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

Охрана недр обеспечивается выполнением требований «Единые правила 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.

В соответствии с Правилами охраны недр ПБ 07-601-03 п. 20 предусмотрены мероприятия, обеспечивающие безопасность работников карьера 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

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		146

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 угля при добыче рассчитаны согласно методическим указаниям по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания. 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 блоков, находящихся в более благоприятных горно-геологических условиях, приводящая к снижению качества остающихся балансовых запасов, не допускается.

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 углю 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:

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		147

— углы откосов бортов карьера в предельном положении имеют запас устойчивости не менее нормативного.

Отвалы вскрышных пород размещены на минимальном расстоянии транспортирования, с учетом без угольности участка размещения, что снижает объем транспортной работы, а, следовательно, загрязнение атмосферы пылью и газами. В «сухое» время года пылеобразующие поверхности предусмотрено поливать водой: забой экскаваторов, рабочие площадки, автодороги.

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 бурение скважин с опробованием керна, шлама, бороздвое опробование по добычным забоям и бортам карьера.

Шламное 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

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		148

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.

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.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		149

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 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;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		150

- 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 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;

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		151

— 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 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		152

8. Экономическая часть

8.1 Организация и управление производством разреза “Балахтинский”

8.1.1 Организация управления производством и производственная структура угольного разреза “Балахтинский”

Схема управления представлена на рисунке 8.1.

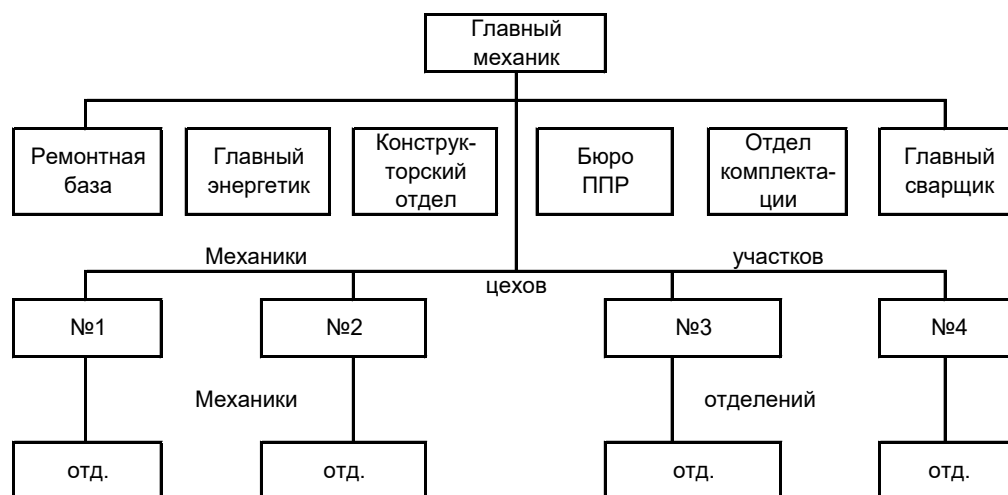


Рисунок 8.1 – Схема управления

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 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.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		154

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.

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 геолого-маркшейдерской службой.

							ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
								155
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				

Получает: осуществляет надзор за правильной эксплуатацией недр.

Представляет: ведёт учёт добычи песков и объёмов вскрыши.

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 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 горных 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.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		156

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.

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:

$$Ч_{я} = n \cdot N_{обс} \cdot C, \quad (8.1)$$

где n - количество рабочих мест или машин;

$N_{обс}$ - 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
1	2	3	4
1	Календарный фонд времени, дн.	365	365
2	Количество нерабочих дней - всего, в том числе: праздничных выходных	0 140	12 64
3	Номинальный фонд времени, дн. (с.1 - с.2)	225	289
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)	189	253
6	Коэффициент списочного состава, (с.3 / с.5)	1,19	1,14

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 стоимости за 1 м ² , тыс. руб.	Общая сумма затрат, тыс. руб.	Годовая сумма АО, тыс. руб.
Здания				
Здание АБК, м ²	360	38,500	13860,00	462,00
Здание ремонтного цеха, м ²	1080	36,400	39312,00	1310,40
Здание столовой, м ²	100	34,200	3420,00	114,00
Переносные здания (вагончики), шт	25	225,600	5640,00	564,00
Здание гаража, м ²	1200	32,000	38400,00	1280,00
Итого по группе «Здания»:			100632,00	3730,40
Сооружения				
Теплосеть, м.	231	6,700	1547,70	103,18
Водопровод, м.	607	1,900	1153,30	76,89
Автодороги, м.	5800	2,100	12180,00	2436,00
Итого по группе «Сооружения»:			14881,00	2616,07
Итого:			115513,00	6346,47

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.	Сумма амортизации, тыс. руб.
1. Рабочие машины и оборудование				
<i>Вскрышные работы</i>				
Экскаватор ЭШ-10/70	2	90000	180000	18000
Экскаватор Komatsu PC1250-7	1	52924	52924	5292,4
Бульдозер Komatsu D65EX-16	4	21990	87960	8796
Буровой станок БТС-150	2	4000	8000	800
<i>Добычные работы</i>				
Буровой станок БТС-150	2	4000	8000	800
Экскаватор ЭКГ 10	2	98000	196000	19600
Экскаватор Komatsu PC1250-7	2	52924	105848	10584,8
Бульдозер Komatsu D65EX-16	4	21990	87960	8796
<i>Оборудование РМЦ</i>				
Токарный станок 1Д63А	3	2970	8910	891
Сверлильный станок 2А135	2	2860	5720	572
Заточный станок 5822	2	2950	5900	590
Фрезерный станок 6Н13	1	2920	2920	292
Строгальный станок 7231А	1	2870	2870	287
Зуборезный станок 5А12	1	2910	2910	291
Электрогазосварочный пост ТДМ-401	1	2620	2620	262
Итого по группе "Рабочие машины и оборудование"			758542	75854,2
2. Транспортные средства				
Автосамосвал Komatsu HD605-7	11	42125	463375	46337,5
Итого по группе "Транспортные средства"			463375	46337,5
Всего			1221917	122191,7

Расчет амортизационных отчислений выполнен по линейному методу: пропорционально полезному сроку использования (Т_{пси}) или нормативному сроку эксплуатации (Т_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	100632,00	3730,40	Итоги табл. 8.2
2. Сооружения	14881,00	2616,07	Итоги табл. 8.2
2. Машины и оборудование:			
- Рабочие машины и оборудование	758542,00	75854,2	Итоги табл. 8.3
3. Транспортные средства	463375,00	46337,5	Итоги табл. 8.3
4. Инструмент	61095,85	6109,585	5% от суммы по группе 2 «Машины и оборудование» и группы 3 «Транспортные средства»
5. Производственный и хозяйственный инвентарь	22756,26	2275,626	3% от суммы по группе «Рабочие машины и оборудование»
Всего капитальные вложения	1421282,11	136923,38	

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 ЭШ-10/70	2	1	2	4	1,19	5
Помощник машиниста экскаватора ЭШ-10/70	2	1	2	2	1,19	3
Машинист экскаватора Komatsu PC1250-7	1	1	2	2	1,19	3
Помощник машиниста экскаватора Komatsu PC1250-7	1	1	2	2	1,19	3
Машинист бульдозера Komatsu D65EX-16	4	1	2	8	1,19	10
Машинист бурового станка БТС-150	2	1	2	4	1,19	5
Добычные работы						
Машинист бурового станка БТС-150	2	1	2	4	1,19	5
Машинист экскаватора ЭКГ-10	2	1	2	4	1,19	5
Помощник машиниста экскаватора ЭКГ-10	2	1	2	4	1,19	5
Машинист бульдозера Komatsu D65EX-16	4	1	2	8	1,19	10
Машинист экскаватора Komatsu PC1250-7	2	1	2	4	1,19	5
Помощник машиниста экскаватора Komatsu PC1250-7	2	1	2	4	1,19	5
Транспортирование						
Водитель автосамосвала Komatsu HD605-7	11	1	3	33	1,19	42
Итого основные рабочие				83		106
2. Вспомогательные рабочие						
Рабочие РМЦ						
Токарь	3	1	2	6	1,19	8
Сверильщик	2	1	2	4	1,19	5
Заточник	2	1	2	4	1,19	5
Фрезеровщик	1	1	2	2	1,19	3
Строгальщик	1	1	2	2	1,19	3
Зуборезчик	1	1	2	2	1,19	3
Электрогазосварщик	1	1	2	2	1,19	3
Слесарь по ремонту	1	1	2	2	1,19	3
Слесарь-электрик	1	1	2	2	1,19	3
Итого вспомогательные рабочие				26		36
Итого:				109		142

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

8.2.2 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 вспомогательных рабочих выполнены в таблице 8.6.

Величина среднемесячной заработной платы рассчитывается по формуле:

$$\text{Змес.} = \text{итог гр. 13} / \text{итог гр.6} / 12, \text{ руб. в месяц,} \quad (8.4)$$

$$\text{Змес.} = 59350168,41 / 142 / 12 = 34829,91 \text{ руб.}$$

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 (1м^3 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 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		162

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 ЭШ-10/70	5	1200	189	5	1134000	405,40	28350	1162755,4	2092959,72	261619,96	2354579,69
4	Помощник машиниста экскаватора ЭШ-10/70	4	900	189	3	510300	320,50	12757,5	523378	942080,4	117760,05	1059840,45
5	Машинист экскаватора Komatsu PC1250-7	5	1200	189	3	680400	405,40	17010	697815,4	1256067,72	157008,46	1413076,185
6	Помощник машиниста экскаватора Komatsu PC 1250-7	4	850	189	3	481950	320,50	12048,75	494319,25	889774,65	111221,83	1000996,48
7	Машинист бульдозера Komatsu D65EX-16	5	1200	189	10	2268000	410,40	56700	2325110,4	4185198,72	523149,84	4708348,56
8	Машинист бурового станка БТС-150	5	950	189	5	897750	400,25	22443,75	920594	1657069,2	207133,65	1864202,85

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
					9	Добычные работы											
					10	Машинист бурового станка БТС-150	5	950	189	5	897750	400,25	22443,75	920594	1657069,2	207133,65	1864202,85
					11	Машинист экскаватора ЭКГ-10	5	1200	189	5	1134000	405,40	28350	1162755,4	2092959,72	261619,965	2354579,685
					12	Помощник машиниста экскаватора ЭКГ-10	4	900	189	5	850500	320,50	21262,5	872083	1569749,4	196218,675	1765968,075
					13	Машинист бульдозера Komatsu D65EX-16	5	1200	189	10	2268000	410,40	56700	2325110,4	4185198,72	523149,84	4708348,56
					14	Машинист экскаватора Komastu PC1250-7	5	1200	189	5	1134000	405,40	28350	1162755,4	2092959,72	261619,965	2354579,685
					15	Помощник машиниста экскаватора Komastu PC1250-7	4	900	189	5	850500	320,50	21262,5	872083	1569749,4	196218,675	1765968,075
					16	Транспортирование											
					17	Водитель автосамосвала Komatsu HD605-7	5	900	253	42	9563400	442,12	239085	9802927,12	17645268,8	2205658,602	19850927,42
					18	Итого основные рабочие				106				23242280,77	41836105,4	5229513,162	47065618,57
					19	2. Вспомогательные рабочие											
					20	Рабочие РМЦ											
					21	Токарь	4	900	189	8	1360800	350,21	34020	1395170,21	2511306,37	313913,2973	2825219,68

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
22	Сверильщик	4	900	189	5	850500	350,21	21262,5	872,112	1569,802	196,225	1766,028
23	Заточник	3	800	189	5	756000	250,20	18900	775,15	1395,27	174,408	1569,679
24	Фрезеровщик	4	900	189	3	510300	350,21	12757,5	523,407	942,133	117,766	1059,9
25	Строгальщик	4	900	189	3	510300	350,21	12757,5	523,407	942,133	117,766	1059,9
26	Зуборезчик	3	800	189	3	453600	250,20	11340	465,19	837,342	104,667	942,01
27	Электрогазосварщик	3	800	189	3	453600	250,20	11340	465,19	837,342	104,667	942,01
28	Слесарь по ремонту	4	900	189	3	510300	350,21	12757,5	523,407	942,133	117,766	1059,9
29	Слесарь-электрик	4	900	189	3	510300	350,21	12757,5	523,407	942,133	117,766	1059,9
30	Итого вспомогательные рабочие				36				6066,444	10919,6	1364,95	12284,55
31	Итого				142				29308,76	52755,71	6594,46	59350,17

Изм. Лист № докум. Подпись Дата

ДПТ 21.05.04.09 – 2022 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	90000	1080	1944
2	Главный механик	1	68000	816	1468,8
3	Зам. главного механика	1	60000	720	1296
4	Старший механик	1	62000	744	1339,2
5	Старший электромеханик	2	53000	1272	2289,6
6	Главный энергетик	1	64000	768	1382,4
7	Главный маркшейдер	1	64000	768	1382,4
8	Главный геолог	1	64000	768	1382,4
9	Начальник горного участка	1	68000	816	1468,8
10	Горный мастер	5	55000	3300	5940
Всего:		15		11052,00	19893,60

г) Расчет затрат по статье Вспомогательные материалы.
 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, тыс. руб.
Вскрышные работы					
1. Эскавация:					
Зубья	шт.	0,2	1510,5	1000,0	1510,5
Канат	м	0,8	94,0	4000,0	376
Кабель	м	0,2	944,0	1000,0	944
Смазка	кг	3,8	25,00	19000,0	475
Итого за эскавацию:					3305,5
2. Транспортирование					
Шины	шт	0,10	20000	500	10000
Дизельное топливо	л	600,00	38,00	3000000	114000
Смазка	кг	14,10	30,00	70500	2115
Итого за транспортирование:					126115
3. Отвалообразование					
Дизельное топливо	л	138,00	38,00	690000	26220
Смазка	кг	4,20	25,00	21000	525
Итого за отвалообразование:					26745
Итого по вскрыше:					156165,5
Добычные работы					
1. Эскавация					
Зубья	шт.	0,1	1510,5	500	755,25
Канат	м	0,7	94,0	3500	329
Кабель	м	0,2	944,00	1000	944
Смазка	кг	3,3	25,00	16500	412,5
Итого за эскавацию:					2440,75
2. Транспортирование					
Шины	шт	0,3	20000	1500	30000
Смазка	кг	10,0	35,00	50000	1750
Дизельное топливо	т	416,0	38,00	2080000	79040
Итого за транспортирование:					110790
Итого по добыче:					113230,75
Всего по вспомогательным материалам					269366,25

8.3.2 Расчет затрат по статье энергия на технологические цели

По данной статье учитывают затраты электроэнергии на проведение горных работ.

						ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
							167
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

Результаты расчета расхода электроэнергии выполнены в таблице 8.9. Тарифы на электроэнергию приняты по данным предприятия-аналога.

Таблица 8.9 - Расчет затрат потребляемой 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, тыс., руб.
		единицы оборудования	Всего					
1	2	3	4	5	6	7	8	9
<i>Расчет потребности в электроэнергии</i>								
Экскаватор ЭШ-10/70	2	1250	2500	1	12	10950000	2,10	22995
Бульдозер Komatsu D65EX-16	8	115	920	1	12	4029600	2,10	8462,16
Буровой станок БТС-150	4	114	456	1	12	1997280	2,10	4194,288
Экскаватор Komatsu PC-1250-7	3	485	1455	1	12	6372900	2,10	13383,09
Экскаватор ЭКГ-10	2	715	1430	1	12	6263400	2,10	13153,14
Всего								62187,68

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

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

168

8.3.3. Основная заработная плата производственных рабочих

Основная заработная плата 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 представлены 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 обслуживание 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)	22756,26
2	Основная и дополнительная заработная плата вспомогательных рабочих	12284,55
3	Отчисления в фонды социального страхования	3709,93
4	Текущий ремонт оборудования (8% балансовой стоимости оборудования)	60683,36
5	Прочие затраты (10% от суммы строк 1+2+3+4)	9943,41
	Итого:	109377,51

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	19893,60	Фонд заработной платы управленческого персонала (таблица 8.7)
2	Отчисления на социальное страхование	6007,87	
3	Содержание зданий и сооружений и инвентаря (1% от их стоимости)	1155,13	
4	Текущий ремонт зданий, сооружений и инвентаря (2% от их стоимости)	2310,26	
5	Испытания, опыты и исследования, рационализация и изобретательство (10,5% от фонда оплаты труда всего персонала)	8320,6	
6	Охрана труда (2% от фонда оплаты труда всего персонала)	1584,88	
7	Прочие расходы (10% от суммы предыдущих статей)	3927,23	
	Итого цеховые расходы	43199,57	

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, тыс. руб.	На 1 т угля, руб./т
1	2	3	4
1	Вспомогательные материалы на технологические цели	269366,25	53,87
2	Энергия на технологические цели	62187,68	12,44
3	Основная заработная плата производственных рабочих	41836,11	8,36
4	Дополнительная заработная плата производственных рабочих	5229,51	1,05
5	Отчисления в фонды социального страхования	1579,31	0,32
6	Амортизация	136923,38	27,38
7	Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	109377,51	21,88
8	Погашение вскрышных работ	403050,00	80,61
9	Цеховые расходы	43199,57	8,64
	Итого цеховая себестоимость	1029549,75	214,55

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 угольного разреза Балахтинский.

$$Pr = (1000,00 - 215,34) \cdot 5000 - 0 = 392330 \text{ тыс.руб.}$$

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.:

$$\text{Нп} = (\text{Пр} - \text{Ни}) \cdot \text{Сн}, \text{ руб.}, \quad (8.6)$$

где Сн - ставка налога на прибыль 20%.

$$\text{Нп} = (392330000 - 28425642,20) \cdot 0,20 = 72780,87 \text{ тыс.руб.}$$

Прибыль, остающаяся в распоряжении предприятия – чистая прибыль (Пч):

$$\text{Пч} = \text{Пр} - \text{Ни} - \text{Нп}, \text{ руб.} \quad (8.7)$$

$$\text{Пч} = 392330000,00 - 28425642,20 - 72780,87 = 290123,48 \text{ тыс.руб.}$$

Общую рентабельность производства рассчитывают по формуле:

$$P_{\text{общ}} = \frac{\text{Пр}}{\text{Фср.г.} + \overline{\text{ОСн}}} \cdot 100\%, \quad (8.8)$$

где Фср.г. - среднегодовая стоимость основных производственных фондов, тыс. руб.;

$\overline{\text{ОСн}}$ - среднегодовая стоимость оборотных средств.

В горнорудной промышленности стоимость оборотных средств составляет 20-25% от стоимости основных фондов.

$$P_{\text{общ}} = \frac{392330000}{1421282110 + 355320527,50} \cdot 100\% = 22,08\%.$$

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:

$$\text{Эо} = \frac{\text{Пр}}{\text{К}}, \quad (8.9)$$

где Пр – прибыль от реализации продукции, руб.;

К – сумма капитальных вложений проектируемого предприятия, руб.

$$\text{Эо} = \frac{392330000}{1421282110} = 0,28,$$

Срок окупаемости капитальных вложений определяют, как отношение суммы капитальных вложений к прибыли:

$$T = \frac{\text{К}}{\text{Пр}} =, \text{ лет.} \quad (8.10)$$

В заключение с целью определения эффективности проекта, сравнивают проектные данные с данными предприятия-аналога.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
						172
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$T = \frac{1421282110}{392330000} = 3,6 \text{ лет.}$$

Перечень показателей эффективности проектных решений приведен в таблице 8.13.

Таблица 8.13 - Технико-экономические показатели проекта

№ п/п	Наименование показателей	По аналогу	По проекту
1	Годовая производительность предприятия, т	5000000	5000000
2	Себестоимость добычи угля, руб./т	284,14	214,55
3	Удельные капитальные затраты, руб./т	311,88	284,26
4	Прибыль, руб.	3518177192	392330000
5	Срок окупаемости капитальных вложений, лет	-	3,6
6	Рентабельность производства, %	14,5	22,08
7	Численность ППП	168	157
8	Производительность труда, т/чел	29761,9	31847,13
9	Среднемесячная заработная плата одного рабочего, руб.	51150,38	52061,45

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломном проекте рассмотрены вопросы отработки открытым способом месторождения угля - разрез «Балахтинский».

В разделе «Технология ведения горных работ» обоснована структура комплексной механизации, произведены расчеты производственных процессов.

В разделе «Механическое оборудование карьеров» приняты на вскрышные и добычные работы буровые станки и экскаваторы, также определено количество этого оборудования.

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 специальной части проекта был рассмотрен вопрос о модернизации выемочно-погрузочных работ на Балахтинском угольном разрезе. В результате проработки вопроса обоснованы параметры ковша с повышенными силовыми возможностями и выявлено влияние режимных и конструктивных параметров ковша на энергоемкость. Также разработаны технические решения по конструкциям ковшей с повышенными силовыми возможностями. Проведена оценка экономической эффективности применения ковша с повышенными силовыми возможностями. Также определен ожидаемый годовой экономический эффект - 3645 тыс. руб. на одну машину в год.

В разделе «Безопасность жизнедеятельности» рассмотрены вопросы охраны недр, восстановления земель, охраны окружающей среды.

В экономической части был определен экономический эффект от принятых проектных решений (прибыль и рентабельность производства). Себестоимость добычи по проекту 1 т угля составила 214,55 руб/т., срок окупаемости 1,04 лет.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		174

Приложение 1 - Годовой график ИТР оборудования на 2022 год

№ п/п	Оборудование	1 квартал			2 квартал			3 квартал			4 квартал			Количество и продолжительность ТО и Р			Общая продолжительность, ч
		Январь	Февраль	Март	Апрель	Май	Июнь	Июль	Август	Сентябрь	Октябрь	Ноябрь	Декабрь	ТО	Т	К	
1	БТС-150	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	4ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	57	13	0	880
2	БТС-150	5ТО 4	5ТО 4	4ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	5ТО 4	57	13	0	880
3	Komastu PC-750	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	8	3	0	576
4	Komastu PC-750	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	8	3	0	576
5	Komastu PC-750	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	8	3	0	576
6	Komastu PC-750	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	8	3	0	576
7	Komastu PC-750	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	8	3	0	576
8	Komastu PC-750	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	8	3	0	576
9	Komastu PC-750	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	8	3	0	576
10	Komastu PC-750	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	8	3	0	576
11	Komastu PC-750	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	10 36	8	3	0	576

Приложение 2 - Месячный график ГПР оборудования на апрель месяц 2022 года

№ п/п	Оборудование	Числа месяца														
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	БТС-150			12 24	12 24	12 24	12 24					10 4				
2	БТС-150			10 4	10 4					10 4						
3	Komastu PC-750				11 24	11 24	11 24	11 24			10 4				11 16	
4	Komastu PC-750								10 24							
5	Komastu PC-750											10 12				
6	Komastu PC-750										10 24	10 12			11 24	11 24
7	Komastu PC-750															
8	Komastu PC-750	10 24	10 12													
9	Komastu PC-750			10 24	10 12											

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Приложение 3

Утверждаю:
Зав. кафедрой ГМПК

Согласовано:
Доцент, к.т.н. _____

Выполнил:
Студент гр. _____

Технологическая карта № 1

по восстановлению опорного катка гусеничного бульдозера Komatsu D65EX-16

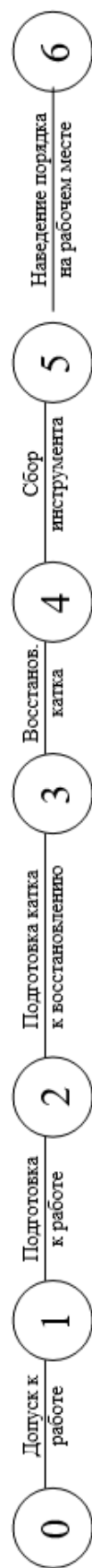
Состав бригады	Разряд	Группа по эл. безоп.	Кол-во рабочих	Итого рабочих
Слесарь ГШО - стропальщик	5	2	1	2
Сварщик - стропальщик	5	2	1	
Средства защиты		Правила и инструкции по пром. безопасности		Особые условия проведения работ
1 Каска защитная	1	Единые правила безопасности при		

<p>2 Рукавицы брезентовые 3 Плакаты по промышленной безопасности 4 Маска сварщика 5 Очки газорезчика</p>	<p>разработке полезных ископаемых подземным способом 2 Правила техники безопасности при эксплуатации электроустановок 3 Правила устройств и безопасной эксплуатации грузоподъемных механизмов 4 Паспорта и заводские инструкции 5 Система ППР</p>	
--	---	--

Техническое оснащение работы

Комплекующие изделия и материалы	Приспособления, инструмент, материалы
Кислород	Набор ключей
0,2 куб.м.	1 комплект
Проволока ГП-АН122 – 2,8 мм. 1 м.	Набор головок
	1 комплект
	Аптечка медицинская
	1 комплект
	Бачек для воды, кружка
	1 комплект
	Мыло хозяйственное
	1 кусок
	Полотенце личное
	2 шт.

График выполнения работ



Содержание операции

- 1 Получив наряд, выполнить необходимые мероприятия по промышленной безопасности согласно наряда.
- 2 Подготовить необходимый для ремонта инструмент, оборудование и приспособления.
- 3 Подготовить опорный каток к восстановлению.
- 4 Произвести необходимое восстановление опорного катка.
- 5 Собрать инструмент, приспособления, очистить его.
- 6 Навести порядок на рабочем месте.

Составил:.....

Ф.И.О. _____

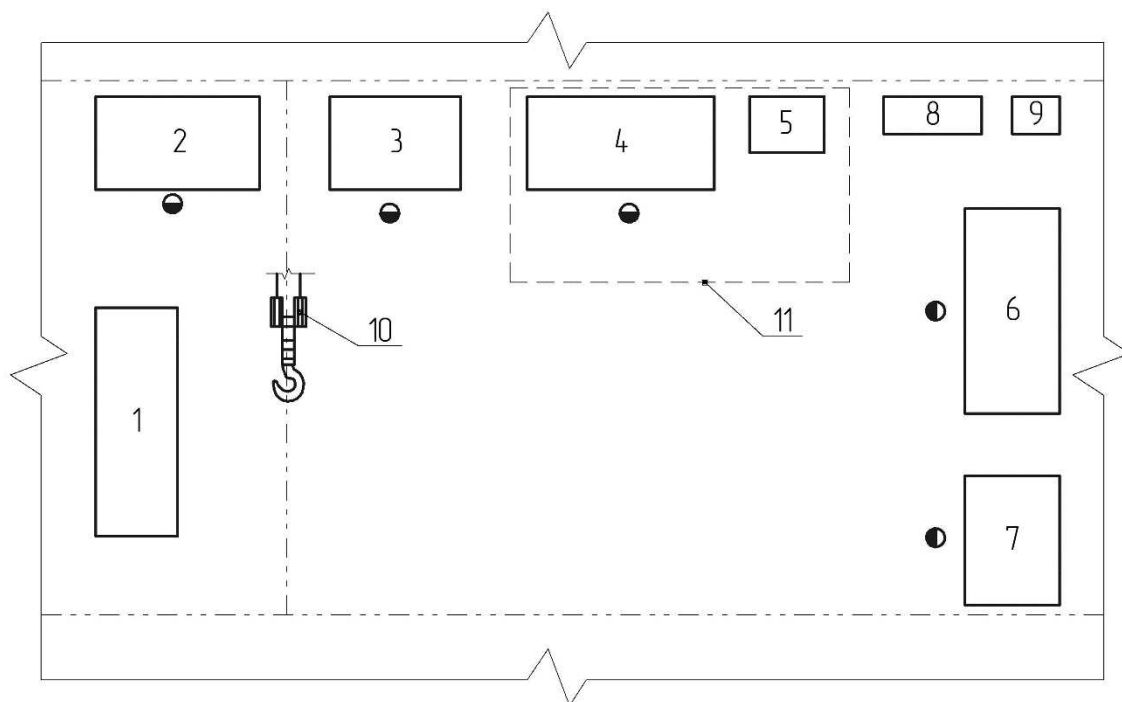
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

183

Расстановка оборудования в цеху



Оборудование:

- 1 – Стеллаж;
- 2 – Моечная машина ОМ-5287;
- 3 – Стол дефектовщика ОРГ-1468;
- 4 – Установка УД-209;
- 5 – Газовая горелка ПГУ-40;
- 6 – Токарно-винторезный станок 1К625Д.
- 7 – Сверлильный станок 2М112
- 8 – Противопожарный щит;
- 9 – Аптечка;
- 10 – Электроталь типа ЭТ-300М;
- 11 – Зона восстановления.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

184

Приложение 4 – Технологическая карта восстановления опорного катка гусеничного бульдозера

№ п/п	Содержание операций	Инструмент	Оборудование и материалы	Норма выполнения
1	Очистка детали, поступающей на восстановление	Ванна с 8-10% раствором кальцированной соды, технический фен, металлическая щётка	– Моечная машина ОМ-5287; – Стол дефектовщика ОРГ-1468;	Очистка должна быть проведена качественно, так как от качества и полноты её проведения зависит долговечность восстановленных изделий
2	Дефектация детали	Визуальный осмотр, штангенциркуль	– Установка УД-209;	Измерительный инструмент и деталь должны иметь температуру одного порядка
3	Установка детали в зажимной патрон наплавочной установки УД-209	Наплавочная установка УД-209, электроталь типа ЭТ-300М, трос	– Газовая горелка ПГУ-40;	Установка должна быть хорошо закреплена в зажимном патроне
4	Предварительный подогрев детали (осуществляется, если поверхностная твердость детали превышает HRC = 30)	Газовая горелка ПГУ-40	– Токарно-винторезный станок 1К625Д. – Сверлильный станок 2М112	Нагрев детали до температуры 150...200 °С
5	Наплавка рабочей поверхности, наплавка ребордов	Порошковая проволока марки ПП-АН122	– Электроталь типа ЭТ-300М; – Проволока ПП-АН122; – Защитные очки; – Рукавицы.	Режимы наплавки: ток – $I_n = 300$ А; напряжение – $U = 26$ В; скорость наплавки – $V_{напл} = 30$ м/ч; скорость подачи проволоки – $V_{пр} = 375$ м/ч; вылет электрода – $H_3 = 15$ мм; угол наклона электрода $\alpha = 40^\circ$; смещение электрода от зенита в сторону, противоположную вращению детали, – $L = 8$ мм.
6	Снятие детали с наплавочной установки и его установка на токарно-винторезный станок	Электроталь ЭТ-300М, трос, токарно-винторезный станок 1К625Д, резец из твердого сплава Т15К6		Обработку ведут в один проход: число оборотов шпинделя станка – $n = 315$ об./мин; подача резца – $S = 0,3$ мм/об.; глубина резания – $t = 1,5$ мм.
7	Калибровка внутреннего диаметра катка, контроль всех размеров восстановленного катка	Сверлильный станок 2М112, штангенциркуль		Калибровку ведут на режимах: скорость вращения шпинделя станка – $n = 190$ об./мин; подача фрезы – $S = 0,5$ мм/об.

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

ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ

Лист

185

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Материалы преддипломной практики
2. Ржевский, В.В. Классификации ОГР [Текст]: учебник для вузов Ч.1., Ч.2 Производственные процессы –М.: URSS, 2016. – 512 с.
3. Анистратов, Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ – М.: ООО “Научно-технический центр “Горное дело””, 2007. – 448 с.
4. Открытые горные работы: справочник Трубецкого [Текст]: справ. / К.Н. Трубецкой, Н.Г. Потапов [и др.]. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
5. Справочник взрывника / под общ. Ред. Б. Н. Кутузова. – М. :Недра, 1988. – 511 с.
6. Справочник по буровзрывным работам / М .Ф. Друкованный, Л. В. Дубнов, Э. О. Миндели [и др.]. – М. :Недра, 1976. – 631 с.
7. Инструкция по безопасности работ при пневматическом зарядении гранулированных взрывчатых веществ в подземных выработках шахт и рудников / колл. Авт. – М. :Науч.-техн. Центр по безопасности в пром-ти Госгортехнадзора России, 2003. – Серия 13, вып. 4. – 28 с.
8. Инструкция по предупреждению, обнаружению и ликвидации отказавших зарядов взрывчатых веществ на земной поверхности и в подземных выработках / колл. Авт. – М. :Науч.-техн. Центр по безопасности в пр-ти Госгортехнадзора России, 2003. – Серия 13, вып. 3. – 48 с.
9. Буткин, В. Д. Технология и техника разрушения горных пород на карьерах. Теория и технология взрывных работ : учеб. Пособие / В. Д. Буткин, А. В. Гилев ; ГАЦМиЗ, – Красноярск, 1999. – 176 с.
10. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при взрывных работах" (с изменениями на 30 ноября 2017 года) Отчет о предварительной разведке глубоких горизонтов трубки "Юбилейная" за 1981-1985 гг./ В.П Рошин, А.П Лабезюк и др.-Айхал: Айхальская ГРЭ, 1986 г.
- 11.Теняков Е.И. Общие требования и правила оформления текстовых документов в учебном процессе / Новочерк. гос. техн. ун-т – Новочеркасск: НГТУ, 1998.- 28 с.
- 12.Малеев В.Г., Гуляев В.Г. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов. Учебник для ВУЗов. – М.: Недра, 1988.
- 13.Технологические схемы механизации очистных и подготовительных работ на угольных шахтах СССР. Часть I. Очистные работы. Москва, 1968.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		186

14. Технологические схемы механизации очистных и подготовительных работ на угольных шахтах СССР. Часть II. Подготовительные работы. Москва, 1968.
15. Машины и оборудование для очистных и проходческих работ. Отраслевой каталог. Ч. I. Оборудование для очистных работ. Ч. II Оборудование для проходческих работ. - М.: ЦНИЭИуголь, 1991.
16. Механизированные крепи Каменского машиностроительного завода/ Проспект «Каменский машиностроительный завод» г. Шахты. 1996 г.
17. Механизированные крепи Юргинского машиностроительного завода. / Проспект «Юрмаш» г. Юрга, 2002 г.
18. Программа расчета экспериментальной нагруженности и максимальной производительности угледобывающих комбайнов «КОМВ».
19. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник / Под ред. В.Н. Хорина. - М.: Недра, 1987.
20. Раков И.Я. Горные машины и оборудование./ Учебное пособие в 2-х частях. Южно-Росс. Гос. техн. ун-т. (НПИ), Новочеркасск, 2002г.
21. Горбачевич А.Ф. “Курсовое проектирование по технологии машиностроения” Минск: Высшая школа. 1983г.
22. Монахова Г.А. “Обработка металлов резанием” Справочник технолога. М.: Машиностроение, 1974г.
23. Косилова А.Г., Мещеряков Р.К. справочник технолога-машиностроителя в 2-х томах, Москва «Машиностроение», 1972г.
24. Дунаев П.Ф., Леликов О.П. Конструирование узлов и деталей машин Высшая школа, 1985г.
25. Малов А.Н. Справочник технолога-машиностроителя в 2-х томах, Машиностроение, 1973г.
26. Добрыднев И.С. Курсовое проектирование по предмету «технология машиностроения», Машиностроение, 1985г.
27. Л.И. Цехнович, И.П. Петриченко «Атлас конструкций редукторов», Учеб. Пособие для ВУЗов. Киев, 1979г.
28. Загороднюк В.Т. Автоматизация самоходных бурильных установок. – Ростов н/Д: Изд-во Ростов. Ун-та, 1975.–208с.
29. 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.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		187

- 30.Алимов О.Д., Дворников Л.Т. Бурильные машины. – М.: Машиностроение, 1976.– 295с.
- 31.О промышленной безопасности опасных производственных объектов: Федеральный закон от 21.07.97 № 116-ФЗ.
- 32.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).
- 33.О лицензировании отдельных видов деятельности: Федеральный закон от 08.08.01 № 128 ФЗ.
- 34.Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. ВНТП 35-86.
- 35.ФНиП «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» от 11 декабря 2013года №599.
- 36.Правила охраны недр (ПБ 07-601-03).
- 37.Инструкция по безопасной эксплуатации электроустановок открытых горных работ (РД 06-572-03).
- 38.ФНиП «Правила безопасности при взрывных работах» от 16 декабря 2013года №605.
- 39.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
- 40.Промышленный транспорт. СНиП 2.05.07-91 /Минстрой России.- М.: ГП ЦПП, 1996.
- 41.СНиП 2.06.14-85 "Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод".
- 42.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
- 43.СП 31.13330.2012 "СНиП 2.04.02-84* Водоснабжение. Наружные сети и сооружения".
- 44.СНиП 3.05.05-84 “Технологическое оборудование и технологические трубопроводы”.
- 45.СП 31.13330.2012 "СНиП 2.04.02-84* Водоснабжение. Наружные сети и сооружения".

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		188

46. СП 28.13330.2012 "СНиП 3.02.01-87 Земляные сооружения, основания и фундаменты
47. СП 45.13330.2012 "СНиП 2.03.11-85 Защита строительных конструкций от коррозии".
48. Трубецкой, К.Н., Краснянский, Г.Л., Хронин, В.В. Проектирование карьеров. – М.: издательство Академии горных наук, 2001. – Т.1 и 2.
49. Мирный, С.Г. Обоснование и выбор рациональной частоты вращения штанги для сверления шпуров в породах повышенной крепости и абразивности. / С. Г. Мирный – Новочеркасск, 2005.
50. Анистратов, Ю.И., Анистратов, К.Ю. Проектирование карьеров. – М.: издательство НПК "Гемос-Лимитед", 2002.
51. Трубецкой, К.Н., Волков, А.М., Титов, Л.М. Горное право. – М.: Щит-М, 2005.
52. Хохряков, В.С., Церенщиков, П.Т. Поэтапное развитие горных работ на карьерах. – М.: Цветметинформация, 1968.
53. Арсентьев, А.И. Современные принципы теории проектирования карьеров под ред. – Л.: Наука, 1987.
54. Томаков П.И., Манкевич В.А. Открытая разработка угольных и рудных месторождений: Учебное пособие - 2-е изд.-М.: Издательство государственного горного университета, 2000. -611с.
55. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. Ф.А.Авдеев, В.Л.Барон и др. – М: Недра, 1972.
56. Кутузов, Б.Н. Взрывные работы. – М.: Недра, 1988. – 383 с.
57. Справочник по буровзрывным работам. М.Ф. Друкованый, Л.В. Дубнов, Э.О. Миндели и др. – М.: Недра, 1976.
58. Пешков А.А. Управление развитием горных работ на глубоких карьерах - М.: ИПКОН РАН, 1999.
59. ПБ 03-498-02 Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.
60. Проект разработки Большесырского месторождения бурого угля ООО "Сибуголь" – 2010 г.

					ДП 21.05.04.09 – 2022 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		189

Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение
высшего образования

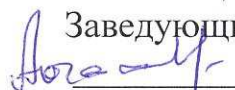
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

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



А.С. Морин

подпись

инициалы, фамилия

« 31 » 01

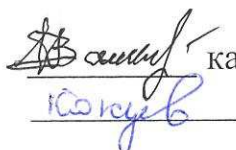
2022 г.

**ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА
в форме дипломного проекта**

«ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГОРНЫХ МАШИН И КОМПЛЕКСОВ ПРИ
РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ОТКРЫТЫМ
СПОСОБОМ» СО СПЕЦИАЛЬНОЙ ЧАСТЬЮ «МОДЕРНИЗАЦИЯ
ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ НА БАЛАХТИНСКОМ УГОЛЬНОМ
РАЗРЕЗЕ»

Пояснительная записка
СФУ ИГДГиГ ДП– 21.05.04.09 – 121516717

Руководитель
Студент ЗГГ15-06ГМ



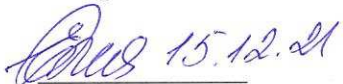
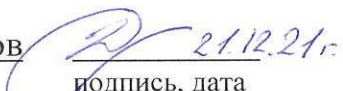
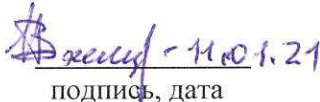
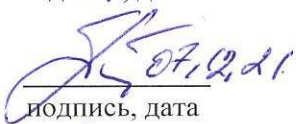


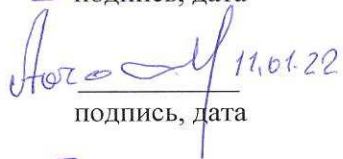
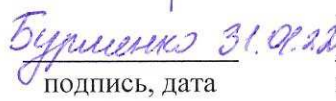
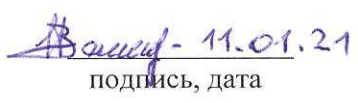
канд. техн. наук, доцент

Вашлаев И.И.
Кокуев А.А.

Красноярск 2022

Продолжение титульного листа

Консультанты по разделам:

<u>Технология горных работ</u> наименование раздела	 подпись, дата	<u>Е.В. Кирюшина</u> инициалы, фамилия
<u>Механическое оборудование карьеров</u> наименование раздела	 подпись, дата	<u>И.И. Демченко</u> инициалы, фамилия
<u>Специальная часть</u> наименование раздела	 подпись, дата	<u>И.И. Вашлаев</u> инициалы, фамилия
<u>Транспорт</u> наименование раздела	 подпись, дата	<u>Ю.А.Плютов</u> инициалы, фамилия
<u>Технология ремонта</u> наименование раздела	 подпись, дата	<u>Т.А. Герасимова</u> инициалы, фамилия
<u>Безопасность жизнедеятельности</u> наименование раздела	 подпись, дата	<u>А.В. Галайко</u> инициалы, фамилия
<u>Стационарные машины</u> наименование раздела	 подпись, дата	<u>А.С. Морин</u> инициалы, фамилия
<u>Экономическая часть</u> наименование раздела	 подпись, дата	<u>Р.Р. Бурменко</u> инициалы, фамилия
<u>Нормоконтролер</u>	 подпись, дата	<u>И.И. Вашлаев</u> инициалы, фамилия