

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ
ФЕДЕРАЦИИ
федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Тольяттинский государственный университет»
Институт машиностроения
Кафедра «Оборудование и технологии машиностроительного
производства»
Направление 151001.65 «Конструкторско-технологическое обеспечение
автоматизированных машиностроительных производств»
Специальность «Технология машиностроения»

ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА (ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ)

на тему:

Повышение эксплуатационной стойкости рабочих элементов специальной камнедробильной мельницы

Студент(ка)	Булай А.С.	_____	_____
	(И.О. Фамилия)		(личная подпись)
Руководитель	Резников Л.А.	_____	_____
	(И.О. Фамилия)		(личная подпись)
Консультанты	Горина Л.Н.	_____	_____
	(И.О. Фамилия)		(личная подпись)
	Зубкова Н.В.	_____	_____
	(И.О. Фамилия)		(личная подпись)
	Виткалов В.Г.	_____	_____
	(И.О. Фамилия)		(личная подпись)

Допустить к защите

И.о. заведующего кафедрой

к.т.н, доцент _____ А.В. Бобровский
(личная подпись)

« ____ » _____ 2016 г.

Тольятти 2016

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Тольяттинский государственный университет»
Институт машиностроения
Кафедра «Оборудование и технологии машиностроительного производства»

УТВЕРЖДАЮ

И.о. зав. кафедрой

_____ А.В.Бобровский

«___» _____ 2016 г.

ЗАДАНИЕ

**на выполнение выпускной квалификационной работы
(уровень специалиста)**

**направление подготовки 151001.65 «Конструкторско-технологическое
обеспечение автоматизированных машиностроительных производств**

Специальность «Технология машиностроения»

Студент Булай Анатолий Сергеевич, гр. ТМз-1001

1. Тема Повышение эксплуатационной стойкости рабочих элементов специальной
камнедробильной мельницы

2. Срок сдачи студентом законченной выпускной квалификационной работы «___»
2016 г.

3. Исходные данные к выпускной квалификационной работе *Материалы
преддипломной практики, чертежи деталей и сборочных единиц*

4. Содержание выпускной квалификационной работы (объем 90-120 с.)

Титульный лист. Задание. Реферат (аннотация). Содержание.

Введение, цель проекта

*1) Описание исходных данных. Обзор условий работы специальных мельниц. Цель и
задачи проекта*

*2) Теоретическое обоснование повышения износостойкости рабочих элементов
мельницы. Предложение технических решений по повышению стойкости
элементов.....*

*3) Разработка ремонтных технологий для элементов
мельницы.....*

4) Анализ и проектирование схмотехнической части мельницы

*5) Безопасность и экологичность технического
объекта.....*

6) Экономическая эффективность проекта.....

Заключение. Список литературы

АННОТАЦИЯ

УДК 621.0.01

Булай Анатолий Сергеевич

Повышение эксплуатационной стойкости рабочих элементов специальной камнедробильной мельницы

Дипломный проект. Тольятти. Тольяттинский государственный университет, 2016.

В представленном дипломном проекте разработан способ увеличения срока службы футеровки шаровой мельницы МШЦ 4500×6000 путем ее эффективного наклепа в процессе работы. Рассчитаны основные параметры упрочняющего режима: скорость вращения барабана, коэффициент загрузки шаровой мельницы, скорость шара в момент удара о футеровку. Оценено влияние упрочняющего режима на износостойкость футеровки.

Рассмотрена возможность увеличения срока службы зубчатого зацепления (вал-шестерня – венец), используемого в приводе шаровой мельницы, рассчитана система подачи смазки на зубчатое зацепление (вал-шестерня – венец). Рассчитаны основные рабочие параметры системы смазки: объем смазочного материала наносимого на зубчатое зацепление за один впрыск, расход смазки и давление в системе.

Дипломный проект состоит из пояснительной записки и комплекта чертежей, поясняющих материал, рассмотренный в записке.

Пояснительная записка содержит 132 страниц, 22 таблицы и 18 рисунков.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	
<u>1.ОПИСАНИЕ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ.</u>	
<u>ОБЗОР УСЛОВИЙ РАБОТЫ СПЕЦИАЛЬНЫХ МЕЛЬНИЦ.</u>	
<u>ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ПРОЕКТА</u>	
1.1 Описание условий работы мельницы	
1.2 Современное состояние горных работ в карьере	
1.3 Границы карьера I очереди	
1.4 Производительность и режим работы карьера.	
1.5 Механизация производственных процессов.	
1.5.1 Буровые работы	
1.5.2 Автоматизация буровых работ	
1.5.3 Взрывные работы	
1.5.4 Погрузочные работы	
1.6 Технологический транспорт	
1.6.1 Современное состояние	
1.6.2 Транспортная система и этапы ее развития.....	
1.6.3 Технологические грузопотоки	
1.6.4 Автомобильный транспорт.....	
1.6.5 Характеристика автомобильных дорог в карьере.....	
1.6.6 Железнодорожный транспорт.....	
1.7 Отвальное хозяйство	
1.7.1 Общая характеристика отвалов	
1.7.2 Автомобильные отвалы	
1.7.3 Железнодорожный отвал.....	
1.8 Технология обогащения железной руды на ОАО «Карельский окатыш».	
1.9 Технологическое оборудование и организация работ на участке измельчения.....	
1.9.1 Организация работ на участке	
1.9.2 Основное и вспомогательное технологическое оборудование участка	
<u>2.ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПОВЫШЕНИЯ</u>	
<u>ИЗНОСОСТОЙКОСТИ РАБОЧИХ ЭЛЕМЕНТОВ МЕЛЬНИЦЫ.</u>	
<u>ПРЕДЛОЖЕНИЕ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ</u>	
<u>ПО ПОВЫШЕНИЮ СТОЙКОСТИ ЭЛЕМЕНТОВ</u>	
2.1 Увеличение срока службы футеровки	
2.1.1 Аналитический обзор.....	
2.1.1.1 Сталь Гадфильда и ее стойкость к износу	
2.1.1.2 Теоретические основы упрочнения стали наклепом	
2.1.1.3 Основные виды изнашивания материалов.....	
2.1.1.4 Установление вида износа футеровки шаровых мельниц.....	
2.1.1.5 Шаровые барабанные мельницы.....	

2.1.1.6. Обзор возможных способов упрочнения футеровок шаровых мельниц.....	
2.2.2 Разработка способа упрочнения футеровок шаровой мельницы в процессе ее работы.....	
2.2.2.1 Определение параметров ударного воздействия шара на футеровочную плиту	
2.2.2.2 Определение твердости и износостойкости стали после упрочняющей обработки.....	
2.2.2.3 Расчет времени предлагаемой упрочняющей обработки	
2.2.2.4 Определение допустимого времени эксплуатации шаровой мельницы между упрочняющими наклепами.....	
2.2.2.5 Увеличение срока эксплуатации футеровочных плит в результате упрочняющей обработки	
2.2.2.6 Увеличение срока эксплуатации футеровочных плит в результате упрочняющей обработки	
2.2.2.7 Влияние предлагаемых режимов работы мельницы на работоспособность ее основных конструктивных элементов	
2.2 Увеличение срока службы вал-шестерни.....	
2.2.1 Постановка задачи.....	
2.2.2 Определение необходимого расхода смазки.....	
2.2.3 Определения давления на смазку на выходе из отверстий рассеивателя.....	
3. РАЗРАБОТКА РЕМОНТНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ЭЛЕМЕНТОВ МЕЛЬНИЦЫ	
3.1 Химический состав и механические свойства материала изготовления вал-шестерни	
3.2 Определение критического износа зубьев вал-шестерни.....	
3.3 Порядок восстановления зубьев вал-шестерни	
3.4 Подготовка вал-шестерни к технологическим операциям.....	
3.5 Параметры ручной электродуговой наплавки	
3.5.1 Выбор диаметра d , электрода.....	
3.5.2 Расчет массы наплавленного металла и количество необходимых для наплавки электродов	
3.5.3 Установление силы наплавочного тока, основного времени наплавки, эффективной мощности дуги	
3.5.4 Выбор сварочного аппарата.....	
3.5.5 Выбор подходящей марки электрода	
3.6 Параметры фрезерования.....	
4. АНАЛИЗ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ СХЕМОТЕХНИЧЕСКОЙ ЧАСТИ МЕЛЬНИЦЫ	
4.1 Определение типа и мощности трансформатора для гпп.....	
4.2 Выбор типа и сечения высоковольтного кабеля	
4.3 Выбор типа и сечения фидерного кабеля.....	

4.4	Выбор типа и сечения кабеля подводимого к шаровым и стержневым мельницам.....	
4.4.1	Выбор сечения кабеля для стержневой мельницы мсц 3600×5500	
4.4.2	Выбор сечения кабеля для шаровой мельницы мШц 4500×6000	
4.5	Определение типа и мощности трансформатора для низковольтной линии	
4.6	Выбор типа и сечения шины	
4.7	Выбор типа и сечения кабеля подводимого к низковольтным электроприемникам	
4.7.1	Выбор сечения гибкого кабеля для конвейера ленточного (длинного)	
4.7.2	Выбор сечения гибкого кабеля для конвейера ленточного (короткого)	
4.7.3	Выбор сечения гибкого кабеля для магнитного сепаратора ПБМ-ПП-90-250.....	
4.7.4	Выбор сечения гибкого кабеля для гидроциклона гц-500.....	
4.7.5	Выбор сечения гибкого кабеля для гидроциклона гц-710.....	
4.7.6	Выбор сечения гибкого кабеля магнитного дешламатора мд-9.....	
4.8	Проверка сети по потере напряжения	
4.8.1	Потеря напряжения в высоковольтном кабеле	
4.8.2	Потеря напряжения в фидерном кабеле.....	
4.8.3	Потеря напряжения в трансформаторе трдцн-80000/110-у1	
4.8.4	Потеря напряжения в трансформаторе ТМ 6300/35-6.....	
4.8.5	Потеря напряжения в кабеле наиболее мощного электроприемника высоковольтной линии	
4.8.6	Потеря напряжения на шине низковольтной линии.....	
4.8.7	Потеря напряжения в гибком кабеле наиболее мощного электроприемника низковольтной линии.....	
4.8.8	Суммарные потери напряжения	
9	Проверка сети в режиме пуска	
10	Расчет величины токов короткого замыкания.....	
11	Выбор коммутационных аппаратов	
5.	БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБЪЕКТА	
5.1	Паспорт технического объекта.....	
5.2	Анализ травматизма и профессиональной заболеваемости.....	
5.3	Мероприятия по соблюдению безопасности работ	
5.3.1	Рабочие площадки и проходы.....	
5.3.2	Лестницы, наклонные проходы и полы производственных помещений	
5.3.3	Пусковые устройства	
5.3.4	Электробезопасность	
5.4	Мероприятия по снижению пылевыведений.....	
5.5	Производственная санитария	

5.5.1 Мероприятия по снижению производственного шума и вибрации.....	
5.5.2 Освещенность производственных помещений	
5.5.3 Вентиляция и отопление производственных помещений.....	
5.5.4 Средства индивидуальной защиты.....	
5.6 Пожарная безопасность.....	
5.7 Мероприятия по предотвращению чрезвычайных ситуаций и ликвидации последствий.....	
6. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОЕКТА	
6.1 Капитальные затраты	
6.1.1 Определение затрат на заработную плату персоналу осуществляющему монтаж и демонтаж футеровки шаровой мельницы	
6.2 Расчет себестоимости по амортизации.....	
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	

.....

ВВЕДЕНИЕ

Шаровые мельницы являются неотъемлемой частью любого предприятия, занимающегося измельчением и изменением размеров различных горных пород.

При эксплуатации шаровых мельниц действие максимальных нагрузок воспринимают футеровки – рабочие элементы мельниц, контактирующие с перерабатываемой породой. Поскольку футеровочные плиты достигают массы 250 кг, замена футеровки представляет собой длительный энергоемкий процесс. По этой причине продление срока работы футеровки является важной практической задачей.

В специальной части настоящего дипломного проекта анализируется влияние наклепа на износостойкость стали Гадфильда при различных видах износа (абразивном, ударно-абразивном и при контактной усталости). Рассмотрен случай оптимального упрочнения футеровок, изготавливаемых из стали 110Г13Л в случае работы шаровой мельницы без породы и бомбардировки мелющими телами непосредственно футеровочной плиты. Устанавливаются рациональные параметры работы мельницы для осуществления эффективного наклепа. Проводится проверка работоспособности основных конструктивных элементов шаровой мельницы, при её работе в предлагаемом режиме.

Рассмотрена возможность увеличения срока службы зубчатого зацепления, используемого в приводе шаровой мельницы, за счет применения системы подачи смазки. Для этого были установлены основные параметры системы подачи смазки: объем смазочного материала наносимого на зубчатое зацепление за один впрыск, расход смазки, давление в системе.

1. ОПИСАНИЕ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ. ОБЗОР УСЛОВИЙ РАБОТЫ СПЕЦИАЛЬНЫХ МЕЛЬНИЦ. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ПРОЕКТА.

1.1 Описание условий работы мельницы

Костомукшское месторождение, на базе которого осуществлено строительство Костомукшского горно-обогатительного комбината, крупнейшее по запасам железистых кварцитов на Северо-Западе России. Месторождение относится к нижнепротерозойскому комплексу, представленному рудными кварцитами, кристаллическими сланцами различного состава и плагиопорфирами (геллифлинтами). В плане месторождение имеет форму дуги, протяженностью 14,5 км, обращенной выпуклой стороной на юго-запад. Месторождение разведано до глубины 600 метров. Запасы магнетитовых руд составляют около 1,15 млрд.т. По простиранию месторождение делится условно на 4 участка: Северный-1, Северный-2, Центральный и Южный.

По горнотехническим условиям наиболее благоприятным является Центральный участок, где сосредоточено примерно 70% всех запасов месторождения, а мощность рудного тела в среднем достигает 280 м (на других участках она изменяется от 40 до 80 м). На Центральном участке незначительная мощность рыхлых отложений - в среднем 8 м, сравнительно низка заболоченность. Среднее содержание основных и вредных компонентов в руде: магнетитового железа - 26,45%, общего железа - 32,21%, серы - 0,20%, фосфора - 0,07%. Качество руды изменчиво как в пределах рудных тел, так и участков, залежей, горизонтов месторождения. Содержание магнетитового железа варьируется от 17 (бортное) до 38-40%. В основном руды легко измельчаются, легкообогатимы. Постоянной и характерной примесью в рудах является пирротин. Повышенное содержание

серы в концентратах определяется наличием пирротина в кварцитах. Забалансовые руды с содержанием магнетитового железа 17-10%.

Физико-механические свойства горных пород Костомукшского месторождения представлены в табл. 1.1.

Таблица 1.1 - Физико-механические свойства железных руд и пород

Наименование	Объемная масса, т/м ³	Коэффициент крепости по Протодяконову	Влажность, %
Железные руды	3,3	14+17	1+2
Вмещающие скальные породы:			
геллефлинты	2,65	10+12	1+2
прочие	2,7	10+12	1+2
Покрывающие рыхлые:			
морена	2,0	-	-
торф	0,15	-	40

Центральный карьер Костомукшского рудника достиг отметки -65 метр. При этом возросла крепость породы до 17 по проф. М.М.Протодяконову. Как следствие, увеличились аварийные простои экскаваторов ЭКГ-10 из-за неисправностей поворотной платформы, т.к. условия эксплуатации крайне усложнились. Крупность породы в забоях возросла вместе с нагрузкой на экскаватор.

1.2 Современное состояние горных работ в карьере

В настоящее время в качестве отправной точки для проектирования принято фактическое состояние горных работ на карьере на 01.01.2014 г.

В 2014 году производительность карьера по руде составила 16,93 млн.т., по вскрыше 8,97 млн.м³. Содержание в сырой руде Fe общ. - 30,47 %, Fe магн. - 25,69 %. Обеспеченность карьера готовыми к выемке запасами руды составила 2,8 месяца. Недовыполнение предусмотренных годовой программой объемов добычных и вскрышных работ на 30 % и 40 %,

соответственно, объясняется нестабильностью финансового положения и неплатежеспособностью потребителей товарной продукции, в частности, Череповецкого металлургического комбината.

В настоящее время горные работы ведутся на изолированных друг от друга Центральном и Южном участках с отметками дна +40 м и +115 м соответственно. Погрузка горной массы в забоях осуществляется исключительно в автосамосвалы. Вскрыша с Южного участка и большая часть вскрыши с Центрального участка автосамосвалами г.п, 110 т доставляется до отвалов. Руда и небольшая часть вскрыши перегружается в ж/д транспорт на экскаваторных складах, расположенных на отметках 205, 175, 145 м, в 2014-м году подготовлены места для сооружения двух перегрузочных складов на отметке 151 м восточного борта.

1.3 Границы карьера I очереди

В настоящее время границы открытых горных работ на Костомукшском месторождении в целом не пересматриваются. Однако, с целью стабилизации текущего коэффициента вскрыши в ближайшие 20-25 лет на возможно более низком уровне выделен карьер I очереди. В границы этого карьера вошла большая часть запасов Центрального и Южного участков месторождения.

Из первоначальной разработки исключена северная часть Центрального участка карьера с наибольшим коэффициентом вскрыши с последующей отработкой ее в период затухания вскрышных работ, а так же запасы малых рудных тел, за исключением участков №№ 1,2,3,4,5, последние характеризуются легкообогатимыми разновидностями руды и намечаются к разработке в два этапа - в границы I очереди включены запасы, при отработке которых коэффициент вскрыши не превышает такового для запасов основной залежи в соответствующие периоды работы.

В соответствии с новыми данными по углам устойчивости бортов и уступов и принятой схемой вскрытия откорректированы границы карьера по основной залежи Центрального (в пределах I очереди) и Южного участков.

При этом очертания конечных бортов со стороны висячего бока основной залежи носят несколько условный характер, поскольку верхние горизонты этих бортов начнут разноситься, по мере сокращения рудных площадей I очереди карьера, для вовлечения в разработку запасов малых рудных тел в целях под держания мощности комбината.

При оконтуривании Центрального участка с целью сокращения коэффициента вскрыши для отработки нижнего по глубине яруса высотой 90м предусмотрена предложенная ИГД технология отработки горизонтов карьера округлой формы с постепенной засыпкой отработанной части вскрышными породами при продвижении фронта горных работ по простиранию залежи. В зоне действия этой технологии борт укрупняется на 2-7° относительно вышерасположенных участков борта, что достигается укрупнением самого нижнего 45-метрового уступа настолько, сколько требуется для достижения максимально допустимого значения устойчивого угла погашения нижней 90-метровой части борта (но не круче 75°), что возможно в связи с относительно малой продолжительностью его состояния без засыпки (до 1-1,5 лет).

На Южном участке с целью укрупнения конечных бортов карьера предусмотрено использование участков выработанного пространства для размещения транспортных коммуникаций на насыпном грунте взамен размещения их в конечных бортах. Предусмотрена засыпка участка №1 вскрышными породами от дна (отм.+10м) до гор.+70м, где устраиваются экскаваторные перегрузочные пункты. После отработки карьера на участке №3, вскрытого в основном со стороны карьера основного рудного тела Южного участка (дно на отметке +70м) в его выработанном пространстве на насыпном грунте укладывается система автосъездов с отметки +40м, после чего опять формируется до отметки -35м на насыпном грунте в ранее выработанном пространстве западного торца Южного участка.

Аналогично предыдущему проекту в эксплуатационные запасы включены 50% балансовых запасов категории С₂.

Показатели, характеризующие геометрию выработанного пространства, эксплуатационные запасы полезного ископаемого (учетом потерь и засорения) и объемы вскрыши в границах карьера I очереди приведены в табл. 1.2.

Таблица 1.2 - Показатели по карьере I очереди

Наименование	Един.изм	Центр, участок	Южный участок	Всего
1	2	3	4	5
Отметка дна карьера		-400	-140	-
Глубина карьера	м	630-590	345	-
Длина карьера по поверхности	м	4075	3325	-
Эксплуатационные запасы руды	млн.т/млн.м ³	553,0/169,1	172,2/52,7	725,2/221,8
Запасы забалансовой руды категория С1				
Вскрышные породы	млн.т/млн.м ³	42,7/13,6	6,2/1,9	48,9/15,5
в том числе:	млн.т/млн.м ³	987,9/363,3	420,7/155,0	1408,6/518,3
рыхлые				
скальные	млн.т/млн.м ³	26,0/13,0	12,0/6,0	38,0/19,0
из них геллифдинты	млн.т/млн.м ³	961,9/350,3	408,7/149,0	1370,6/499,3
Горная масса	млн.т/млн.м ³	183,5/69,3	99,3/37,5	282,8/106,8
Коэф.вскрыши	млн.т/млн.м ³	1583,6/546,0	599,1/209,6	2182,7/755,6
	м ³ /т	0,68	0,91	0,74
	т/т	1,86	2,48	2,01

1.3 Производительность и режим работы карьера.

Расчетная производительность Костомукшского карьера по сырой руде составляет 24,0 млн. т/год.

В границах карьера I очереди эта производительность обеспечивается одновременной разработкой Центрального (15,0 млн. т) и Южного (9,0 млн.т.) участков месторождения. Установленная в процессе

календарного планирования расчетная производительность карьера по вскрыше составляет 22,0 млн. м³, в том числе 13,0 млн. м³ на Центральном и 9,0 млн. м³ на Южном участках.

Годовая добыча 84,0 млн.т. выдерживается до 2015 года включительно, затем уменьшается по мере доработки запасов Южного участка. К этому времени для поддержания расчетного уровня добычи предполагается подготовка и вовлечение в разработку рудных площадей за пределами I очереди карьера - северной части Центрального участка и малых рудных тел обоих участков.

Годовой объем вскрышных работ в границах карьера I очереди и размере 22,0 млн. м³ выдерживается до 2016 года с последующим уменьшением в связи с резким затуханием вскрышных работ на Южном участке при доработке глубинных горизонтов. Однако, с учетом необходимости своевременного вовлечения в разработку запасов руды за пределами границ карьера I очереди, характеризующихся повышенным коэффициентом вскрыши, следует ожидать за пределами 2009 года увеличения годовых объемов вскрышных работ.

1.4 Механизация производственных процессов

1.5.1 Буровые работы

Руды и вмещающие скальные породы Костомукшского месторождения подлежат буровому рыхлению. Проектом предусматривается применение на основном бурении шарошечных станков типа СБШ-250МНА-32, уже освоенных Костомукшским карьером. Режим буровых работ двухсменный, по непрерывной рабочей неделе. Ниже приводится расчет годового объема буровых работ (табл. 1.3). Продолжительность смены -12 часов.

Таблица 1.3 - Расчет буровых работ

Наименование показателей	Един. изм.	Показатели	Примечание
1	2	3	4
Объем обуриваемой			
горной массы	тыс.м ³ /год	39400	-
Выход горной массы	м ³ /п.м.	7,0	Рекомендация комбината
Объем буровых работ	тыс.п.м./год	1088	-
Производительность бурового станка	тыс.п.м./год	35,0	Рекомендация комбината
Списочный парк станков	шт.	31	

Из имеющегося на сегодня парка станков СБШ-250-МНА-32 в количестве 20 шт. к концу 2016 года на замену изношенных потребуется приобрести 15 шт. и до 2023 года еще раз заменить все 20 станков. Кроме того, для увеличения парка станков до расчетного необходимо приобрести еще 11 станков.

Для выполнения работ по вспомогательному бурению принимается 3 станка типа СБУ-100ГА-50.

Кроме того, для проходки отрезной щели при заоткоске конечных и полустационарных бортов карьера предусматривается буровой станок типа КГА-1100 фирмы Тамрок.

1.5.2 Автоматизация буровых работ

Существующий парк буровых станков применяемых на Костомукшском карьере, недостаточно оснащен средствами измерения и контроля процесса бурения. Для улучшения показателей бурения и обеспечения оперативной корректировки параметров режима в сложных

условиях проходки скважины, рекомендуется система автоматизированного регулирования процесса бурения "Режим - 2 НМ"

Система обеспечивает регулирование осевого усилия и частоты вращения бурового инструмента, а так же работу в ограниченных режимах при возникновении недопустимых перегрузок двигателя механизма вращения, вибрации бурового става и при зашламовывании буровой скважины.

Схема функционирует следующим образом: электронный сигнал, снимаемый с датчика скорости бурения ДС, поступает на нелинейный преобразователь НП и масштабный блок МБ1. Преобразованный сигнал с преобразователя НП подается на вход усилителя У1 регулятора осевой нагрузки, а с масштабного блока МБ1 - на вход регулятора частоты вращения. При уменьшении скорости бурения соответственно уменьшаются выходные сигналы НП и МБ1. Это приводит к увеличению выходного сигнала усилителя У1 и к уменьшению выходного сигнала промежуточного масштабного усилителя ПМУ. При этом осевое усилие на забой увеличивается, а частота вращения бурового инструмента уменьшается.

Кроме регулирования параметров режима бурения, система осуществляет их ограничение при недопустимых перегрузке двигателя вращателя и вибрациях станка, а также при зашламовывании скважины.

В случае увеличения вибрации бурового става сверх допустимых срабатывает датчик вибрации ДВЦ, сигнал которого поступает на ПМУ. В результате частота вращения бурового става снижается, и вибрация уменьшается.

Эффект этой системы состоит в том, что она обеспечивает повышение скорости проходки на 20 - 40% при снижении удельной энергоемкости на 20-50% и соответствующее снижение себестоимости бурения на 10-15%.

1.5.3 Взрывные работы

В качестве взрывчатых веществ для взрывания скважин проектом рекомендуются граммонит 79/21В для сухих скважин (35%), ГЛВВ и гранулотол для обводненных скважин (65%), для вспомогательных работ - аммонит - 6ЖВ.

Применяется многорядное короткозамедленное взрывание. Удельный и годовой расход взрывчатых материалов приводится в табл. 1.4.

Таблица 1.4 - Расход взрывчатых материалов

Наименование показателей	Един.изм.	Показатели на 2000г.	Примечания
Объем взрываваемой горной массы	млн.т./год	84,0	
Удельный расход:			
Граммонит 79/21В	кг/т	0,331	по рекомендации комбината
Гранулотол	кг/т	0,331	
ГЛВВ	кг/т	0,550	
Аммонит 6ЖВ	кг/т	-	
Детонирующий шнур	м/т	0,032	
Нонель	шт./скваж	2	
Годовой расход:			
Гранулотол	т	10800	
ГЛВВ	т	12000	
Аммонит 6ЖВ	т	270	
Детонирующий шнур	тыс.м	2770	
Нонель	ты с. шт.	124	62 тыс.скважин в год

Подготовку и осуществление массовых взрывов предусматривается производить один раз в неделю со средней мощностью 620 т взрывчатых веществ (ВВ).

Парк забоечных и зарядных машин по сравнению с предыдущим проектом остается без изменений - 5 забоечных машин типа ЗС-1М и 4 зарядные машины типа МЗ-4А, 2 пгг - Акватол IV.

Общая емкость существующего базисного склада, расположенного в 1,5 км к юго-западу от карьера составляет 2340 т, что обеспечивает хранение запаса ВВ на один месяц. На территории, непосредственно примыкающей к базисному складу, имеется расходный склад взрывчатых материалов (ВМ) и пункт загрузки зарядных машин. Расход ВМ представлен в таблице 4. Для механизации погрузочно-разгрузочных работ на складах ВМ проектом 1994 года предусмотрено применение 5 аккумуляторных погрузчиков типа ЭПВ-1,25.

1.5.4 Погрузочные работы

В 2015-м году годовой объем разрабатываемой горной массы, представленной рудой и скальными вскрышными породами, составляет 29,3 млн. м³. Из них 7,0 млн. м³ подлежат экскаваторной перегрузке с автомобильного на железнодорожный транспорт.

1.5 Технологический транспорт

1.6.1 Современное состояние

В настоящее время Костомукшский карьер отрабатывается с использованием автомобильного и железнодорожного транспорта.

На доставке руды на обогатительную фабрику применяется комбинированная схема транспорта: руда автосамосвалами транспортируется на перегрузочные склады в карьере на отметках 175м и 145м. откуда железнодорожным транспортом подается на фабрику. Порода из карьера вывозится в отвалы автосамосвалами БелАЗ 7519, и Катерпиллар.

грузоподъемностью 110т, и 130т., так и по комбинированной схеме с перегрузкой на железнодорожный транспорт.

Технологическим автомобильным транспортом в 2015-м году было перевезено 42,4 млн.т. горной массы, в том числе руды 16,9 млн.т, породы 24,3 млн.т, при средневзвешенном расстоянии транспортирования 2,7 км.

Объем перевозок железнодорожным транспортом составил 23,1 млн.т, в том числе тяговыми агрегатами перевезено 5,5 млн.т, тепловозами 17,6 млн.т. Средневзвешенное расстояние транспортирования составило 5,9 км.

По состоянию на конец октября 2015 года на комбинате имелся следующий

парк основного технологического
оборудования:

автосамосвалы БелАЗ-7519	- 66 шт.
тепловозы ТЭМ-2	-23 шт.
тяговые агрегаты ОПЭ-1А	-10 шт.
думпкары 2ВС-105	-176 шт.
бульдозеры ДЗ-94С (Т-330)	- 10 шт.
бульдозеры ДЗ-118 (ДЭТ-250)	-11 шт.
бульдозеры на тракторе Т-500	- 3 шт.

1.6.2 Транспортная система и этапы ее развития

Планируется сформировать независимую систему вскрывающих выработок с перешейка по борту Южного участка карьера с постепенным увеличением объемов горной массы, перевозимых по ж/д путям, выходящим на поверхность и уложенным в этих выработках. Транспортная система на поверхности формируется с учетом изменений внутрикарьерной

транспортной системы и объемов перевозок. В первую очередь необходимо выполнить: в реконструкцию ст. Карьерная;

- завершить строительство двухпутного перегона ст. Карьерная - ст.Отвальная;

- построить ст. Отвальная;

- построить отвальные тупики на Восточном ж.д. отвале;

- построить ж.д. путь до железнодорожного склада геллифлинтов;

- построить приемный тупик на складе геллифлинтов в соответствии с рабочей документацией;

- построить двухпутный перегон по борту Южного участка;

- построить двухпутный перегон от траншеи Южного участка до ст.Отвальная;

- построить участок пути от ст. Отвальная и отвальный тупик на складе забалансовых руд;

- построить ж.д. путь от траншеи Южного участка до ст. Рудная, в т.ч. путепровод на пересечении этого пути с путями ст. Карьерная - ст.Отвальная;

- построить автомобильную дорогу на автомобильный отвал Западный II.

-

1.6.3 Технологические грузопотоки

В рассматриваемые периоды отработка карьера будет производиться с применением на доставке горной массы к конечным пунктам: автомобильного, железнодорожного, автомобильно-железнодорожного видов транспорта.

Предпочтение будет отдаваться комбинированным схемам транспорта, как наиболее экономичным в условиях Костомукшского карьера. Так как геометрия карьера, не позволяет без значительных дополнительных затрат обеспечить глубокий ввод железнодорожного транспорта до забоев.

В 2016-м году в эксплуатации будут находиться 4 перегрузочных склада (один двусторонний) с автомобильного на железнодорожный транспорт и два перегрузочных склада (без аккумулирующих емкостей); один - с автомобильного на конвейерный транспорт; второй - с конвейерного на железнодорожный транспорт. С этих складов горная масса железнодорожным транспортом будет доставляться до конечных пунктов (отвалы, склад, фабрика). Кроме того, часть породы (в том числе геллифлинты и забалансовая руда) будет перевозиться автомобильным и железнодорожным транспортом минуя перегрузочные склады. Последним видом транспорта будет перевозиться из забоев до фабрики и часть руды. Горная масса будет приниматься на следующих конечных пунктах транспортировки: фабрика (руда); Восточный автомобильный отвал (пустая порода, геллифлинты, забалансовая руда); Восточный железнодорожный отвал (пустая порода, забалансовая руда); ДШУ с временным автомобильным складом (геллифлинты), временный железнодорожный склад геллифлинтов.

На Центральном участке руда в объеме 10 млн.т. с нижних горизонтов подается автотранспортом до концентрационного горизонта с отм. 0 м, где перегружается в конвейерный транспорт с последующей перегрузкой ее в железнодорожные составы на гор. 100м, откуда они следуют со ст. "100м" через ст. "130 м", траншею Центрального участка, ст. Карьерная, ст. Рудная, фабрика. Часть руды с нижних горизонтов (2,9 млн.т.) доставляется автотранспортом на склад с отм.гор. 100 м, где перегружается в железнодорожный транспорт и далее через ст. "100м" маршрут следования аналогичен маршруту для руды, направляемой с конвейерного подъемника. Кроме того, 1,3 млн.т. руды с гор.85,100м через вытяжной тупик ст. "100м" и 0,4 млн.т. руды с гор. 115,130м через вытяжные тупики ст. "130м" непосредственно из забоев направляется на фабрику со ст. "130м" в общем рудном потоке с Центрального участка. Забалансовая руда (1,1 млн.т.) из забоев автотранспортом из забоев доставляется на перегрузочный склад гор.

100м, где перегружается в ж.д. транспорт и далее направляется по маршруту ст. Карьерная - ст. Отвальная - Восточный ж.д. отвал. По этому же маршруту направляется от ст. "100м" 0,2 млн.т. забалансовой руды, доставляемой на эту станцию непосредственно из забоев ж.д. транспортом. Пустые породы из забоев с гор. 145 + 175м в объеме 4 млн.т. доставляются автосамосвалами в Восточный автомобильный отвал. Часть пустых пород 15,6 млн.т. и геллифлинтов 2,5 млн.т. непосредственно из забоев с гор.65+130м через вытяжные тупики ст. "100м" и "130м" направляются через траншею Центрального участка со ст. Карьерная, откуда по двухпутному перегону пустые породы через ст. Отвальная направляются на Восточный железнодорожный отвал, а геллифлинты через путь, отмыкающий от двухпутного перегона, направляются на временный железнодорожный склад геллифлинтов.

В 2015-м году вся руда Южного участка (9млн.т.) доставляется автосамосвалами на 2 перегрузочных склада, расположенных на этом участке на гор. 130м, где перегружается в железнодорожный транспорт и далее через траншею Южного участка, однопутный рудный перегон, примыкающий непосредственно к ст. Рудная, и через эту станцию транспортируется тяговыми агрегатами на фабрику. Пустые породы 19,2 млн.т. и геллифлинты 4,3 млн.т. доставляются автосамосвалами в Восточный автомобильный отвал, где складироваться в отдельные штабеля. Один млн.т. геллифлинтов доставляется на ДШУ.

Кроме того, технологические грузопотоки формируются при разработке перешейка между Центральным и Южными участками. Часть пустых пород с гор. 160, 145м в объеме 4,3 млн.т. вывозится автосамосвалами в Восточный автомобильный отвал. С гор. 160, 145м пустая порода 3,2 млн.т. и руда с горЛЗОм в объеме 0,45 млн.т. доставляются автосамосвалами на перегрузочные железнодорожные склады, расположенные на горЛЗОм перешейка, где они перегружаются в подвижной состав. Далее составы следуют по траншее Южного участка с разделением на

выходе из траншеи по направлениям: с породой - по двухпутному перегону через ст. Отвальная на Восточный железнодорожный отвал; с рудой - по однопутному перегону через ст. Рудная на фабрику.

В 2016 году, в связи с завершением строительства ст.П-130м значительно изменяется направление технологических грузопотоков. Уменьшатся объемы горной массы проходящие через траншею Центрального участка и ст.Карьерная, так как с Центрального участка 20 млн.т. горной массы с конвейерных подъемников и порядка 5 млн.т. породы с перегрузочного склада будут грузиться в железнодорожный транспорт на путях, примыкающих к ст.П-130м с выходом путей от станции через траншею Южного участка. Через эту же станцию будет направляться весь рудный поток с Южного участка карьера. В связи с чем к 2010 году необходимо завершить строительство 2-го пути от траншеи Южного участка до ст.Рудная.

1.6.4 Автомобильный транспорт

В настоящий момент автомобильный транспорт используется как в качестве сборочного на доставке горной массы к автомобильно-железнодорожным перегрузочным складам и бункерам крутонаклонного конвейерного подъемника, так и непосредственной доставки породы из забоев в отвалы (практически вся порода с южного и частично с верхних горизонтов центрального участков).

Тип автосамосвалов, занятых на перевозке горной массы, определяется в зависимости от объема и расстояния перевозок, условий работы (самостоятельно или в комбинированных системах), типа погрузочного оборудования в карьере, фактической структурой существующего парка и других факторов.

1.6.5 Характеристика автомобильных дорог в карьере

К технологическим автодорогам на поверхности относятся дороги, соединяющие карьер с подъездной автодорогой, перегрузочным складом руды и отвалами. Перевозки внутри карьера осуществляются по системе постоянных и временных автодорог и съездов.

Все технологические автодороги относятся к категории III-к. Величина руководящего уклона принята равной 80 ‰, минимальный радиус кривых в плане – 26 м, что соответствует двум конструктивным радиусам разворота по переднему наружному колесу принятой модели самосвала. На автодорогах во всех случаях, предусмотренных СНиПом, устраивается ориентирующий грунтовый вал высотой 1,3 м не менее, чем в 1 м от бровки откоса уступа со стороны выработанного пространства. При этом внутренняя бровка вала располагается вне призмы обрушения.

Основные параметры технологических автодорог и конструкция дорожной одежды приведены в табл. 1.4.

Таблица 1.4 - Параметры автодорог карьера

Наименование дорог	Ширина проезжей части, м	Ширина обочины, м	Конструкция дорожной одежды
Постоянные на поверхности (для грузового движения)	17,0	1,5-2,5	черный щебень-30 см (10+20), подстилающий слой щебня -30 см (15+15), выравнивающий слой щебня - 40 см (20+20)
Постоянные автодороги в карьере	17,0	1.5	черный щебень-10 см (10+20); выравнивающий слой щебня - 20см
Постоянные автодороги на отвале	17,0	1,5	черный щебень-30 см (10+20), подстилающий слой щебня - 20 см, выравнивающий слой щебня - 20 см
Временные автодороги в карьере, на отвале	17,0	0,5-1,5	выравнивающий слой щебня -15 см, на рыхлом основании: выравнивающий слой щебня - 30 см

Объездная автодорога вокруг карьерного поля	17,0	0,5-1,5	выравнивающий слой щебня -15 см, на рыхлом основании: выравнивающий слой щебня - 30 см
---	------	---------	---

1.6.6 Железнодорожный транспорт

На предприятии используются железнодорожные тяговые агрегаты работающие на переменном токе под напряжением 10 кВ.

На ОАО «Карельский окатыш» рекомендуется использовать тяговые агрегаты переменного тока без автономного источника питания типа ОПЭ-2М мощностью 7560 кВт в 15 минутном режиме при силе тяги 1045 кН. При этом электрифицируются все подвижные пути в карьере, на отвалах, на складах.

В настоящее время на комбинат поставляются тяговые агрегаты ОПЭ-1М с внешними характеристиками, аналогичными вышеуказанным, сформированные из электровоза управления и 2 моторных думпкаров.

В качестве прицепных вагонов используются сейчас и будут поставляться в дальнейшем шестиосные думпкары 2ВС-105 номинальной грузоподъемностью 105т. Переход на более современные восьмиосные вагоны может быть осуществлен по мере организации их серийного производства на отечественных заводах.

Для возможности работы на уклонах свыше 40‰ весь подвижной состав должен быть укомплектован ВР-498 производства МТЗ.

С целью повышения весовой нормы при увеличенном руководящем уклоне железнодорожных путей (54%) возможно использовать новый принцип формирования поездов - с расположением двух локомотивных групп, каждая из которых состоит из серийного электровоза управления и одного моторного думпкара, в голове и хвосте состава и размещением прицепных думпкаров между ними. Предлагаемое формирование по схеме "тяги-толкай" повышает уровень безопасности движения, так как локомотив

находится всегда в голове поезда, позволяет легко осуществлять переход с центральной на боковую контактную сеть и обратно, а так же продвигать вагоны на приемных бункерах рудоподготовительных фабрик, лишенных контактной сети.

1.6 Отвальное хозяйство

1.7.1 Общая характеристика отвалов

В настоящее время порода вывозится из карьера в три действующих отвала: в Западный автомобильный, Восточный автомобильный и в Восточный железнодорожный, построенный не по проекту и занимаемый площади, предназначенные для автомобильного отвала.

К настоящему времени объемы, породы подаваемые на этот отвал железнодорожным транспортом сокращаются, ликвидированы два отвальных тупика, остался один тупик, который так же должен быть разобран. Высвободившиеся экскаваторы задействованы на приеме пустых пород, обеспечивающих строительство Восточного железнодорожного отвала в проектных границах, по которому ведется отсыпка насыпи под станцию "Отвальная". Кроме того, часть геллифлинтов направляется автотранспортом на временный склад или непосредственно на переработку для получения щебня.

Проектом предусматривается, что породы будут направляться в три отвала с учетом раздельного складирования трех разновидностей пород: Западный автомобильный (второй участок), Восточный автомобильный (действующий) и Восточный железнодорожный (строящийся). В Западный автомобильный отвал будут направляться только пустые породы, в Восточный автомобильный - пустые породы, забалансовая руда и геллифлинты. Восточный железнодорожный - по 2008 год - пустые породы и забалансовая руда, а после 2018 года начнут поступать и геллифлинты.

Кроме того, предусматривается прием геллифлинтов на временный железнодорожный склад, расположенный между промплощадкой и карьером (вместимость склада 15 млн.м³ породы).

Общий объем складирования с распределением по отвалам и отвальным участкам приведен в табл. 1.5

Таблица 1.5 - Распределение вскрыши по отвалам

Участок складирования	Объем складировуемой породы в плотном теле, млн.м ³	
	до конца отработки I оч.	В том числе до 2010 года
Всего складировуется пород	533,8**	131,2*
в том числе		
забалансовая руда	15,5	3,5
геллифлинты	106,8**	26,3*
пустые породы	411,5	101,4
Автомобильный отвал Западный 11, всего	35,0	15,0
Восточный автомобильный отвал, всего	134,7	69,2
в том числе:		
забалансовая руда	2,1	0,5
геллифлинты	30,0	19,0
пустые породы	102,6	49,7
Восточный железнодорожный отвал всего:	334,1	44,5
в том числе		
забалансовая руда	13,4	3,0
геллифлинты	46,8	
пустые породы	273,9	36,4
Временный железнодорожный склад геллифлинтов	15,0	5,1

* - в том числе 2,2 млн.м на ДЩУ;

** - в том числе 15,0 млн.м на ДЩУ.

1.7.2 Автомобильные отвалы

В связи с отказом от заведения железнодорожного транспорта через Северо-западную выездную траншею появилась необходимость в создании нового автомобильного отвала, так как вместимость существующего Западного автомобильного отвала практически исчерпана. Новый автомобильный отвал (Западный П) предлагается сформировать в непосредственной близости от существующего Западного отвала и границ карьера Центрального участка. На новый отвал пустые породы будут доставляться автомобильным транспортом с верхних горизонтов торцевой части, лежачего и частично висячего бока залежи Центрального участка карьера.

Максимальная высота отвала будет достигать 70м. Отсыпка отвала будет осуществляться двумя ярусами. Высота нижнего яруса - 20-30м, верхнего - 20м, ширина берм на конечных границах отвала - 50м, в рабочей зоне - 50-350м, угол откоса яруса - 38°.

Восточный автомобильный отвал является действующим, на который порода доставляется с обоих участков верхних горизонтов карьера. В отличие от Западного П на этом отвале планируется складировать отдельно три вида пород: пустая порода, геллифлинты и в значительном количестве забалансовые руды, расположение последних двух предлагается в разных штабелях с расположением их на кровле первого яруса отсыпанного пустыми породами. Максимальная высота отвала будет достигать 80м. Высота нижнего яруса обусловлена сформировавшимся к настоящему времени отвалом и будут составлять 20-50м, двум вышерасположенным по 20м, ширина берм на конец отсыпки - 50м, в рабочей зоне - 50-350м.

Схема развития автомобильных отвалов предполагает параллельное развитие ярусов, исходя из критерия максимально приведенной дальности транспортирования, Шаг по длине в направлении основного развития отвала, по которому определяют момент вовлечения в эксплуатацию вышележащего

яруса, равен 250-350м и в последующем это расстояние сохраняется между смежными ярусами.

На обоих автомобильных отвалах отвалообразование предусматривается осуществлять бульдозерами ДЗ-118 на тракторе ДЭТ-250.

1.7.3 Железнодорожный отвал

Как уже отмечалось, в настоящий момент осуществляется отсыпка насыпи под железнодорожную станцию "Отвальная", играющей основную роль в распределении грузопотоков, направляемых на восточный железнодорожный отвал. С нее же будет осуществляться обмен составов между станцией и отвальными тупиками до 2005-2010 год без строительства обменных постов на отвале.

На Восточный железнодорожный отвал будут поступать все объемы пустых пород и забалансовая руда с гор. 130м и ниже, а частично с вышеуказанных горизонтов Центрального участка. С этого же участка после 20016 года будут направляться и геллифлинты.

Границы железнодорожного отвала со стороны карьера определялись границами Восточного автомобильного отвала. Последние находились из условий оптимального использования автомобильного транспорта по доставке пустых пород в отвал.

Максимальная высота отвала на конец отработки принята 80м, отсыпка которого производится в 4 яруса. Высота первого яруса 10-40м, трех вышележащих по 20м, минимальная ширина берм - 50м, угол откоса ярусов - 37-38°.

В период до 2020 года включительно отсыпка железнодорожного отвала осуществляется двумя ярусами с отметками, соответственно, 230 и 250м.

Отсыпка ярусов ведется таким образом, чтобы в минимальные сроки создать необходимое количество отвальных тупиков для приема в 2015-м

году 9,9 млн.м³ породы и создать площади на кровле первого яруса отвала для приема после 2015-го года геллифлинтов. В связи с чем принята минимальная высота второго яруса. В последующем в период 20015-2020 годов, по мере развития отвала, высоты ярусов могут быть увеличены до 30м.

Кроме того, следует отметить, что дополнительные сложности в развитии отвала создают существующие - автомобильная дорога на деревню Вокनावолок и водоотводный канал, которые отсекают площади с наиболее низкими отметками рельефа и сужают выход со станции "Отвальная" на тело отвала.

1.7 Технология обогащения железной руды на ОАО «Карельский окатыш»

С карьера железнодорожным транспортом железная руда доставляется на дробильно-обоганительную фабрику (ДОФ). Конечным продуктом дробильно-обоганительной фабрики является железорудный концентрат. Руда поступает в главный корпус обогащения, где измельчается в три стадии с классификацией в гидроциклоне, затем обогащается в три стадии сепарации и дешламации. Готовый продукт перекачивается в цех производства окатышей.

1. Первая стадия измельчения

Исходная руда крупностью кл.+15 мм до 10% системой конвейеров подается на первую стадию измельчения, где установлены стержневые мельницы МСЦ 3600х5500 с полезным объемом 49 м³ в количестве одной единицы на каждую секцию.

Стержневая мельница работает в открытом цикле измельчения и должна обеспечивать крупность материала в разгрузке мельницы 2-0 мм (кл. +2 мм до 10 %)

2. Вторая стадия измельчения.

Питанием мельниц II стадии измельчения является промпродукт I стадии ММС. Мельница МШЦ 4500х6000 работает в замкнутом цикле с гидроциклонами ГЦ-710. Измельченный продукт самотеком из мельницы направляется в 1 технологический зумпф, куда подается дополнительная вода для поддержания необходимой плотности питания гидроциклонов и определенного уровня пульпы. Из зумпфа пульпа насосом 12Гр-8 подается на гидроциклоны ГЦ-710, слив которых поступает на дешламацию 1 приема, а пески возвращаются в мельницу на доизмельчение.

3. Третья стадия измельчения.

Питанием мельниц III стадии измельчения являются пески основной и контрольной классификации. Третья стадия измельчения работает в замкнутом цикле с гидроциклонами ГЦ - 500. Измельченный продукт из мельницы поступает во II-ой технологический зумпф, откуда насосом 12 Гр-8 подается на гидроциклоны ГЦ-500. Для поддержания оптимальной плотности гидроциклонов и постоянного уровня, в зумпф подается дополнительная вода. Слив гидроциклонов поступает на II-ой прием дешламации, а пески возвращаются в мельницу МШЦ 4500х6000 на доизмельчение.

4. Классификация в гидроциклонах ГЦ-710 и ГЦ-500.

Классификация после второй стадии измельчения осуществляется в батареях по 3 гидроциклона $d=710$ мм, из которых одна является резервной. Классификация после III-ей стадии измельчения осуществляется на 2-х батареях по 6 гидроциклонов $d=500$ мм, одна из которых - резервная.

Вторая стадия магнитной сепарации.

4.1. Питанием II стадии ММС являются пески дешламаторов 1 приема, которые насосом 8 Гр-8 или ГрА-700/40 подаются в пульподелитель, откуда на двухбарабанные сепараторы ПБМ-ПП-90х250 в количестве 5 шт. на каждой секции.

6.2. Промпродукт первого барабана поступает на перечистку на второй барабан, откуда самотеком направляется в зумпф II приема для

классификации в ГЦ- 500. Хвосты первого и второго барабанов направляются в хвостовой лоток.

5. Третья стадия магнитной сепарации.

5.1. Питанием III стадии ММС являются пески дешламации второго приема. Насосами 8Гр-8 (ГрА-700/40) питание через пульподелитель распределяется на шесть двухбарабанных сепараторов ПБМ-ПП-90х250. В зависимости от типов перерабатываемой руды количество сепараторов в операции может быть сокращено.

5.2. Промпродукт первого барабана поступает на перечистку на второй барабан, откуда самотеком поступает в зумпф для подачи его на предварительную классификацию. Хвосты первого и второго барабанов направляются в хвостовой лоток.

6. Операции дешламации первого и второго приемов.

Питанием дешламации I приема является слив гидроциклонов ГЦ-710, а дешламации II приема - слив гидроциклонов ГЦ-500. Дешламация осуществляется в дешламаторах МД-9 в количестве одного на каждый прием.

.Операция дешламации третьего приема.

Предварительная и контрольная классификация в гидроциклонах ГЦ-500

Питанием предварительной классификаций является промпродукт ММС-III, а контрольной классификации - надрешетный продукт тонкого грохочения. Пульпа в гидроциклоны подается из зумпфов насосами 8 Гр-8 или ГрА-350/40 с заданным уровнем плотности, которая достигается расходом дополнительной воды в эти зумпфы. Каждая батарея состоит из 2 гидроциклонов $d=500$ мм

Тонкое грохочение.

Питанием операции тонкого грохочения являются пески предварительной классификации, поступающие самотеком через пульподелитель на поверхность щелевидных сит грохотов.

10.1. Тонкое грохочение осуществляется в один прием. Для регулирования качества концентрата в работе используется от 2 до 5 дек грохотов.

Конечным продуктом (готовый концентрат) являются пески дешламации третьего приема, которые насосами 5Гр-5 (ГрА-170/40) перекачиваются в корпус сгущения для дополнительной отмывки и сгущения в модернизированных сгустителях диаметром 30 метров с периферийным приводом.

На чертеже в графической части представлена технологическая схема обогащения.

1.9 Технологическое оборудование и организация работ на участке измельчения

Измельчение - процесс уменьшения крупности твердых частиц в результате различных физических воздействий. Для измельчения железной руды применяют барабанные мельницы. На участке измельчения находится 11 технологических секций, каждая секция включает в себя три мельницы (одна стержневая и две шаровых). Для измельчения применяется трехстадиальная схема.

1.9.1 Организация работ на участке

1. Общие положения

Участок измельчения является структурным подразделением дробильно-обогатительной фабрики (ДОФ) ОАО "Карельский окатыш". Подчиняется непосредственно заместителю главного инженера по производству ДОФ. Участок измельчения возглавляет начальник участка.

2. Основные задачи

Переработка (измельчение) руды в соответствии с утвержденным планом производства, действующими стандартами и техническими условиями.

3 Структура

Структуру участка утверждает генеральный директор по согласованию с директором по кадрам и директором по производству и в соответствии со структурой управления, принятой в ОАО "Карельский окатыш", штаты участка измельчения утверждает директор по кадрам с учетом объемов работы и особенностей производства подразделения. В состав участка входят:

- технологическая служба;
- механическая служба:
- бригада по ремонту мельниц и конвейеров
- бригада по ремонту гидроциклонов
- бригада по ремонту и обслуживанию систем централизованной смазки
- бригада по капитальному ремонту мельниц
- бригада по ремонту грузоподъемных машин (ГПМ);
- бригада по обслуживанию ГПМ;
- электрическая служба.

Подчиненность между работниками определяется в соответствии с организационной структурой подразделения. Распределение обязанностей между подчиненными работниками осуществляется руководителем подразделения на основании соответствующих положений, должностных инструкций.

4 Функции

4.1. Для реализации поставленных задач участок измельчения выполняет следующие функции:

4.1.1. Выполнение суточного, месячного, годового плана задания по переработке (измельчению) руды по количественным и качественным показателям. Принятие необходимых оперативных мер по ликвидации возникших отклонений.

4.1.2. Осуществление контроля за качеством выпускаемой продукции.

4.1.3. Составление стратегии и планов развития подразделения.

4.1.4. Эффективная эксплуатация оборудования, зданий и сооружений.

4.1.5. Обеспечение безопасных условий труда работникам подразделения в соответствии с Положениями о системе управления промышленной безопасностью (СУПБ) и системе управления охраной труда (СУОТ) ОАО "Карельский окатыш"

4.1.6. Обеспечение производственного контроля состояния промышленной безопасности.

4.2. основные функции внутренних подразделений:

4.2.1. Технологическая служба производит переработку (измельчение) руды в соответствии с техническими условиями.

4.2.2. Механическая служба обеспечивает работоспособность и техническую исправность механического оборудования участка.

4.2.3. Бригада по ремонту ГПМ обеспечивает работоспособность и техническую исправность мостовых кранов.

4.2.4 Бригада по обслуживанию ГПМ обеспечивает обслуживание кранов.

4.2.5. Электрическая служба обеспечивает работоспособность и техническую

исправность электрооборудования.

5 Взаимоотношения с другими структурами подразделениями предприятия по вопросам:

- обеспечения запасными частями и сменным оборудованием;
- ремонта вспомогательного оборудования.

6 Права и ответственность

6.1. Права по достижению выполнения, поставленных перед участком задач и функций определены должностной инструкцией начальника участка.

6.2. Всю полноту ответственности за качество своевременность выполнения возложенных производственных задач и функций, которые определяются должностной инструкцией, несет начальник участка.

6.3. Степень ответственности других работников устанавливается должностными инструкциями

6.4.

1.9.2 Основное и вспомогательное технологическое оборудование участка

К основному технологическому оборудованию участка измельчения относится: МСЦ-3600×5500 (мельница стержневая с центральной разгрузкой диаметром барабана 3600 мм и длиной 5500мм) в количестве 11 шт, МШЦ-4500х6000 (мельница шаровая с центральной разгрузкой диаметром барабана 4500мм. и длиной 6000мм) в количестве 22 шт., ГЦ 710 (гидроциклон диаметром 710 мм) в количестве 66 шт, ГЦ 500 (гидроциклон диаметром 500 мм) в количестве 220 шт. К вспомогательному оборудованию участка относятся ленточные конвейера, в количестве 3 шт. на каждой технологической секции. Технические характеристики оборудования. МСЦ 3600×5500

- 1) Внутренний диаметр (без футеровки) - 3600 мм;
- 2) Длина барабана (без футеровки) - 5500 мм;
- 3) Номинальный объем барабана 49 м;
- 4) Номинальная частота вращения барабана 13.7 об/мин;
- 5) Степень заполнения мелющими телами (стержни D = 100 мм, L = 5000 мм.) - 40%-42%;
- 6) Мощность электрического двигателя 1000 кВт;
- 7) Частота вращения ротора 166.6 об/мин;
- 8) Режим работы непрерывный МШЦ 4500×6000;
- 1) Внутренний диаметр (без футеровки) - 4600 мм;
- 2) Длина барабана (без футеровки) - 6000 мм;
- 3) Номинальный объем барабана 82 м;
- 4) Номинальная частота вращения барабана 16.7 об/мин;
- 5) Степень заполнения мелющими телами (шары D = 40 мм) - 42%;

- 6) Мощность электрического двигателя главного привода - 2500 кВт;
- 7) Частота вращения ротора 150 об/мин;
- 8) Режим работы - непрерывный ГЦ-710;
- 1) Диаметр песковой насадки 75 мм;
- 2) Диаметр сливной насадки 150 мм;
- 3) Режим работы - непрерывный ГЦ-500;
- 1) Диаметр песковой насадки 65 мм;
- 2) Диаметр сливной насадки 120 мм;
- 3) Режим работы непрерывный.

2. ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПОВЫШЕНИЯ ИЗНОСОСТОЙКОСТИ РАБОЧИХ ЭЛЕМЕНТОВ МЕЛЬНИЦЫ. ПРЕДЛОЖЕНИЕ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ СТОЙКОСТИ ЭЛЕМЕНТОВ.

2.1 Увеличение срока службы футеровки

2.1.1 Аналитический обзор

2.1.1.1 Сталь Гадфильда и ее стойкость к износу

В настоящее время подавляющее большинство футеровочных плит отечественных шаровых мельниц изготавливают из высокомарганцевистой аустенитной стали 110Г13Л, более известной по имени автора, как сталь Гадфильда. Эта сталь широко используется в качестве конструкционного материала деталей горного и обоганительного оборудования, работающего в условиях интенсивного абразивного и ударно-абразивного износа (футеровка шаровых мельниц, «щеки» дробилок, «зубья» ковшей экскаваторов). Вместе с тем известно, что эта сталь обладает высокой эрозионной стойкостью только при интенсивном наклепе, имеющем место при работе детали в условиях значительных напряжений и динамических нагрузок. Так футеровки центробежных дробилок, изготовленные из стали Гадфильда, способны выдержать размол до 2000 – 4000 т твердого гранита, вследствие наклепа возникающего в результате удара гранита о поверхность футеровки. Щеки щековых дробилок, при работе по таким же твердым породам, наклепываются до твердости 500 НВ (предельная твердость, достигаемая сталью 110Г13Л ~ 600 НВ [23]), повышение твердости, в свою очередь, уменьшает интенсивность износа щек. При отсутствии значительных напряжений и динамических нагрузок каким-либо заметным преимуществом в эрозионной стойкости (по сравнению с обычной среднеуглеродистой сталью) сталь Гадфильда не обладает [12]. Например, била для размолы извести и скрепки установки для помола песка из этой стали очень

недолговечны [22]. Не происходит заметного наклепа футеровочных плит из стали 110Г13Л и при работе шаровых мельниц, когда мелющие тела воздействуют на футеровку только через слой породы [13].

2.1.1.2 Теоретические основы упрочнения стали наклепом

Предел текучести σ_T растет более интенсивно, чем предел прочности σ_B и по мере увеличения степени пластической деформации значения обеих характеристик сближаются [6].

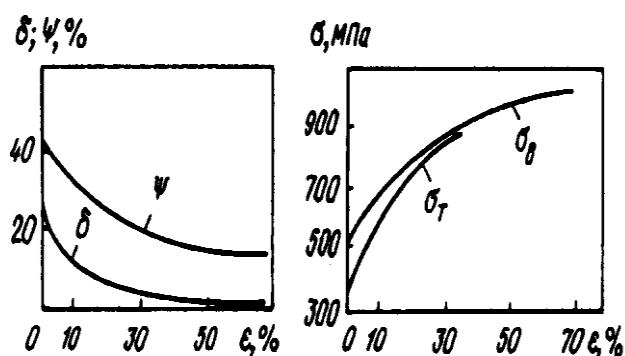


Рисунок 2.1 - Влияние степени пластической деформации ϵ на механические свойства (δ , ψ , σ_B , σ_T) низкоуглеродистой стали

2.1.1.3 Основные виды изнашивания материалов

Абразивный износ. Термин «абразивное изнашивание» применяется для обозначения изнашивания деталей машин, вызываемого действием неметаллических твердых тел, обычно твердых минеральных частиц, движущихся относительно поверхности детали. При службе деталей машин встречаются самые разнообразные условия, определяющие воздействие таких твердых тел на металл.

Трение металлической детали может происходить о твердое тело, однородное по составу (например, руда) или представляющее собой массу твердых частиц, сцементированных в монолитное тело (песчаник), или неоднородное тело, в которое включены твердые минеральные включения (твердая порода в угле). Изнашивающие металл твердые частицы не будут в этих случаях перемещаться относительно друг друга, вдавливаясь в основу или перекатываясь; они будут оставлять на металле след в виде

выдавленной или вырезанной царапины. Такие случаи абразивного изнашивания постоянно встречаются при трении металла о твердые горные породы или руду, о содержащий породу уголь, при резании весьма прочного или мерзлого грунта; в частности, они встречаются при работе зубьев ковшей экскаваторов и драг, рештаков скребковых конвейеров и других транспортных механизмов, в которых перемещаемые куски твердых пород скользят по металлу, инструментов, обрабатывающих горные породы, и т. п. Во всех этих случаях изнашивающее действие производят минералы, более твердые, чем металл, и потому могущие его царапать, или отдельные твердые частицы минералов, закрепленные в менее твердой, но достаточно прочной основе [26].

Как можно заключить из сказанного выше при работе шаровой мельницы абразивный износ может иметь место в случае контакта футеровки с абразивной породой, более твердой чем металл футеровки (стали Гадфильда).

Для выяснения влияния наклепа на абразивную износостойкость стали Гадфильда, в лаборатории кафедры конструирования горных машин и технологии машиностроения, были проведены испытания на абразивный износ. Испытания проводились на цилиндрических образцах стали 110Г13Л диаметром $D = 8$ мм, высотой $H = 50$ мм с отверстием ($d = 4$ мм) на установке, представляющей собой модифицированный вертикально-сверлильный станок. В качестве абразивной среды использовали электрокорунд, как материал, обладающий повышенной твердостью (~ 2230 НВ). Нагрузка при всех испытаниях составляла 200 Н. Схема испытаний представлена на рис. 2.2.

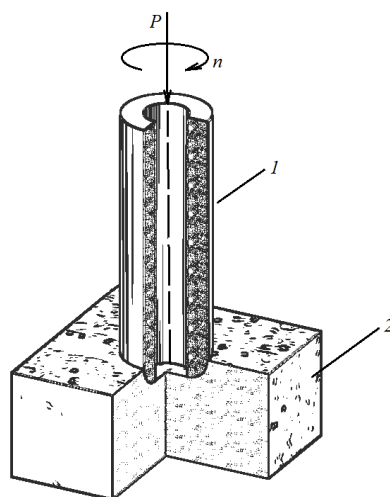


Рисунок 2.2 - Схема испытания, где 1 – вращающийся металлический образец; 2 – неподвижное основание (электрокорунд); P – нагрузка на образец (100÷300 Н); n – частота вращения образца вокруг оси симметрии, об/мин

Испытания проводились в 2 этапа. Сначала изнашивали исходный образец с твердостью порядка 250 НВ, а затем наклепанный. Для этого исходный образец подвергали пластическому деформированию сжатием с относительной деформацией 33 %, что приводило к повышению твердости материала до 336 НВ. Для исходного и наклепанного образца проводили по 7 циклов испытаний в течение $t = 10$ минут каждый. После каждого цикла определяли величину Δm - потери массы металла отнесенной к единице площади контакта с абразивом. Строили график $\Delta m = f(t)$, для линейного участка кривых которого рассчитывали коэффициент износа $K \left[\frac{\text{кг}}{\text{м}^2 \cdot \text{с}} \right]$.

Результаты испытаний представлены рис. 2.3.

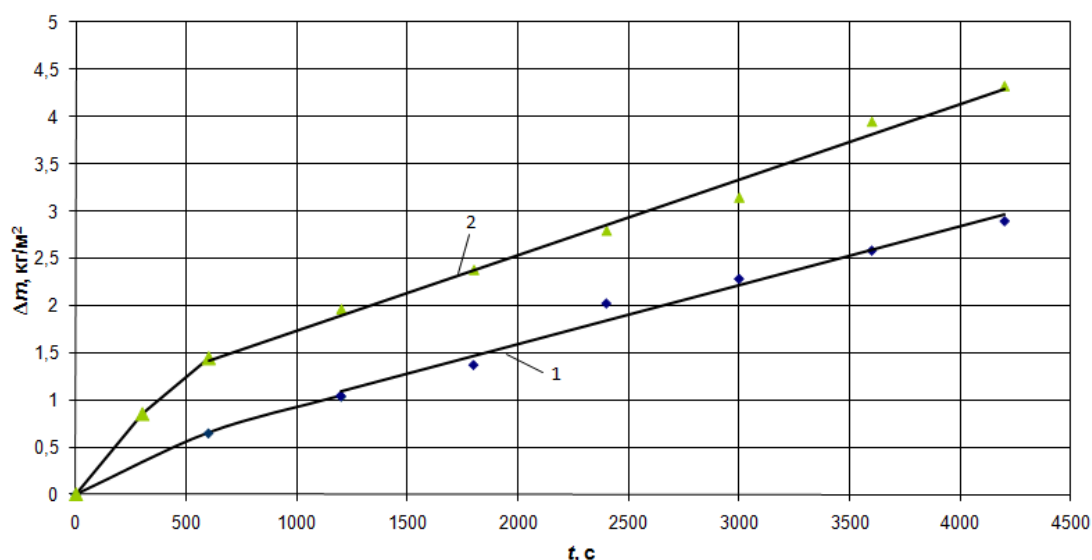


Рисунок 2.3 - Зависимость потери относительной массы образца стали Гадфильда от времени : 1 – исходный материал; 2 – после наклепа

Как следует из вида кривых графика, после начального периода зависимость $\Delta m = f(t)$ для обеих сталей становится линейной. При этом тангенс угла наклона прямых $\frac{\Delta m}{\Delta t}$ (коэффициент износа K сталей) для исходного и наклепанного образца практически одинаков и составляет $6,7 \pm 0,4 \cdot 10^{-4} \text{ кг/м}^2 \cdot \text{с}$ и $6,3 \pm 0,4 \cdot 10^{-4} \text{ кг/м}^2 \cdot \text{с}$ соответственно. Из чего можно сделать вывод, что увеличение твердости стали Гадфильда пластическим деформированием (наклепом), не влечет за собой увеличения её абразивной износостойкости.

Результаты данного эксперимента подтверждаются литературными данными [25, 26] об отсутствии повышения абразивной износостойкости сталей после их наклепа.

Микрорельеф поверхности футеровки по результату действия ударно - абразивного выкрашивания приведен на Рисунке 2.4.

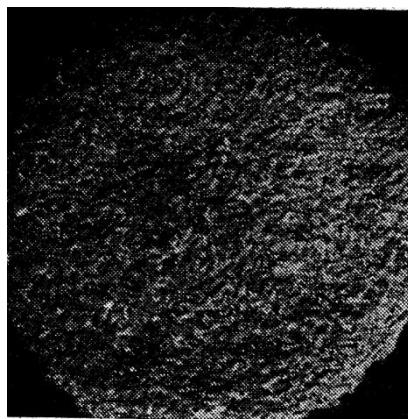


Рисунок 2.4 - Макрорельеф поверхности при ударно-абразивном изнашивании

Условия проявления ударно-абразивного изнашивания весьма разнообразны. Этот вид изнашивания развивается на плоских и сферических поверхностях контакта, совершающих удар по абразивным или иным твердым частицам. Кроме того, прямое динамическое внедрение твердых частиц в поверхность контакта возможно при качении цилиндра и шара по плоской цилиндрической и сферической поверхностям. Твердые частицы, вызывающие при ударе по ним ударно-абразивное изнашивание, могут быть различного происхождения. Обычно это минеральные абразивные частицы, более твердые, чем поверхность детали, свободно расположенные в зоне контакта или находящиеся в связке монолита. Ударно-абразивное изнашивание могут вызвать твердые металлические частицы, попадающие в зону контакта или образующиеся в ней при динамическом взаимодействии металлических пар; имеется в виду выкрашивание карбидов с армированных поверхностей, образование твердых частиц в результате охрупчивания при наклепе и выкрашивании в процессе ударно-штамповых операций [9].

В литературе не обнаружено прямых сведений о влиянии наклепа на износостойкость материалов при ударно-абразивном изнашивании. Но есть сведения о влиянии на износостойкость предела прочности материала (рис. 2.5).

Поскольку предел прочности материалов с увеличением интенсивности наклепа всегда возрастает, можно было ожидать, что и износостойкость

наклепанных материалов при ударно-абразивном изнашивании так же будет повышаться.

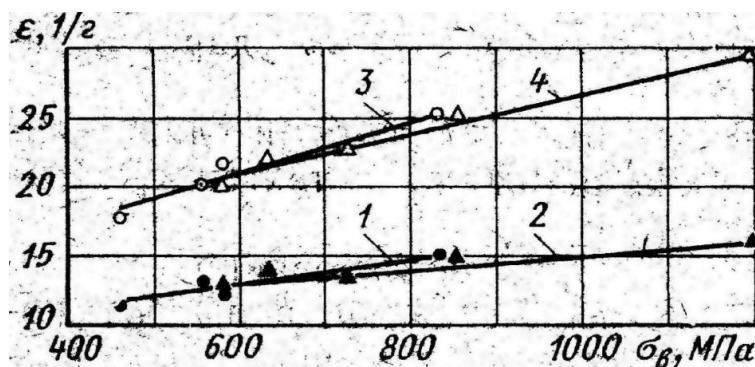


Рисунок 2.5 - Влияние предела прочности σ_b аустенитной стали 110Г13Л на её износостойкость при энергии удара, Дж: 1, 2 – 10; 3, 4 – 5

Контактная усталость. Усталостное изнашивание (контактная усталость) происходит в результате накопления повреждений и разрушений поверхности под влиянием циклических контактных нагрузок, вызывающих появление «ямок» (питтингов) выкрашивания. Усталостное изнашивание проявляется при трении качения или реже качении с проскальзыванием, когда контакт деталей является сосредоточенным. Данный вид изнашивания может так же иметь место и при других условиях взаимодействия трущихся пар, например при скольжении, многократном соударении двух тел [20, 26].

Контактное усталостное изнашивание характеризуется ограниченным пределом усталостного выкрашивания σ_k , т.е. максимальным нормальным напряжением цикла σ_{max} , при котором не наблюдается разрушение поверхностных слоев испытуемого металла при данной базе испытания.

Особенностью явлений контактной усталости является начальное и прогрессирующее выкрашивание. В отличие от прогрессирующего выкрашивания, которое не прекращается с момента возникновения, начальное выкрашивание наблюдается только в первый период работы, а образовавшиеся питтинги в процессе работы заплывают металлом. Самозалечивание питтингов происходит вследствие повышения предела усталостного выкрашивания в результате наклепа и снижения величины

контактного давления вследствие увеличения площади контакта по мере выглаживания трущихся поверхностей [26].

Поверхностное пластическое деформирование (наклеп) повышает плотность дислокации в упрочненном слое, измельчает субструктуру (величину блоков), а при обработке закаленных поверхностей уменьшает количество остаточного аустенита. В результате поверхностное пластическое деформирование повышает сопротивление контактной усталости [20].

В шаровой мельнице в процессе ее работы контактная усталость, как можно предположить, может возникнуть вследствие воздействия на футеровку знакопеременных напряжений, возникающих в результате падения шаров на футеровку. Под воздействием напряжений поверхностные слои футеровки подвергаются упругой деформации, а после того как шаровая загрузка «уходит» на параболическую траекторию деформация исчезает. При многократном воздействии знакопеременных нагрузок на поверхность футеровки начинают зарождаться трещины, развитие которых в дальнейшем может привести к выкрашиванию металла то есть износу футеровки. Развитие трещин в глубину металла может привести к растрескиванию и разрушению всего сегмента футеровки.

2.1.1.4 Установление вида износа футеровки шаровых мельниц

Вид поверхности футеровки из стали Гадфильда шаровой мельницы, после эксплуатации, представлен на рис. 2.6. Как можно заключить из сравнения рис. 2.5 вид представленных поверхностей идентичен. Это обстоятельство позволяет заключить, что при работе шаровой мельницы по магнетиту ударно-абразивный износ является доминирующим.



Рисунок 2.5 - Поверхность футеровки из стали Гадфильда после эксплуатации в шаровой мельнице

Он возникает в месте контакта шар - измельчаемая порода – футеровка, т.е. шар передает энергию удара от своего падения на породу, которая за счет переданной ей энергии внедряется внешним абразивным слоем в поверхность футеровки. Для осуществления такого процесса необходимо, чтобы абразивные частицы породы были более твердые, чем поверхность футеровки [9]. В случае магнетита это условие соблюдается (570HV по сравнению с 240 HV для стали Гадфильда).

В работе [9] отмечается, что износостойкость материалов повышается с увеличением их твердости (интенсивности наклепа) только до определенного уровня энергии удара.

2.1.1.5 Шаровые барабанные мельницы

.

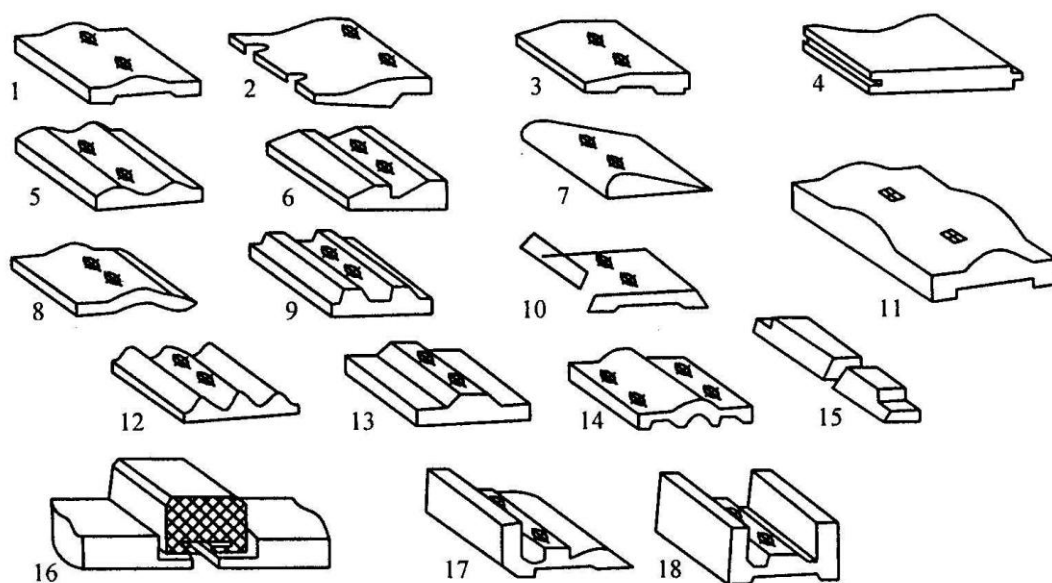


Рисунок 2.8 - Типы футеровок цилиндрической части барабана
мельниц

1-15 – стальные футеровки; 16 – резиновая футеровка с лифтером; 17-18 – футеровка мельниц самоизмельчения; 4 и 15 – с безболтовым креплением; остальные – с болтовым креплением к барабану

Заметное влияние на работу мельницы оказывает форма футеровки ее барабана.

Футеровка барабанов шаровых мельниц, работающих на крупном исходном материале, имеет ребра. Для мельниц, работающих на мелком материале, применяют футеровку с мелкими ребрами или совсем гладкую. Высота, взаимное расположение и форма ребер определяют силу сцепления дробящей среды с барабаном, а значит, и результаты работы мельницы. Поэтому важно, чтобы при изнашивании футеровки характер ее поверхности резко не изменялся [1].

Скоростные режимы работы мельницы. Режим работы шаровой мельницы, в зависимости от скорости вращения её барабана, может быть каскадным или водопадным.

При низкой скорости вращения мельницы вся шаровая нагрузка делает поворот в сторону вращения на некоторый угол и при постоянной скорости вращения остаётся в таком положении (рис. 2.9). Шары непрерывно циркулируют, поднимаясь по концентрическим круговым траекториям и

скатываясь параллельными слоями, каскадом вниз. Такой режим работы мельницы называется каскадным. Измельчение материала при каскадном режиме происходит главным образом его раздавливанием и истиранием перекатывающимися шарами [2].

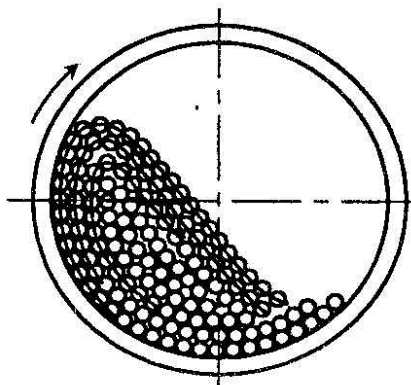


Рисунок 2.9 - Каскадный режим работы шаровой мельницы

Каскадный режим работы мельницы характеризуется тонким измельчением с увеличением выходов шламов и повышенным износом футеровки [1].

По мере повышения скорости вращения мельницы угол поворота шаровой нагрузки увеличивается, шары по круговым траекториям поднимаются всё выше, но режим работы может оставаться еще каскадным. Когда, наконец, шары поднимутся до известной, ещё большей высоты, определяемой скоростью вращения мельницы, они сходят с круговых траекторий и, как тела, брошенные под углом к горизонту, по параболическим траекториям падают водопадом обратно на круговые траектории. Такой режим работы мельницы называется водопадным (рис. 2.10). Измельчение материала при водопадном режиме происходит главным образом ударом падающих шаров и отчасти истиранием.

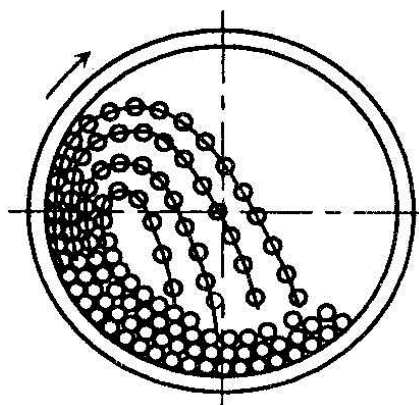


Рисунок 2.10 - Водопадный режим работы шаровой мельницы

При водопадном режиме вся траектория движения шара в каком-либо слое делится на два участка (рис. 2.11). При подъёме шара от точки падения A_1 до точки отрыва A_5 ; шар движется по круговой траектории A_1A_5 и от точки отрыва A_5 до точки падения A_1 — падает по параболической кривой A_5A_1 .

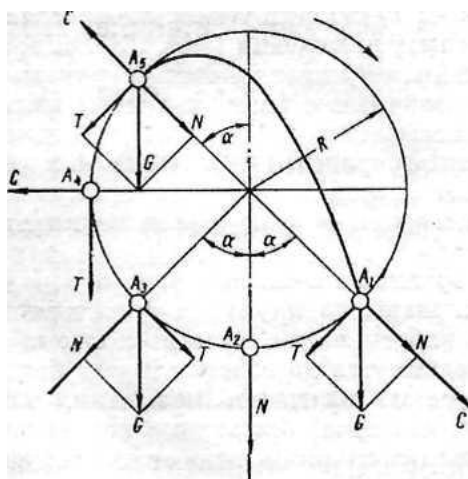


Рисунок 2.11 - Траектория движения шара при водопадном режиме работы мельницы и силы, действующие на шар

Положение шара на круговой траектории определяется углом отрыва α , образуемым радиусом барабана мельницы, проходящим через центр шара, с вертикальным диаметром барабана.

В любой точке круговой траектории радиуса R шар находится под действием силы тяжести G и центробежной силы $C = \frac{mv^2}{2}$, где v - линейная скорость шара на круговой траектории. Силу тяжести G можно разложить

на составляющие: радиальную $N = G \cdot \cos \alpha$ и тангенциальную $T = G \cdot \sin \alpha$ [1].

При постоянной угловой скорости вращения барабана центробежная сила C сохраняет постоянную величину на всех участках круговой траектории и постоянное направление от оси мельницы к периферии. Величина же и направление радиальной силы N меняются и зависят от положения шара на круговой траектории.

Шаровая нагрузка увлекается в движение по круговым траекториям силами трения, возникающими между футеровкой барабана и прилегающим к ней внешним слоем шаров, и вследствие трения между смежными слоями шаров стремится вращаться как сплошное тело вместе с барабаном. Величина сил трения зависит от коэффициента трения и нормального давления на внутреннюю поверхность барабана, оказываемого радиальными составляющими силы тяжести N и центробежными силами C . Тангенциальные составляющие силы тяжести T стремятся повернуть шаровую нагрузку против направления вращения. Для того чтобы нагрузка не скользила по футеровке, момент сил трения относительно оси мельницы должен уравнивать момент тангенциальных составляющих сил тяжести относительно той же оси.

Наибольшее давление на поверхность барабана шары оказывают в нижних квадрантах, где радиальные силы N и C действуют в одну сторону. Здесь и возникает наибольшее трение, создающее «подпор», обеспечивающий вращение шаровой нагрузки. В верхнем квадранте радиальная сила N , действуя в противоположную сторону, уменьшает давление, оказываемое центробежной силой C , уменьшая тем самым и силу трения.

Шар какого-либо слоя движется по круговой траектории и переходит из нижнего квадранта в верхний не как единичный изолированный шар, в силу индивидуально вызываемого им трения, а за счёт трения всей шаровой нагрузки, как её составная часть, увлекаемый в движение всей вращающейся

массой шаров и «подпираемый» последующим рядом шаров того же слоя. Условия перехода шаров из нижнего квадранта в верхний нельзя основывать на уравнении равновесия единичного шара на круговой траектории, не приходя при этом к противоречивым выводам. В мельнице с гладкой футеровкой барабана, но при наличии трения, единичный шар остается всё время в нижней точке барабана, совершая небольшие колебания около среднего положения.

Коэффициент трения зависит от свойств измельчаемого материала, характера поверхности барабана (футеровки) и консистенции пульпы (отношения Ж:Т). При низком коэффициенте трения, при небольших шаровых нагрузках (менее 30% объёма мельницы) и при малой скорости вращения давление шаров может оказаться недостаточным и наблюдается скольжение внешнего слоя шаров по поверхности барабана и одного слоя шаров по другому, при этом происходит вращение шаров вокруг их геометрической оси. При заполнении объёма мельницы шаровой нагрузкой на 40—50% скольжение шаров практически отсутствует.

Резкого перехода от чисто каскадного режима к чисто водопадному не наблюдается. Переход происходит постепенно, и при промежуточных скоростях вращения мельница работает при смешанном, каскадно-водопадном режиме. При таком режиме внешние слои шаров будут падать по параболическим траекториям, но не на свои круговые, а на внутренние слои, скатывающиеся по склону вниз согласно каскадному режиму (рис. 2.12).

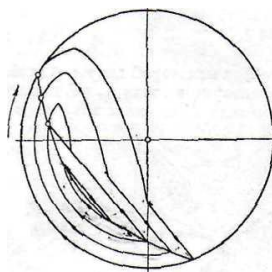


Рисунок 2.12 - Траектория движения шаров при смешанном каскадно-водопадном режиме

Можно также выделить ещё один режим работы шаровой мельницы - полное центрифугирование шаров. Он возникает при достижении

сверхкритической скорости вращения мельницы, определяемой по формуле [2]

$$n_{кр} = \frac{42,3}{\sqrt{D_M}}, \quad (2.1)$$

где D_M – внутренний диаметр барабана шаровой мельницы.

2.1.1.6. Обзор возможных способов упрочнения футеровок шаровых мельниц

Из возможных способов повышения износостойкости футеровки наиболее предпочтительными являются наклеп футеровочных плит взрывом и изменение геометрической формы поверхности футеровки.

Наклеп футеровочных плит взрывом. Энергия взрыва повышает износостойкость поверхностей изделий, их твердость, пределы прочности и текучести, статическую прочность (сварных соединений в результате сквозного наклепа сварного шва и зоны термического влияния), циклическую прочность (из-за повышения пределов прочности и текучести материала). Упрочнение при импульсных нагрузках взрывом существенно отличается от упрочнения в обычных условиях. При ударе с большой скоростью, свойственной взрыву, эффект упрочнения возрастает по мере увеличения скорости удара. В металле могут возникнуть высокие локальные температуры, вызывающие фазовые превращения в локальных участках. Одновременно действуют процессы, присущие упрочнению при обычных скоростях деформирования, такие, как двойниковые, сдвиги и фрагментация [14]. Принципиальная схема проведения наклепа взрывом представлена на рис. 2.13.

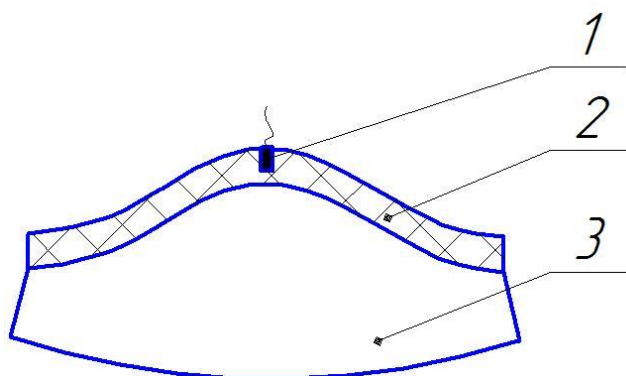


Рисунок 2.13 - Наклеп футеровки взрывом, где 1 – детонатор; 2 – взрывчатое вещество; 3 – футеровка шаровой мельницы

2.2.2 Разработка способа упрочнения футеровок шаровой мельницы в процессе ее работы

Разработка способа производилась на примере мельницы шаровой с центральной разгрузкой МШЦ-4500×6000 с диаметрами корпуса D_m (4,43 м) и мелющих шаров D (0,04 м) при степени заполнения мельницы шарами $\phi = 30\%$. Предложенная для расчета мельница широко используется на горно-обогатительных предприятиях РФ, в частности, на обогатительной фабрике ОАО «Карельский окатыш». Барабан мельницы изнутри футерован плитами, имеющими в разрезе форму «волны». Максимальная толщина футеровочных плит $h_b = 128$ мм, плиты изготовлены из стали Гадфильда с исходной твердостью 200 HB [22].

2.2.2.1 Определение параметров ударного воздействия шара на футеровочную плиту

Известны [24, 27] формулы (2.3, 2.4), связывающие диаметр (d) и глубину (h) сферической вмятины, образующейся на пластине в результате ударного воздействия шарообразного предмета, с параметрами шара (диаметром - D , плотностью материала – ρ , скоростью в момент удара - V) и пластины (H_d):

$$d = 2 \cdot D \cdot \sqrt[4]{\frac{\rho}{6} \cdot \frac{V^2}{H_d}}, \quad (2.3)$$

$$h = D \cdot V \cdot \sqrt{\frac{\rho}{6} \cdot \frac{1}{H_d}}, \quad (2.4)$$

где

$$H_d = \frac{P}{\frac{\pi d^2}{4}} \quad (2.5)$$

– динамическая твердость материала пластины (коэффициент пропорциональности между усилием P , с которым по пластине наносится удар, и диаметром d получаемого отпечатка), не зависящая от величины энергии удара и диаметра шара.

В литературе не удалось обнаружить экспериментальных данных по динамической твердости стали Гадфильда. Поэтому значение H_d устанавливали расчетным путем, исходя из твердости этого материала при статическом вдавливании шарика.

В соответствии с законом Майера справедливого при вдавливании как для статических, так и для динамических испытаний [24, 27]

$$P = \frac{a_0 \cdot d^n}{D_{ш}^{n-2}}, \quad (2.6)$$

где a_0 , n – постоянные, характеризующие материал пластины.

Поскольку для динамических условий $n = 2$ [27] с учетом (2.5, 2.6)

$$H_d = \frac{4a_{0\text{дин}}}{\pi}. \quad (2.7)$$

Исходя из условий проведения замеров твердости материалов по методу Бринелля ($P = 30$ кН, $D_{ш} = 10$ мм), определяли (2.6) значения постоянной a_0 для стали Гадфильда с твердостью 200 *HB*, соответствующей диаметру отпечатка $d = 4,26$ мм [27], для статических условий, принимая $n = 2,2$ [24], которая оказалась равной 1960 МПа.

Для перехода от статических к динамическим условиям воспользовались табличными данными [27] о соотношении $a_{0\text{дин}}$ и a_0 для

сталей, в соответствии с которыми значение $a_{0\text{дин}}$ стали Гадфильда было оценено в 2800 МПа, а величина H_d , рассчитанная по уравнению (2.7), оказалась равной 3567 МПа.

Далее, устанавливали траекторию движения шара, при которой его удар о футеровку будет наноситься нормально к поверхности, т. е. будет наиболее эффективным. В соответствии с [2] такая траектория имеет место при водопадном режиме движения шаров в мельнице при скорости вращения барабана $V_b = 0,75 \cdot V_{b\text{крит}} = 3,5 \text{ м/с}$ ($V_{b\text{крит}}$ – скорость вращения, соответствующая переходу параболической траектории движения шаров к круговой); при этом угол α отрыва шаров от корпуса барабана равен $55^{\circ}44'$. Скорость V шара в момент удара о футеровку рассчитывали из уравнения свободного падения шара, брошенного под углом к горизонту от наиболее высокой точки H траектории до места его соприкосновения с сегментом футеровки

$$H = 2,25 \cdot D_m \cdot \sin^2 \alpha \cdot \cos \alpha = 3,8 \text{ м}, \quad (2.8)$$

$$V = \sqrt{2gH} = 8,6 \text{ м/с}. \quad (2.9)$$

После подстановки установленных значений H_d и V в уравнения (2.3, 2.4) рассчитанные диаметр и глубина сферической вмятины на сегменте из стали Гадфильда, полученной от единичного удара мелющего шара, оказались равными $d = 5,8 \text{ мм}$, $h = 0,2 \text{ мм}$.

Поскольку при последующих ударах диаметр лунки увеличивается (как показывают опыты [19] до 15 – 20 ударов), влияние многократного удара учитывалось по формуле (2.10) из [19]

$$d_m = d \cdot \sqrt[3]{54 - HB \cdot 10^{-3}} = 7,8 \text{ мм}. \quad (2.10)$$

Соответственно, глубина наклепанного слоя $h_{н.с.}$ с учетом малой кривизны мелющих шаров ($h_{н.с.} = 1,5 \cdot d_m / m$, где $m = 1 + 0,0175 \cdot D$ [19]) оказалась равной $\sim 7 \text{ мм}$.

Таким образом, при 20 кратном ударе мелющих шаров по стальной футеровке мельниц на футеровке способен образовываться наклепанный слой глубиной 7 мм с диаметром кратеров на поверхности $\sim 7,8 \text{ мм}$.

2.2.2.2 Определение твердости и износостойкости стали после упрочняющей обработки

Исходя из величины относительной деформации ($\varepsilon = d_m / D = 7,8 / 40 = 0,2$), полученной материалом в результате ударного сжимающего воздействия, твердость, приобретенная наклепанным слоем, в соответствии с [19] была оценена в 325 HB.

На чертеже графической части изображены потери массы образцов из сталей различной твердости при их истирании в барабанах для очистки отливок (продолжительность галтовки 330 часов). В этих условиях марганцовистая сталь с начальной твердостью 200 HB подвергается наклепу до предельной величины твердости ~ 460 HB, в результате чего эта сталь приобретает износостойкость, мало уступающую белому чугуну. Поскольку условия проведения этих испытаний близки к условиям работы футеровки шаровых мельниц, когда материал футеровки подвергается ударно-абразивному износу, график на чертеже графической части, был использован для определения сравнительной износостойкости футеровки из стали Гадфильда после ее ударной обработки шарами.

Как можно заключить из графика увеличение твердости стали с 200 до 325 HB должно повысить её стойкость к истиранию ($\Delta m_{200HB} / \Delta m_{325HB}$) примерно в 2 раза.

2.2.2.3 Расчет времени предлагаемой упрочняющей обработки

При расчете времени, необходимого для 20 кратной бомбардировки всей поверхности футеровки барабана, предполагали, что эффективные удары наносят лишь шары внешнего слоя, поскольку шары внутренних слоев соударяются с уже лежащими шарами. Количество шаров N во внешнем слое в поперечном сечении барабана мельницы рассчитывали по формуле

$$N = L / D, \quad (2.11)$$

где L — длина дуги окружности барабана, на которой находятся шары внешнего слоя в статическом положении.

Значение L , рассчитанное для степени заполнения барабана $\phi = 30 \%$, оказалась равным 5,5 м, а количество шаров $N = 138$ штук.

Тогда, количество ударов по футеровке $N_{уд}$ в поперечном сечении барабана в единицу времени равно

$$N_{уд} = N / t_i, \quad (2.12)$$

где t_i - время между ударами по футеровке одного и того же шара.

При этом значение t_i рассчитывали как сумму времен движения шара по круговой и параболической траекториям по формуле

$$t_i = \frac{D_m}{V_6} \left(\frac{\pi (60 - 4\alpha)}{360} + 2 \cdot \sin \alpha \cdot \cos \alpha \right). \quad (2.13)$$

В соответствии с расчетом значения t_i и N оказались равными 2,7 с и 3067 ударов / мин соответственно.

В предположении, что места ударов шаров распределены по длине окружности барабана равномерно и по каждой точке окружности для эффективного наклепа необходимо нанести 20 ударов необходимое время бомбардировки t_Σ составляет

$$t_\Sigma = \frac{\pi \cdot D_m \cdot 20}{d_m \cdot N_{уд}} \approx 12 \text{ минут}. \quad (2.14)$$

2.2.2.4 *Определение допустимого времени эксплуатации шаровой мельницы между упрочняющими наклепами*

Расчет допустимого времени эксплуатации мельницы между упрочняющими наклепами проводили с использованием экспериментальных данных [18] о скорости износа футеровки из стали Гадфильда с твердостью 200 HB в условиях работы шаровых мельниц: $V_{изн\ 200HB} = 0,0054$ мм/ч (данная экспериментальная скорость износа оказалась сопоставима с эксплуатационной скоростью износа шаровой мельницы МШЦ-4500×6000 работающей по магнетиту), что с учетом упрочняющей обработки составляет $V_{изн\ 325HB} = V_{изн\ 200HB} / 1,9 = 0,0028$ мм/ч.

Исходя из того, что максимальная твердость наклепанного слоя распространяется примерно на четверть его глубины [25], в качестве

допустимой толщины наклепанного слоя, который может быть подвергнут истиранию, была принята величина

$$h_{\text{доп}} = 0,25 \cdot h_{\text{н.с}} = 1,8 \text{ мм.} \quad (2.15)$$

Отсюда заключаем, что время в течение которого футеровка мельницы может изнашиваться на допустимую величину $h_{\text{доп}}$, совпадающее с периодом между проведениями упрочняющего наклепа, составляет

$$t_{\text{м.у.н.}} = h_{\text{доп}} / V_{\text{изн 325HB}} = 643 \text{ ч} \approx 27 \text{ суток.} \quad (2.16)$$

Таким образом, для повышения срока службы футеровочных плит из стали Гадфильда (в 1,9 раза) требуется проведение периодических (в течении ~ 12 минут) упрочняющих обработок футеровки шарами с периодом между упрочняющими обработками ≈ 27 суток.

2.2.2.5 Увеличение срока эксплуатации футеровочных плит в результате упрочняющей обработки

Исходя из того, что футеровку мельницы МШЦ-4500×6000 меняют при полном износе гребня «волны» (т.е. когда поверхность футеровки становится абсолютно гладкой) до толщины в 81-87 мм, срок службы плиты составит порядка 700 суток, а количество упрочняющих обработок $N_{\text{упр}} \sim 28$.

Необходимо отметить, что предлагаемая работа мельницы без загрузки породы не противоречит нормативным документам по эксплуатации шаровых мельниц: при пуске мельниц после капитального или текущего ремонта ее проверяют на работоспособность без породы при загрузке шарами полной загрузочной массы в течение 20 минут [9, 13].

2.2.2.6 Увеличение срока эксплуатации футеровочных плит в результате упрочняющей обработки

Исходя из того, что футеровку мельницы МШЦ-4500×6000 меняют при полном износе гребня «волны» (т.е. когда поверхность футеровки становится абсолютно гладкой) до толщины в 81-87 мм, срок службы плиты составит порядка 700 суток, а количество упрочняющих обработок $N_{\text{упр}} \sim 28$.

Необходимо отметить, что предлагаемая работа мельницы без загрузки породы не противоречит нормативным документам по эксплуатации

шаровых мельниц: при пуске мельниц после капитального или текущего ремонта ее проверяют на работоспособность без породы при загрузке шарами полной загрузочной массы в течение 20 минут [9, 13].

2.2.2.7 Влияние предлагаемых режимов работы мельницы на работоспособность ее основных конструктивных элементов

Поскольку при работе мельницы без породы динамические нагрузки на ее конструктивные элементы существенно возрастают, представлялось необходимым рассчитать эти нагрузки и проверить их соответствие допустимым. Расчет проводился для радиального подшипника – как наиболее чувствительного элемента мельниц к динамическим нагрузкам.

Расчет производился, исходя из удельной нагрузки p в подшипнике [3].

Удельная нагрузка в подшипнике, МПа,

$$p = \frac{P}{d \cdot l} \leq [p], \quad (2.17)$$

где d и l – диаметр и длина подшипника ($l = 680$ мм); $[p]$ – допустимая удельная нагрузка (4 МПа); P – сила действующая на подшипник, Н.

Расчет P проводился, исходя из массы отдельных частей мельницы и шаровой загрузки с учетом возникающей центробежной силы, а также сил в зацеплении зубчатой передачи.

Вес отдельных частей мельницы МШЦ 4500×6000, устанавливали из параметров однотипной (эталонной) мельницы (массы отдельных конструктивных элементов которой известны и приведены в литературе) в предположении об их геометрическом подобии. В качестве эталонной была использована мельница МШЦ 2700×3600 со следующими параметрами: масса питателя 2 т; масса барабана 16,5 т; масса загрузочной части 8,3 т; масса разгрузочной части 12 т; масса зубчатого венца 8,4 т. Определив коэффициент геометрического подобия:

$$G_1 = G_{1Э} K^3, \quad (2.18)$$

где $K = D / D_{Э}$, были найдены следующие параметры мельницы:

- вес питателя

$$G_n = G_{n.э.} \cdot K^3 = m_{n.э.} \cdot g \cdot K^3 = 2000 \cdot 9,8 \cdot 1,7^3 = 96295 \text{ Н} = 96 \text{ кН}, \quad (2.19)$$

- вес барабана

$$G_{б.э.} = G_{б.э.} \cdot K^3 = m_{б.э.} \cdot g \cdot K^3 = 16500 \cdot 9,8 \cdot 1,7^3 = 794432 \text{ Н} = 794 \text{ кН}, \quad (2.20)$$

- вес загрузочной части

$$G_{з.ч.} = G_{з.ч.э.} \cdot K^3 = m_{з.ч.э.} \cdot g \cdot K^3 = 8300 \cdot 9,8 \cdot 1,7^3 = 399623 \text{ Н} \approx 400 \text{ кН}, \quad (2.21)$$

- вес разгрузочной части

$$G_{р.ч.} = G_{р.ч.э.} \cdot K^3 = m_{р.ч.э.} \cdot g \cdot K^3 = 12000 \cdot 9,8 \cdot 1,7^3 = 577769 \text{ Н} = 578 \text{ кН}, \quad (2.22)$$

- вес зубчатого венца

$$G_{з.в.} = G_{з.в.э.} \cdot K^3 = m_{з.в.э.} \cdot g \cdot K^3 = 8400 \cdot 9,8 \cdot 1,7^3 = 404438 \text{ Н} = 404 \text{ кН}. \quad (2.23)$$

Вес шаровой загрузки при заданной величине коэффициента $\varphi = 30 \%$ определяется по формуле

$$G_{ш} = \varphi \cdot V \cdot \rho_{ш} \cdot g = 0,3 \cdot 82 \cdot 4,6 \cdot 9,8 = 1107400 \text{ Н} = 1107 \text{ кН}, \quad (2.24)$$

где $\rho_{ш}$ – плотность шаров в насыпке (в массе); принимается равной $4,6 \text{ т/м}^3$; V – объем барабана шаровой мельницы МШЦ 4500×6000, (82 м^3).

Величина центробежной силы, развиваемая массой вращающихся с мельницей шаров, зависит, прежде всего, от режима работы мельницы.

При каскадном режиме вся масса шаров – $G_{ш} / g$ – вращается с обечайкой. При смешанном и водопадном режимах с обечайкой вращается лишь часть шаровой загрузки. Данные о количестве шаров на круговой и параболической траекториях при различных относительных скоростях приведены в табл. 2.1.

При работе мельницы в предлагаемом режиме, она будет иметь следующие параметры: α – угол отрыва шаров от корпуса барабана, $\alpha = 56^\circ = 0,98 \text{ рад.}$; ψ – действительная рабочая скорость вращения мельницы (в процентах от критической), $\psi = 75 \%$; N_K – относительное количество шаров данного слоя, находящихся на круговой траектории, $N_K = 56,5 \%$; $N_{П}$ –

относительное количество шаров данного слоя, находящихся на параболической траектории, $N_{\Pi} = 43,6 \%$.

Таблица 2.1

Количество шаров на круговых и параболических траекториях

α , град	60	45	30	0
ψ , %	70,7	84,1	93,1	100
N_K , %	54,8	61,0	70,8	100
N_{Π} , %	45,2	39,0	29,2	0

Относительное количество шаров данного слоя (с углом отрыва α), находящихся на круговой (N_K) и параболической (N_{Π}) траекториях можно найти из следующих зависимостей:

$$\frac{N_K}{N_{\Sigma}} = \frac{\pi - 2\alpha}{\pi - 2\alpha + \sin 2\alpha} = \frac{3,14 - 2 \cdot 0,98}{3,14 - 2 \cdot 0,98 + \sin 1,96^\circ} = 0,56, \quad (2.25)$$

$$\frac{N_{\Pi}}{N_{\Sigma}} = \frac{\sin 2\alpha}{\pi - 2\alpha + \sin 2\alpha} = \frac{\sin 1,96^\circ}{3,14 - 2 \cdot 0,98 + \sin 1,96^\circ} = 0,44. \quad (2.26)$$

Чтобы учесть действие всей массы загрузки, перемещающейся с барабаном, в рассмотрение вводится *редуцированный слой*, находящийся от оси вращения барабана на расстоянии $R_{ред} = 0,785 R$, где R – радиус барабана в свету. Этот слой динамически заменяет всю массу вращающейся части шаровой загрузки. Таким образом, центробежная сила найдется из выражения (рис. 2.15)

$$P_{ц} = \frac{N_K}{N_{\Sigma}} \cdot \frac{G_{ш}}{g} \cdot \omega^2 \cdot 0,785 R = 0,56 \cdot \frac{1107400}{9,8} \cdot 1,57^2 \cdot 0,785 \cdot 2,25 = 275398 \text{ Н} = 275 \text{ кН}. \quad (2.27)$$

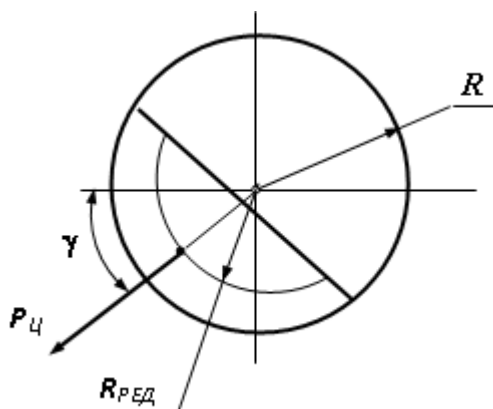


Рисунок 2.15 - Расчетная схема для определения центробежной силы

Направление действия этой силы принимается под углом $\gamma = 25^\circ$ к горизонту. Составляющие этой силы: горизонтальная – $P_{цг} = P_{ц} \cdot \cos \gamma$ и вертикальная – $P_{цв} = P_{ц} \cdot \sin \gamma$, соответственно равны 249 кН и 116 кН.

В шаровой мельнице МШЦ 4500×6000 применяется открытая косозубая передача, соответственно в месте контакта зубьев шестерни и зубчатого венца действуют три составляющие силы – окружная, радиальная и осевая, информация о которых необходима для расчета опорных реакций на подшипник.

Определение делительных диаметров:

$$d_{w1} = \frac{m \cdot Z_1}{\cos \beta} = \frac{20 \cdot 35}{\cos 6^\circ} = 703,8558 \text{ мм}, \quad (2.28)$$

$$d_{w2} = \frac{m \cdot Z_2}{\cos \beta} = \frac{20 \cdot 316}{\cos 6^\circ} = 6354,8123 \text{ мм}. \quad (2.31)$$

Определение вращающих моментов на валах зубчатой передачи без учёта потерь на трение:

$$T_1 = 9550 \cdot \frac{P_{\partial\partial}}{n_{\partial\partial}} = 9550 \cdot \frac{2500}{150} = 159167 \text{ Нм}, \quad (2.32)$$

электродвигатель СД: $P_{\partial\partial} = 2500 \text{ кВт}$; $n = 150 \text{ мин}^{-1}$.

$$T_2 = T_1 \cdot u_B \cdot \eta_y = 159167 \cdot 9 \cdot 0,96 = 1375202 \text{ Нм}, \quad (2.33)$$

$$u = \frac{Z_2}{Z_1} = \frac{316}{35} = 9. \quad (2.34)$$

Окружная скорость:

$$V = \frac{\pi \cdot d_{w1} \cdot n_{\partial\partial}}{60 \cdot 10^3} = \frac{3,14 \cdot 703,8558 \cdot 150}{60 \cdot 10^3} = 5,5 \text{ м/с}. \quad (2.35)$$

Окружная сила:

$$F_t = \frac{2 \cdot T_1 \cdot 10^3}{d_{w1}} = \frac{2 \cdot 159167 \cdot 10^3}{703,8558} = 452272 \text{ Н}. \quad (2.36)$$

Осевая сила:

$$F_x = F_t \cdot \operatorname{tg} \beta = 452272 \cdot \operatorname{tg} 6^\circ = 47536 \text{ Н.} \quad (2.37)$$

Радиальная сила:

$$F_R = F_t \cdot \operatorname{tg} \alpha_t = 452272 \cdot 0,37 = 167341 \text{ Н,} \quad (2.38)$$

$$\alpha = 20^\circ; \quad \operatorname{tg} \alpha_t = \frac{\operatorname{tg} \alpha_t}{\cos \beta} = 0,37.$$

Расчетная схема сил, действующих в горизонтальной и вертикальной плоскости при работе шаровой мельницы МШЦ 4500×6000, имеет вид (рис. 2.16)

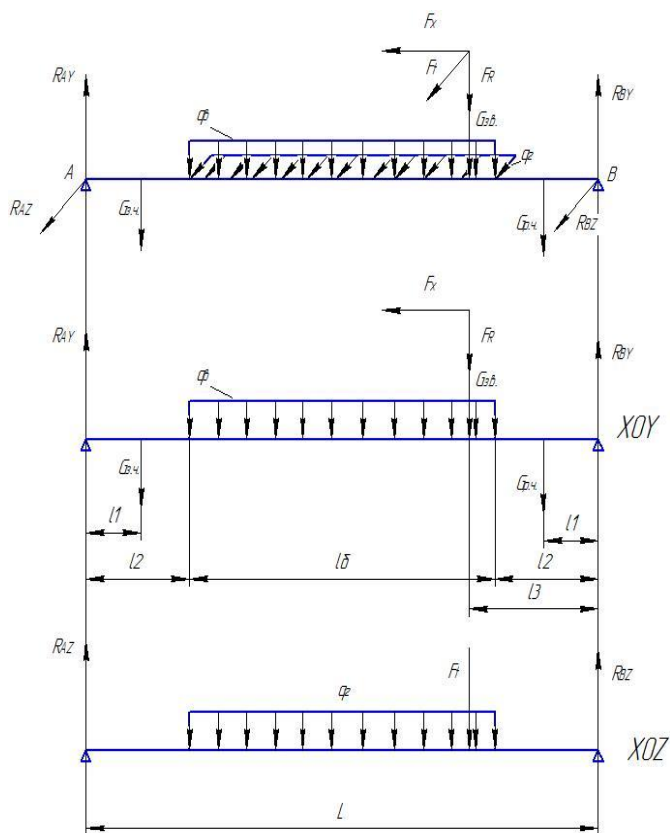


Рисунок 2.16 - Расчетная схема сил, действующих в горизонтальной и вертикальной плоскости при работе шаровой мельницы МШЦ 4500×6000

Результаты расчета опорных реакций шаровой мельницы, выполненные по разработанной схеме (рис. 2.16), а также их проверки представлены ниже:

- Для плоскости XOY

Уравнение моментов сил относительно т. А:

$$\sum M_A \llcorner_i \rceil = 0, \quad (2.39)$$

$$-G_{з.ч.} \cdot l_1 - q_{\delta} \cdot l_{\delta} \left(\frac{l_{\delta}}{2} - l_2 \right) - \mathfrak{E}_R + G_{з.б.} \cdot l_3 - G_{п.ч.} \cdot l_1 - F_X \cdot 0,5 \cdot d_{w2} + R_{BY} \cdot L = 0,$$

где q_{δ} – распределенная нагрузка (от веса барабана G_{δ} и вертикальной составляющей центробежной силы $P_{цб}$)

Уравнение моментов сил относительно т. В:

$$\sum M_B \mathfrak{E}_i = 0, \quad (2.40)$$

$$-R_{AY} \cdot L + G_{з.ч.} \cdot l_1 - q_{\delta} \cdot l_{\delta} \left(\frac{l_{\delta}}{2} + l_2 \right) + \mathfrak{E}_R + G_{з.б.} \cdot l_3 + G_{п.ч.} \cdot l_1 + F_X \cdot 0,5 \cdot d_w = 0$$

Реакции в т. А и т. В в результате расчетов соответственно составили:

$$R_{AY} = \frac{G_{з.ч.} \cdot l_1 - q_{\delta} \cdot l_{\delta} \left(\frac{l_{\delta}}{2} + l_2 \right) + \mathfrak{E}_R + G_{з.б.} \cdot l_3 + G_{п.ч.} \cdot l_1 + F_X \cdot 0,5 \cdot d_w}{L} =$$

$$= \frac{399 \cdot 6,74 - 0,9 \cdot 151 \cdot 6,01 \cdot \left(\frac{6,01}{2} + 1,34 \right) + 67 + 404 \cdot 1,23 + 578 \cdot 0,9 + 48 \cdot 0,5 \cdot 6,35}{8,74} = 964 \text{ кН};$$

$$R_{BY} = \frac{G_{з.ч.} \cdot l_1 + q_{\delta} \cdot l_{\delta} \left(\frac{l_{\delta}}{2} + l_2 \right) + \mathfrak{E}_R + G_{з.б.} \cdot l_3 - G_{п.ч.} \cdot l_1 - F_X \cdot 0,5 \cdot d_{w2}}{L} =$$

$$= \frac{399 \cdot 0,9 + 151 \cdot 6,01 \cdot \left(\frac{6,01}{2} + 1,34 \right) + 67 + 404 \cdot 6,74 - 1,23 \cdot 578 \cdot 6,74 - 0,9 \cdot 48 \cdot 0,5 \cdot 6,35}{8,74} =$$

$$= 1482 \text{ кН}.$$

Проверка:

$$R_{AY} - G_{з.ч.} - q_{\delta} \cdot l_{\delta} - \mathfrak{E}_R + G_{з.б.} - G_{п.ч.} + R_{BY} = 0;$$

$$964 - 400 - 151 \cdot 6,01 - 67 + 404 - 578 + 1482 = 0$$

- Для плоскости XOZ

Уравнение моментов сил относительно т. А:

$$\sum M_A \mathfrak{E}_i = 0;$$

$$-q_{\tau} \cdot l_{\delta} \left(\frac{l_{\delta}}{2} + l_2 \right) - F_t \cdot l_3 - R_{BZ} \cdot L = 0;$$

где q_{τ} – распределенная нагрузка возникающая от горизонтальной составляющей центробежной силы $P_{цг}$.

Уравнение моментов сил относительно т. В:

$$\sum M_B \overleftarrow{F_i} = 0;$$

$$-R_{AZ} \cdot L + q_c \cdot l_6 \left(\frac{l_6}{2} + l_2 \right) + F_t \cdot l_3 = 0;$$

Реакции в т. *A* и т. *B* в результате расчетов соответственно составили:

$$R_{AZ} = \frac{q_c \cdot l_6 \left(\frac{l_6}{2} + l_2 \right) + F_t \cdot l_3}{L} =$$

$$= \frac{41 \cdot 6,01 \cdot \left(\frac{6,01}{2} + 1,34 \right) + 452 \cdot 1,23}{8,74} = 187 \text{ кН};$$

$$R_{BZ} = \frac{q_c \cdot l_6 \left(\frac{l_6}{2} + l_2 \right) + F_t \cdot l_3 - l_3}{L} =$$

$$= \frac{41 \cdot 6,01 \cdot \left(\frac{6,01}{2} + 1,34 \right) + 452 \cdot 1,23 - 1,23}{8,74} = 511 \text{ кН}.$$

Проверка:

$$R_{AZ} - q_c \cdot l_6 - F_t + R_{BZ} = 0;$$

$$187 - 41 \cdot 6,01 - 452 + 511 = 0.$$

Суммарная реакция в опоре *A* и *B*:

$$R_A = \sqrt{R_{AY}^2 + R_{AZ}^2} = \sqrt{964^2 + 187^2} = 982 \text{ кН}, \quad (2.41)$$

$$R_B = \sqrt{R_{BY}^2 + R_{BZ}^2} = \sqrt{1482^2 + 511^2} = 1568 \text{ кН}. \quad (2.42)$$

Реакции, возникающие в процессе работы мельницы в предлагаемом режиме можно определить по следующей формуле:

$$R_{\text{дин}} = k_{\text{дин}} \cdot R, \quad (2.43)$$

где $k_{\text{дин}}$ – коэффициент характеризующий влияние динамики, на реакции в подшипниках, $k_{\text{дин}} \approx 2 \div 3$.

Динамические реакции в опорах *A* и *B*:

$$R_{A\text{дин}} = 3 \cdot R_A = 2946 \text{ кН}, \quad (2.44)$$

$$R_{B\text{дин}} = 3 \cdot R_B = 4704 \text{ кН}. \quad (2.45)$$

На подшипник находящийся в т. А действует сила $R_{\text{Адин}} = P_A = 2946000 \text{ Н}$, на подшипник находящийся в т. В действует сила $R_{\text{Вдин}} = P_B = 4704000 \text{ Н}$.

Таким образом, удельная нагрузка на подшипник в т. А:

$$p_A = \frac{P_A}{d \cdot l} = \frac{2946000}{1900 \cdot 650} = 2,4 \frac{\text{Н}}{\text{мм}^2} = 2,4 \text{ МПа} \quad (2.46)$$

и удельная нагрузка на подшипник в т. В:

$$p_B = \frac{P_B}{d \cdot l} = \frac{4704000}{1900 \cdot 650} = 3,8 \frac{\text{Н}}{\text{мм}^2} = 3,8 \text{ МПа} . \quad (2.47)$$

при предлагаемых режимах эксплуатации мельницы оказались меньше допустимых ($p_{\text{доп}}=4 \text{ МПа}$).

Результаты расчетов по увеличению срока службы футеровки шаровой мельницы приведены на плакате графической части проекта.

2.2 Увеличение срока службы вал-шестерни

2.2.1 Постановка задачи

В процессе эксплуатации шаровых мельниц на участке измельчения дробилно-обогажительной фабрики ОАО «Карельский окатыш» наблюдается повышенный износ зубьев их вал-шестерен, из-за чего требуется осуществлять частые ремонтные работы (восстановление зубьев или переточка на новый размер). Как можно заключить из вида изношенных зубьев, их износ происходит главным образом из-за попадания абразива (железной руды) на эвольвентную поверхность зуба. Попадание абразива происходит вследствие негерметичности барабана шаровой мельницы.

В настоящее время для снижения износа зубьев применяется «ручной» метод смазки, когда смазка наносится парциально, лопаткой, на каждый зуб вал-шестерни во время проведения планово-предупредительного ремонта (ППР), который проводится раз в месяц. Поскольку при такой системе слой смазки не обновляется большой период времени и в ней накапливается

абразив. В результате смешивания смазки с абразивом наблюдается повышенный износ зубьев вал-шестерни.

Для увеличения износостойкости зубьев в настоящем проекте разрабатывается система подачи смазки, при которой отработавший слой смазки, загрязненный абразивом, будет непрерывно заменяться новым слоем смазки без абразива.

Осуществлять обновление смазки предлагается за счет ее периодической принудительной подачи в зону зацепления. Данный процесс можно осуществить системой подачи смазки, технологическая схема которой представлена на чертеже графической части.

Система подачи (см. чертеж графической части) включает следующие элементы:

- рассеиватель (1), с помощью которого наносится смазка на поверхность зубьев, представляющий собой горизонтальный цилиндр длиной равной ширине зуба с равномерно расположенными отверстиями (рис. 2.17) по своей длине;
- шланги (2), подводящие смазку к зубчатому зацеплению и рассеивателю;
- цилиндр (3) наполненный консистентной смазкой (солидолом);
- поршень (4), который вытесняет смазку из полости цилиндра, при подаче на его внешнюю поверхность сжатого воздуха;
- подводящие шланги (5);
- баллон со сжатым воздухом (6).

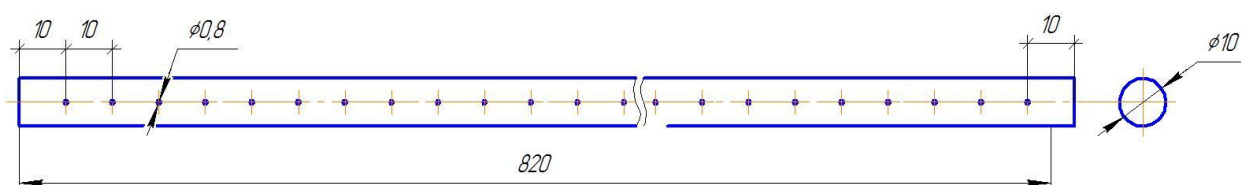


Рисунок 2.17 - Рассеиватель смазки

Чтобы рассчитать данную систему подачи смазки необходимо знать расход смазки, время и давление, с которым необходимо воздействовать на поршень.

2.2.2 Определение необходимого расхода смазки

При установлении необходимого расхода смазки исходили из того, что ее количество на эвольвентной поверхности вал-шестерни должно быть достаточным для обеспечения жидкостного трения. При таком виде трения сопряженные детали машин работают при непрерывной масляной пленке, что способствует уменьшению износа.

Жидкостное трение, т.е. полное разделение трущихся поверхностей слоем масла, достигают непрерывной и принудительной подачей масла в зазор между трущимися поверхностями. Толщина масляного слоя измеряется при этом сотыми, а иногда десятыми долями миллиметра [28].

Исходя из указанного выше условия, примем толщину масляного слоя равную $S = 100 \text{ мкм} = 1 \cdot 10^{-4} \text{ м}$.

Рассчитаем необходимый объем смазки, наносимый на один зуб, для этого, сначала определим площадь боковой поверхности зуба

$$F_{\text{б.п.з}} = K_{\text{б.п.з}} \cdot \frac{H}{\cos \alpha} \cdot h = 1,3 \cdot \frac{820}{\cos 6^\circ} \cdot 45 = 37103 \text{ мм}^2 = 37103 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2, \quad (2.48)$$

где $K_{\text{б.п.з}}$ – коэффициент, учитывающий эвольвентный профиль боковой поверхности зуба (принимается равным 1,3); H – ширина зубчатого венца вал-шестерни, $H = 820 \text{ мм}$; h – высота зуба, $h = 44,97 \approx 45 \text{ мм}$.

Объем наносимого масляного слоя на одну боковую сторону зуба, необходимый для создания в зубчатом зацеплении жидкостного трения

$$V_{\text{н.м.с}} = F_{\text{б.п.з}} \cdot S = 37103 \cdot 10^{-6} \cdot 1 \cdot 10^{-4} = 3,7 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3 \quad (2.49)$$

При жидкостном трении объем масла для нанесения на две боковые стороны составит

$$V_{\text{м.с.з}} = 2V_{\text{н.м.с}} = 2 \cdot 3,7 \cdot 10^{-6} = 7,4 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3 \quad (2.50)$$

Количество смазочного материала необходимого для нанесения на все зубья (35 зубьев) вал-шестерни и все зубья зубчатого венца (316 зубьев)

$$V_{\text{общ}} = 35V_{\text{м.с.з}} + 316V_{\text{м.с.з}} = 2,6 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3 \quad (2.51)$$

Расход масла

$$Q = \frac{V_{\text{общ}}}{t} = \frac{2,6 \cdot 10^{-3}}{3,6} = 7,2 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.52)$$

где t – время одного оборота зубчатого венца, $t = 3,6$ с.

2.2.3 Определения давления на смазку на выходе из отверстий рассеивателя

Скорость истечения потока масла через отверстия в рассеивателе

$$V = \frac{Q}{S} = \frac{7,2 \cdot 10^{-4}}{4,1 \cdot 10^{-5}} = 18 \text{ м/с} \quad (2.53)$$

где $S_{\text{общ}} = N \cdot S_{\text{отв}} = 81 \cdot 5 \cdot 10^{-7} = 4,1 \cdot 10^{-5} \text{ м}^2$ – общая площадь отверстий рассеивателя, N – количество отверстий в рассеивателе, $N = 81$,
 $S_{\text{отв}} = \frac{\pi d^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,0008^2}{4} = 5 \cdot 10^{-7} \text{ м}^2$, d – диаметр отверстия рассеивателя, $d = 0,0008$ м.

Давление масла на выходе из отверстий рассеивателя

$$p = \gamma \frac{\rho \cdot V^2}{2} = 1,45 \frac{950 \cdot 18^2}{2} = 0,2 \cdot 10^6 \text{ Па} = 0,2 \text{ МПа}, \quad (2.54)$$

где γ – коэффициент характеризующий гидравлические сопротивления, $\gamma = 1,45$, ρ – плотность масла, $\rho = 0,9$.

Необходимый объем емкости со смазочным материалом можно рассчитать из следующих условий:

- смазка подается через каждые 24000 оборота зубчатого венца, что соответствует одному разу в сутки;

- время подачи смазки соответствует времени одного полного оборота венца ($t = 3,6$ с);
- объем масла в емкости на межремонтный период (планово-предупредительный ремонт шаровой мельницы проводят один раз в месяц).

Исходя из указанных выше условий, объем емкости равен

$$V_E = Q \cdot t \cdot N = 7,2 \cdot 10^{-4} \cdot 3,6 \cdot 30 = 0,078 \text{ м}^3 \quad (2.55)$$

где N – количество смазок зубчатой передачи.

Схема предлагаемой системы смазки представлена на чертеже в графической части работы.

3.РАЗРАБОТКА РЕМОНТНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ЭЛЕМЕНТОВ МЕЛЬНИЦЫ

Вал-шестерня, применяемая на шаровой мельнице МШЦ 4500×6000, которая, в свою очередь, широко используется на участке измельчения ОАО «Карельский окатыш», является дорогостоящей и быстроизнашивающейся деталью. Вследствие чего разработка рациональной схемы восстановления данной детали является важной практической задачей.

Износ вал-шестерни происходит главным образом в месте её зацепления с венцом шаровой мельницы, т. е. в месте контакта зубьев. Так направление вращения шестерни неизменно, происходит односторонний износ боковой поверхности зуба.

Основные причины износа зубьев вал-шестерни:

- попадание в места контакта зубьев вал-шестерни и венца абразивной пульпы из мельницы, которая попадает туда вследствие плохой герметизации болтового соединения корпуса шаровой мельницы с внутренней футеровкой;
- несоосность вал-шестерни и венца;
- неточность изготовления вал-шестерни;
- несвоевременная смазка;
- ненадлежащие ТО и Р.

Устранение описанных выше причин износа приведет к его уменьшению, а соответственно и увеличению срока службы вал-шестерни.

В данном курсом проекте будет рассмотрен вариант восстановления профиля зуба вал-шестерни.

Зубчатые колеса подлежат замене при износе зубьев по толщине на делительном диаметре более 30 % для любых передач с чугунными колесами и открытых передач со стальными колесами [7].

3.1 Химический состав и механические свойства материала изготовления вал-шестерни

Материалом изготовления вал-шестерни является легированная сталь 34ХН3М, химический состав которой представлен в табл. 3.1, а механические свойства данной стали представлены в табл. 3.2.

Таблица 3.1 - Химический состав стали

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Mo
0,3 – 0,4	0,17 – 0,37	0,5 – 0,8	2,75 – 3,25	до 0,035	до 0,03	0,7 – 1,1	0,25 – 0,4

Таблица 3.2 - Механические свойства стали

Сортамент	Размер	Напр.	σ_b	σ_T	δ	ψ	KCU	Термообр.
-	мм	-	МПа	МПа	%	%	кДж / м ²	-
Поковки	100 - 300		785	640	12	38	490	Нормализация

3.2 Определение критического износа зубьев вал-шестерни

Зубчатые колеса подлежат замене при износе зубьев по толщине на делительном диаметре более 30 % для открытых передач со стальными колесами [7]. Поэтому исходя из этого условия, толщину критически изношенного зуба $S_{крит}$ можно рассчитать по следующей формуле:

$$S_{крит} = 0,7 \cdot S_x = 0,3 \cdot 29 = 20,3 \text{ мм}, \quad (3.1)$$

где $S_x = 29$ мм – толщина зуба по хорде (при высоте до хорды $h_x = 19$ мм).

3.3 Порядок восстановления зубьев вал-шестерни

- ручная электродуговая наплавка;
- отделочная зубообработка на фрезерном станке 5А342.
-

3.4 Подготовка вал-шестерни к технологическим операциям

Для выполнения ремонта необходимо выявление дефектов и пороков детали. Выявление дефектов предусматривает выполнение следующих работ:

- промывка от следов смазки и ржавчины;
- тщательный осмотр и проверка повреждений, а также мелких дефектов.

Качество очистки деталей влияет на их восстановление и дефектацию. Выбор способа очистки зависит от конфигурации и размеров детали, вида ее загрязнения. Несмотря на различную природу все загрязнения (масла и смазки, нагар, лаковые отложения, продукты коррозии и т.д.) обладают высокой адгезией (прилипаемость).

Для удаления следов смазки деталь промывается керосине или в обезжиривающих растворах. Деталь со следами ржавчины погружаем в керосин на 6-8 часов (либо в емкость с керосином, подается под давлением перегретый водяной пар, тогда время очистки детали от смазки значительно сокращается), после чего деталь протирается обтирочными материалами (ветошью) насухо.

После промывки, проводится дефектовка, по её результатам детали разделяют на три группы:

- Годные детали, размеры которых лежат в пределах допустимых величин. Их отправляют на сборку или склад готовой продукции.
- Детали подлежащие ремонту, износ и повреждения которых могут быть исправлены. Их отправляют на ремонт или склад деталей, ожидающих ремонта.
- Детали забракованные. Восстановить их невозможно или экономически нецелесообразно. Их отправляют на склад утиля как лом.

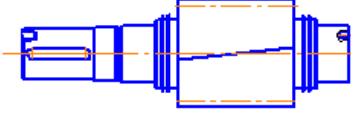
В результате осмотра выявляем степень износа зубьев шестерни и определяем целесообразность ремонта.

Зубчатые колеса не подлежат восстановлению, если имеются поломанные зубья, трещины, питтинг на большом числе зубьев, отслоения на рабочей стороне зубьев цементированного слоя.

Поверхности детали, которые необходимо сохранить от брызг и налетов окислов, закрывают сухим или мокрым асбестом [7].

По результатам осмотра зубьев вал-шестерни составляют дефектовочную карту (табл. 3.3)

Таблица 3.3 - Дефектовочная карта

		Дефектовочная карта		Лист		
		Наименование узла Номер узла Номер детали Наименование детали Количество на узел Материал детали Термообработка Твердость		Всего листов		
Номер позиции на эскизе	Наименование дефекта	Способ установления дефекта	Номинальные размеры, мм	Допустимые размеры без ремонта, мм	Размеры допустимые для ремонта, мм	Способ ремонта
1	Износ зубьев	Штангензубомер	$29^{+0,23}_{+0,01}$	20,3-29	>20,3	Наплавка Отделочная зубообработка на фрезерном станке

3.5 Параметры ручной электродуговой наплавки

3.5.1 Выбор диаметра d_e электрода

Наплавка вал-шестерни осуществляется от сварочного генератора или выпрямителя при постоянном токе при обратной полярности подключения, т. е. обратная полярность рекомендуется для большинства марок качественных электродов [8].

При наплавке (особенно электродами ОЗН) перегрев наплавленного слоя не допускается. Для этого слой наплавливают отдельными валиками с полным последовательным охлаждением каждого валика. Положение электрода при наплавке должно соответствовать изображенному на рис. 3.

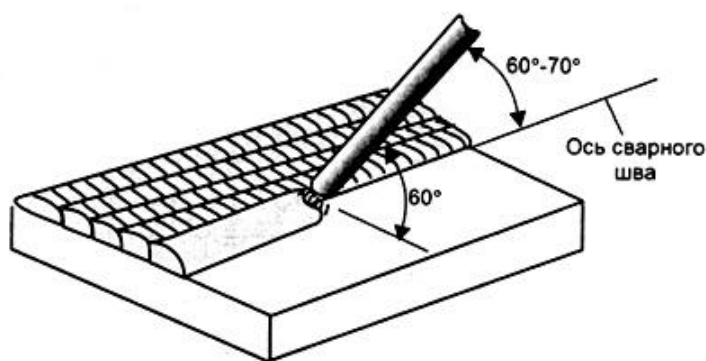


Рисунок 3.1 - Положение электрода при наплавке отдельными валиками

Для ручной дуговой наплавки применяют как специальные наплавочные электроды, так и обычные сварочные, предназначенные для сварки легированных сталей (ГОСТ 1005-75).

При наплавке регламентируют только два параметра режима – диаметр электрода и наплавочный ток. Длина дуги составляет обычно 0,5...1,1 от диаметра электрода и выдерживается сварщиком вручную. Лучшее качество наплавки обеспечивает короткая дуга [8].

Диаметр электрода d_e выбирают исходя из толщины наплаваемого слоя S . В случае работы шаровой мельницы вал-шестерня вращается только в

одну сторону, соответственно изнашиваться будет только одна сторона зуба вал-шестерни. Исходя из этого, толщина наплавляемого слоя на изношенную сторону будет составлять $S = 8,7$ мм, с учетом запаса на последующую механическую обработку общая толщина наплавляемого слоя составит $S_{общ} = 10$ мм диаметр электрода $d_э = 4$ мм.

3.5.2 Расчет массы наплавленного металла и количество необходимых для наплавки электродов

Площадь боковой поверхности зуба:

$$F_{б.п.з} = K_{б.п.з} \cdot \frac{H}{\cos \alpha} \cdot h = 1,3 \cdot \frac{820}{\cos 6^\circ} \cdot 45 = 37103 \text{ мм}^2, \quad (3.2)$$

где $K_{б.п.з}$ – коэффициент, учитывающий эвольвентный профиль боковой поверхности зуба (принимается равным 1,3); H – ширина зубчатого венца вал-шестерни, $H = 820$ мм; h – высота зуба, $h = 44,97 \approx 45$ мм.

Объем наплавляемого металла:

$$V_{н.м} = F_{б.п.з} \cdot S_{общ} = 37103 \cdot 10 = 371030 \text{ мм}^3 = 3,7 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3, \quad (3.3)$$

где S – толщина наплавляемого слоя металла, $S_{общ} = 10$ мм.

Масса наплавленного металла:

$$g_{н.м} = V_{н.м} \cdot \rho = 3,7 \cdot 10^{-4} \cdot 7,8 \cdot 10^3 = 2,9 \text{ кг} = 2900 \text{ г} \quad (3.4)$$

где ρ – плотность наплавляемого материала (для стали $7,8 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$).

Необходимая масса электродного материала:

$$g_{э.м} = \frac{g_{н.м}}{0,8} = \frac{2900}{0,8} = 3625 \text{ г}. \quad (3.5)$$

Масса рабочей части электрода ($L_{эл} = 420$ мм) диаметром 4 мм стандартной длины:

$$g_э = F_{эл} \cdot L_{эл} \cdot \rho = \frac{3,14 \cdot 4^2 \cdot 420 \cdot 7,8 \cdot 10^{-3}}{4} = 41 \text{ г}, \quad (3.6)$$

где $F_{эл}$ – площадь электрода.

Количество электродов, необходимое для наплавки одного зуба:

$$N = \frac{g_{э.м}}{g_э} = \frac{3625}{41} \approx 88 \text{ электродов.} \quad (3.7)$$

С учетом того, что вал-шестерня имеет 35 зубьев, количество электродов составит:

$$N_1 = 35 \cdot N = 35 \cdot 88 = 3080 \text{ электродов.} \quad (3.8)$$

3.5.3 Установление силы наплавочного тока, основного времени наплавки, эффективной мощности дуги

Наплавочный ток ориентировочно рассчитывается по следующей упрощенной формуле

$$I = 20 + 5d_э \geq d_э \geq 0,75 = 20 + 5 \cdot 4 \geq 4 \geq 0,75 = 120 \text{ А,} \quad (3.9)$$

где $d_э = 4 \text{ мм}$.

При зажигании дуги напряжение U_0 между электродом и свариваемой деталью составляет примерно 60 В. При замыкании сварочной цепи оно падает до нуля, а после возбуждения дуги поддерживается в пределах 16...30 В в зависимости от длины дуги и марки электрода. Так для стальных электродов напряжение дуги может быть вычислено по формуле

$$U_0 = a + bl = 15 + 3 \cdot 2,8 = 23,4 \text{ В,} \quad (3.10)$$

где $a = 15 \text{ В}$; $b = 3 \text{ В}$; $l = 0,7 \cdot d_э = 0,7 \cdot 4 = 2,8 \text{ мм}$.

При установившемся процессе наплавки плавление электрода под действием дуги происходит равномерно:

$$g_{э.м} = \alpha_p It, \quad (3.11)$$

где $g_{н.м}$ - масса расплавленного электродного металла, $g_{э.м} = 1625 \text{ г}$; α_p - коэффициент расплавления, $\alpha_p = 10 \text{ г/(А ч)}$; I – сила тока, $I = 120 \text{ А}$; t - время горения дуги, ч.

Преобразовав (11) получается, что время горения дуги и соответственно время наплавки одного зуба составляет

$$t = \frac{g_{э.м}}{\alpha_p \cdot I} = \frac{3625}{10 \cdot 120} = 3 \text{ часа} \approx 180 \text{ мин.} \quad (3.12)$$

Общее время горения дуги, на наплавку 35 зубьев

$$t_{\text{общ}} = 35 \cdot t = 35 \cdot 180 = 6300 \text{ мин.} \quad (3.13)$$

Эффективная мощность дуги (мощность, расходуемая на нагрев металла)

$$Q_s = h_s \cdot Q_0 = 0,8 \cdot 8280 = 6624 \text{ Вт} \quad (3.14)$$

где A_s - эффективный КПД процесса нагрева металла (0,7...0,85); Q_0 - полная мощность, выделяющаяся в столбе дуги, $Q_0 = IU_0 = 120 \cdot 23,4 = 2808 \text{ Вт}$ [2].

3.5.4 Выбор сварочного аппарата

Для наплавки выбирается сварочный аппарат Русич С 300, со следующими техническими характеристиками (табл. 3.4).

Таблица 3.4 Технические характеристики сварочного аппарата Русич С 300

Параметры	
Диапазон питающей сети	220/380 В
Напряжение холостого хода	38 В
Род сварочного тока	переменный / постоянный
Сварочный ток	АС 20-300 А, DC 20-230 А
Продолжительность нагрузки в режиме сварки при максимальном сварочном токе	70 % min
Выходная мощность в режиме сварки	8,5 КВА
Пределы регулирования	АС 20-300, DC 20-230
Диаметр электрода	1,2 - 6 (АС) / 4 (DC) мм.
Габаритные размеры	550х 370 х 370 мм
Вес	40 кг
Система охлаждения	принудительная

3.5.5 Выбор подходящей марки электрода

Металлические электроды для сварки представляют собой пруток из сварочной проволоки, называемый стержнем электрода 1 (рис. 3.2), на который нанесен слой покрытия 2.

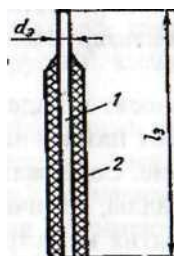


Рисунок 3.2 - Металлический толстопокрытый электрод: 1 — стержень, 2 — покрытие

Электроды с диаметром стержня $d_s = 4$ мм имеют стандартную длину $l_s = 450$ мм. Один конец электрода на длине 30...40 мм оставляют свободным от покрытия (рис. 1) для закрепления электрода в держателе и подведения сварочного тока [2].

Для наплавки боковой поверхности зубьев вал-шестерни выбирается наплавочная проволока того же состава или близкая по механическим свойствам к основному материалу изготовления, это связано с необходимостью поддержания разных твердостей зубьев у вал-шестерни и венца шаровой мельницы.

Наплавка осуществляется электродной проволокой 4 Н-34ХН3М, условное обозначение электрода:

$$\frac{\text{Э85 - Т - 590 - 4,0 - НД2}}{\text{Е30 1} \bigcirc \text{Б40}}$$

Стальная наплавочная проволока диаметром 4 мм, содержащая в своем составе $\sim 0,34\% \text{C}$, $1\% \text{Cr}$, $3\% \text{Ni}$, $0,35\% \text{Mn}$. Э85 -тип электрода; Т - 590— марка электрода; 4,0 — диаметр электрода, мм; Н — для наплавки легированных сталей; Д - с толстым покрытием второй группы качества; 30 — предел прочности материала сварного шва (300 МПа); 1 — относительное

удлинение 18 %; 5 — ударная вязкость не менее 34,3 Дж/см²; Б — с основным покрытием; 4 - для наплавки в нижнем положении; 0 - на постоянном токе обратной полярности.

3.6 Параметры фрезерования

Для фрезерования может быть использован станок 5А342 (рис. 3.3), который предназначен для фрезерования зубьев цилиндрических зубчатых колес методом обкатки червячной фрезой и методом единичного деления дисковой или пальцевой фрезами. основные технические характеристики которого представлены в табл. 3.5.



Рисунок 3.3 - Общий вид зубофрезерного станка 5А342

Таблица 3.5 - Технические характеристики станка 5А342

Наибольший диаметр обрабатываемых цилиндрических зубчатых колес, мм	2000
Наибольшая длина вертикального перемещения фрезерного суппорта, мм	900
Наибольший модуль обрабатываемого колеса (не менее), мм:	
- червячной фрезой	20
- дисковой фрезой	25
- пальцевой фрезой	30*

Наибольший угол наклона линии зуба обрабатываемых зубчатых колес, град	$\pm 45^\circ$
Диаметр стола, мм	1800
Наибольшая масса устанавливаемой заготовки (с учетом массы закрепляющих элементов), кг	20000
Наибольший диаметр устанавливаемых червячных фрез, мм	300
Наибольшая длина устанавливаемых червячных фрез, мм	500
Пределы чисел нарезаемых зубьев	10...1800
Пределы частоты вращения шпинделя, об/мин	8...125
Пределы осевых подач, мм/мин:	
- при обкатке	0,02...510
Пределы радиальных подач, мм/мин	0,013...328
Наибольший крутящий момент на шпинделе (не менее), кН.м	2,5
Род тока питающей сети	Переменный трехфазный
Номинальная частота, Гц	50
Номинальное напряжение, В	380
Мощность привода главного движения (не менее), кВт	20
Габаритные размеры станка, мм:	
- длина	8600
- ширина	4440
- высота	3700
- высота над уровнем пола	3800
Масса станка, кг	32040

Технологическая карта по фрезерованию восстановленной поверхности шестерни представлены в приложении 2.

На ремонтном чертеже в графической части представлена последовательность технологических операций для восстановления изношенных зубьев вал-шестерни.

4. АНАЛИЗ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ СХЕМОТЕХНИЧЕСКОЙ ЧАСТИ МЕЛЬНИЦЫ

В данной части дипломного проекта была рассчитана схема электроснабжения участка измельчения дробильно-обоганительной фабрики (ДОФ). Паспортные данные электроприемников, которые находятся на участке измельчения, представлены в табл. 4.1.

Таблица 4.1 - Паспортные данные электроприемников

Электроприемник	P , кВт	К.п.д., %	$\cos \varphi$	K_{Π}	Кол- во
Стержневая мельница с центральной разгрузкой МСЦ 3600×5500	1250	93,5	0,9	6,3	12
Шаровая мельница с центральной разгрузкой МШЦ 4500×6000	2500	95,1	0,9	6,3	24
Конвейер ленточный (длинный)	300	94,1	0,83	6,5	24
Конвейер ленточный (короткий)	150	93,1	0,91	6,3	12
Магнитный сепаратор ПБМ-ПП-90-250	4	96,1	0,89	6,7	36
Гидроциклон ГЦ-710	50	95,1	0,86	6,5	12
Гидроциклон ГЦ-500	30	95,1	0,85	6,7	12
Магнитный дешламатор МД-9	80	96,5	0,87	6,8	24

Примечание. K_{Π} - кратность пускового тока, $K_{\Pi} = \frac{I_{\text{ПУСК}}}{I_{\text{НОМ}}}$,

$I_{\text{ПУСК}}$ - пусковой ток; $I_{\text{НОМ}}$ - номинальный ток.

4.1 Определение типа и мощности трансформатора для гпп

Принимаем к установке трансформатор типа ТРДЦН. Мощность трансформатора ($S_{\text{тр}}$) определяем методом коэффициента спроса [29].

Для однотрансформаторной подстанции $S_{\text{тр}} > S_p$,

где S_p - полная расчётная мощность электроприемников:

$$S_p = \frac{P_p}{\cos \varphi_{\text{ср.взвеш}}}, \quad (4.1)$$

P_p - активная расчётная мощность электроприемников; $\cos \varphi_{\text{ср.взвеш}}$ - средневзвешенный $\cos \varphi$.

Средневзвешенный $\cos \varphi$ определяется из выражения

$$\begin{aligned} \cos \varphi_{\text{ср.взвеш}} &= \frac{\sum P_{H_i} \cdot \cos \varphi_{\text{ном}_i}}{\sum P_{H_i}} = \\ &= \frac{12 \cdot 1250 \cdot 0,9 + 24 \cdot 2500 \cdot 0,9 + 24 \cdot 300 \cdot 0,83 + 12 \cdot 150 \cdot 0,91 +}{12 \cdot 1250 + 24 \cdot 2500 + 24 \cdot 300 + 12 \cdot 150 +} \\ &\quad + \frac{36 \cdot 4 \cdot 0,89 + 12 \cdot 50 \cdot 0,86 + 12 \cdot 30 \cdot 0,85 + 24 \cdot 80 \cdot 0,87}{+ 36 \cdot 4 + 12 \cdot 50 + 12 \cdot 30 + 24 \cdot 80} = 0,898; \end{aligned} \quad (4.2)$$

В соответствии с методом коэффициента спроса, расчётная активная мощность определяется

$$P_p = K_c \sum P_{H_i}. \quad (4.3)$$

Коэффициент спроса K_c определяется по эмпирической формуле

$$\begin{aligned} K_c &= 0,29 + 0,71 \frac{P_{H.\text{max}}}{\sum P_{H_i}} = \\ &= 0,29 + 0,71 \frac{24 \cdot 2500}{12 \cdot 1250 + 24 \cdot 2500 + 24 \cdot 300 + 12 \cdot 150 + 36 \cdot 4 + 12 \cdot 50 + 12 \cdot 30 + 24 \cdot 80} = \\ &= 0,780, \end{aligned} \quad (4.4)$$

где $P_{H.\text{max}}$ – максимальный по мощности из установленных электроприемников участка измельчения

$$\begin{aligned} P_p &= 0,780 \cdot (2 \cdot 1250 + 24 \cdot 2500 + 24 \cdot 300 + 12 \cdot 150 + 36 \cdot 4 + 12 \cdot 50 + 12 \cdot 30 + 24 \cdot 80) = \\ &= 67879 \text{ кВт} \end{aligned} \quad (4.5)$$

По формуле (2.1) определяем

$$S_p = \frac{67879}{0,898} = 75589 \text{ кВА}. \quad (4.6)$$

По рассчитанной мощности всех электроприемников S_p , выбирается трансформатор ТРДЦН-63000/110-У1, технические характеристики которого представлены в табл. 4.2.

Таблица 4.2 – Данные электрической цепи

Серия трансформатора	ТРДЦН
Система охлаждения	масляный
Номинальное напряжение (ВН, первичное), кВ	115
Номинальное напряжение (НН, вторичное), кВ	6,3; 10,5
Номинальная мощность, кВА	63000
Активное сопротивление трансформатора, Ом	0,0090
Индуктивное сопротивление трансформатора, Ом	0,0043

4.2 Выбор типа и сечения высоковольтного кабеля

Принимаем к установке высоковольтный сталеалюминиевый провод АС. Сечение токоведущих жил кабеля выбирается по допустимой токовой нагрузке, т.е. нужно выбрать такое сечение, которому соответствует допустимый ток, ближайший больший расчетного тока.

$$S \equiv I_{\text{д}} \geq I_{\text{р}}. \quad (4.7)$$

Учтём возможный рост нагрузки участка до полной мощности трансформатора ТРДЦН-80000/110-У1. В этом случае расчётный ток высоковольтного кабеля определяется по номинальной мощности трансформатора.

$$I_{\text{р}} = \frac{S_{\text{ТР}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}}} = \frac{80000}{\sqrt{3} \cdot 110} = 420 \text{ А}. \quad (4.8)$$

Из табл. 79 [11, с. 120] выбираем сечение сталеалюминиевого провода АС-150 на 110 кВ $S = 227 \text{ мм}^2$, у которого величина допустимого тока $I_{\text{д}} = 445 \text{ А}$.

Окончательно принимаем к установке кабель АС-150 1×227.

Погонные сопротивления выбранного кабеля из табл. 79 [11, с. 120] и табл. 83 [1, с. 123]:

$$R_0 = 0,21 \text{ Ом/км};$$

$$X_0 = 0,358 \text{ Ом/км}.$$

Сопротивление высоковольтных кабелей, приведённое к напряжению высоковольтных электроприемников участка измельчения

$$R_{\text{БК}} = R_0 l_1 \frac{U_6^2}{U_{\text{ср}}^2} = 0,21 \cdot 0,4 \cdot \frac{110^2}{(10 \cdot 1,05)^2} = 0,076, \quad (4.9)$$

$$X_{\text{БК}} = X_0 l_1 \frac{U_6^2}{U_{\text{ср}}^2} = 0,358 \cdot 0,4 \cdot \frac{110^2}{(10 \cdot 1,05)^2} = 0,130 \text{ Ом}, \quad (4.10)$$

где U_6 - базисное напряжение (в данном примере $U_6 = U_{\text{н}}$); $U_{\text{ср}}$ - номинальное напряжение, увеличенное на 5%.

4.3 Выбор типа и сечения фидерного кабеля

Принимаем к установке высоковольтный кабель марки ААШВ. Сечение токоведущих жил кабеля выбирается по допустимому нагреву изоляции, т.е. нужно выбрать такое сечение, которому соответствует допустимый ток, ближайший больший расчетного тока.

$$S \equiv I_{\text{д}} \geq I_{\text{р}}. \quad (4.11)$$

Учтём возможный рост нагрузки участка до полной мощности трансформатора ТРДЦН-80000/110-У1. В этом случае расчётный ток высоковольтного кабеля определяется по номинальной мощности трансформатора.

$$I_{\text{р}} = \frac{P_{\text{р}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \cos \varphi_{\text{ср.взвеш}}} = \frac{67879}{\sqrt{3} \cdot 6 \cdot 0,898} = 7274 \text{ А}. \quad (4.12)$$

Из табл. 86 [11, с. 125] выбираем сечение кабеля ААШВ на 6 кВ $S = 300 \text{ мм}^2$, у которого величина допустимого тока $I_{\text{д}} = 1000 \text{ А}$.

Поскольку $I_{\text{д}} \leq I_{\text{р}}$, выбираем 8 кабелей $S = 300 \text{ мм}^2$, включенных параллельно. В этом случае суммарный допустимый ток составит $I_{\text{д}} = 8 \cdot 1000 = 8000 \text{ А}$.

Окончательно принимаем к установке кабель ААШВ 8×300 .

Погонные сопротивления выбранных кабелей из табл. 93 [11, с. 130]:

$$R_0 = 0,125 \cdot 0,07 = 0,00875 \text{ Ом/км} = 8,75 \cdot 10^{-3} \text{ Ом/км};$$

$$X_0 = 0,125 \cdot 0,06 = 7,5 \cdot 10^{-3} \text{ Ом/км}.$$

Сопротивление высоковольтных кабелей, приведённое к напряжению высоковольтных электроприемников участка измельчения

$$R_{\text{фк}} = R_0 l_2 = 8,75 \cdot 10^{-3} \cdot 0,3 = 2,6 \cdot 10^{-3} \text{ Ом}, \quad (4.13)$$

$$X_{\text{фк}} = X_0 l_2 = 7,5 \cdot 10^{-3} \cdot 0,3 = 2,3 \cdot 10^{-3} \text{ Ом}. \quad (4.14)$$

4.4 Выбор типа и сечения кабеля подводимого к шаровым и стержневым мельницам

Принимаем к установке высоковольтный кабель марки ААШВ.

Сечение токоведущих жил кабеля выбирается по нагреву изоляции, т.е. нужно выбрать такое сечение, которому соответствует допустимый ток, ближайший больший номинального тока соответствующего приёмника:

$$S \equiv I_{\text{д}} \geq I_{\text{н}} \quad (4.15)$$

4.4.1 Выбор сечения кабеля для стержневой мельницы мсц 3600×5500

Величина номинального тока стержневой мельницы

$$I_{\text{н}} = \frac{P_{\text{н}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \cos \varphi_{\text{ном}} \cdot \eta_{\text{ном}}} = \frac{1250}{\sqrt{3} \cdot 6 \cdot 0,9 \cdot 0,935} = 143 \text{ А} . \quad (4.16)$$

Из табл. 86 [11, с. 125] выбираем сечение кабеля ААШВ на 6 кВ $S = 50 \text{ мм}^2$, у которого величина допустимого тока $I_{\text{д}} = 145 \text{ А}$.

Окончательно принимаем к установке кабель ААШВ 1×50.

Погонные сопротивления выбранного кабеля из табл. 94 [1, с. 130]

$$R_0 = 0,37 \text{ Ом/км};$$

$$X_0 = 0,083 \text{ Ом/км}.$$

Сопротивление кабеля для стержневой мельницы

$$R_{\text{см}} = R_0 l_1 = 0,37 \cdot 0,4 = 0,15 \text{ Ом}, \quad (4.17)$$

$$X_{\text{см}} = X_0 l_1 = 0,083 \cdot 0,4 = 0,033 \text{ Ом}. \quad (4.19)$$

4.4.2 Выбор сечения кабеля для шаровой мельницы мШц 4500×6000

Величина номинального тока шаровой мельницы

$$I_{\text{н}} = \frac{P_{\text{н}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \cos \varphi_{\text{ном}} \cdot \eta_{\text{ном}}} = \frac{2500}{\sqrt{3} \cdot 6 \cdot 0,9 \cdot 0,951} = 281 \text{ А} . \quad (4.20)$$

Из табл. 86 [11, с. 125] выбираем сечение кабеля ААШВ на 6 кВ $S = 150 \text{ мм}^2$, у которого величина допустимого тока $I_{\text{д}} = 290 \text{ А}$.

Окончательно принимаем к установке кабель ААШВ 1×150.

Погонные сопротивления выбранного кабеля из табл. 94 [1, с. 130]

$$R_0 = 0,124 \text{ Ом/км};$$

$$X_0 = 0,074 \text{ Ом/км}.$$

Сопротивление кабеля для стержневой мельницы

$$R_{\text{шм}} = R_0 l_1 = 0,124 \cdot 0,4 = 0,05 \text{ Ом}, \quad (4.21)$$

$$X_{\text{шм}} = X_0 l_1 = 0,074 \cdot 0,4 = 0,03 \text{ Ом}. \quad (4.22)$$

4.5 Определение типа и мощности трансформатора для низковольтной линии

Принимаем к установке трансформатор типа ТМ. Мощность трансформатора ($S_{тр}$) определяем методом коэффициента спроса.

Для однотрансформаторной подстанции $S_{тр} > S_p$,

где S_p – полная расчётная мощность электроприемников:

$$S_p = \frac{P_p}{\cos \varphi_{\text{ср.взвеш}}}, \quad (4.23)$$

P_p – активная расчётная мощность электроприемников; $\cos \varphi_{\text{ср.взвеш}}$ – средневзвешенный $\cos \varphi$.

Средневзвешенный $\cos \varphi$ определяется из выражения

$$\begin{aligned} \cos \varphi_{\text{ср.взвеш}} &= \frac{\sum P_{H_i} \cdot \cos \varphi_{\text{ном}_i}}{\sum P_{H_i}} = \\ &= \frac{24 \cdot 300 \cdot 0,83 + 12 \cdot 150 \cdot 0,91 + 36 \cdot 4 \cdot 0,89 + 12 \cdot 50 \cdot 0,86 + 12 \cdot 30 \cdot 0,85 + 24 \cdot 80 \cdot 0,87}{24 \cdot 300 + 12 \cdot 150 + 36 \cdot 4 + 12 \cdot 50 + 12 \cdot 30 + 24 \cdot 80} = \\ &= 0,851. \end{aligned} \quad (4.24)$$

В соответствии с методом коэффициента спроса, расчётная активная мощность определяется

$$P_p = K_c \sum P_{H_i}. \quad (4.25)$$

Коэффициент спроса K_c определяется по эмпирической формуле

$$\begin{aligned} K_c &= 0,29 + 0,71 \frac{P_{H.\text{max}}}{\sum P_{H_i}} = \\ &= 0,29 + 0,71 \frac{24 \cdot 300}{24 \cdot 300 + 12 \cdot 150 + 36 \cdot 4 + 12 \cdot 50 + 12 \cdot 30 + 24 \cdot 80} = 0,715, \end{aligned} \quad (4.26)$$

где $P_{H.\text{max}}$ – максимальный по мощности из установленных электроприемников участка измельчения

$$P_p = 0,715 \cdot (24 \cdot 300 + 12 \cdot 150 + 36 \cdot 4 + 12 \cdot 50 + 12 \cdot 30 + 24 \cdot 80) = 8597 \text{ кВт}. \quad (4.27)$$

По формуле (2.23) определяем

$$S_p = \frac{8597}{0,851} = 10102 \text{ кВА}. \quad (4.28)$$

Нагрузка на низковольтной линии равномерно распределяется между двумя трансформаторами ТМ 6300/35-6, технические характеристики которого представлены в табл. 4.3.

Таблица 4.3 – Характеристики трансформаторов

Серия трансформатора	ТМ
Номинальное напряжение (ВН, первичное), кВ	6; 10
Номинальное напряжение (НН, вторичное), кВ	0,4
Номинальная мощность, кВА	6300
Активное сопротивление трансформатора, Ом	0,0092
Индуктивное сопротивление трансформатора, Ом	0,0057

4.6 Выбор типа и сечения шины

Принимаем к установке шину из алюминиевого сплава марки АД31-Т1.

Сечение шины выбирается по нагреву изоляции, т.е. нужно выбрать такое сечение, которому соответствует допустимый ток, ближайший больший расчетного тока.

$$S \equiv I_{\text{д}} \geq I_{\text{р}}. \quad (4.29)$$

Величина расчетного тока

$$I_{\text{р}} = \frac{S_{\text{нтр}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \cos \varphi_{\text{ср.взвеш}}} = \frac{1}{2} \frac{8597}{\sqrt{3} \cdot 0,38 \cdot 0,851} = 7290 \text{ А}. \quad (4.30)$$

Из табл. 102 [11, с. 141] выбираем шинопровод труба №30 210/190 (шина из алюминиевого сплава марки АД31-Т1), $S = 6200 \text{ мм}^2$, у которого величина допустимого тока $I_{\text{д}} = 7580 \text{ А}$.

Окончательно принимаем к установке шину АД31-Т1.

Погонные сопротивления выбранной шины из табл. 102 [1, с. 141]:

$$R_0 = 0,0058 \text{ Ом/км};$$

$$X_0 = 0,142 \text{ Ом/км}.$$

Сопротивление шины, приведенное к напряжению низковольтной линии участка измельчения

$$R_{\text{ш}} = R_0 l_2 \frac{U_6^2}{U_{\text{ср}}^2} = 5,8 \cdot 10^{-3} \cdot 0,3 \cdot \frac{0,38^2}{(0,38 \cdot 1,05)^2} = 1,58 \cdot 10^{-3} \text{ Ом}, \quad (4.31)$$

$$X_{\text{ш}} = X_0 l_2 \frac{U_6^2}{U_{\text{ср}}^2} = 0,142 \cdot 0,3 \cdot \frac{0,38^2}{(0,38 \cdot 1,05)^2} = 0,039 \text{ Ом}. \quad (4.32)$$

4.7 Выбор типа и сечения кабеля подводимого к низковольтным электроприемникам

Принимаем к установке низковольтный кабель марки ПВ.

Сечение токоведущих жил кабеля выбирается по нагреву изоляции, т.е. нужно выбрать такое сечение, которому соответствует допустимый ток, ближайший больший номинального тока соответствующего электроприёмника:

$$S \equiv I_{\text{д}} \geq I_{\text{н}}. \quad (4.33)$$

4.7.1 Выбор сечения гибкого кабеля для конвейера ленточного (длинного)

Величина номинального тока ленточного конвейера (длинного)

$$I_{\text{н}} = \frac{P_{\text{н}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \cos \varphi_{\text{ном}} \cdot \eta_{\text{ном}}} = \frac{300}{\sqrt{3} \cdot 0,38 \cdot 0,83 \cdot 0,941} = 584 \text{ А}. \quad (4.34)$$

Из табл. 86 [11, с. 125] выбираем сечение кабеля ПВ на 0,38 кВ $S = 35 \text{ мм}^2$, у которого величина допустимого тока $I_{\text{д}} = 200 \text{ А}$.

Поскольку $I_{\text{д}} \leq I_{\text{р}}$, выбираем три кабелей $S = 35 \text{ мм}^2$, включенных параллельно. В этом случае суммарный допустимый ток составит $I_{\text{д}} = 3 \cdot 200 = 600 \text{ А}$.

Окончательно принимаем к установке кабель ПВ 3×35.

Погонные сопротивления выбранного кабеля из табл. 93 [11, с. 130]

$$R_0 = 0,33 \cdot 0,57 = 0,188 \text{ Ом/км};$$

$$X_0 = 0,33 \cdot 0,26 = 0,086 \text{ Ом/км}.$$

Сопротивление кабеля для конвейера (длинного)

$$R_{\text{ГК}} = R_0 l_1 = 0,188 \cdot 0,4 = 0,075 \text{ Ом}, \quad (4.35)$$

$$X_{\text{ГК}} = X_0 l_1 = 0,086 \cdot 0,4 = 0,034 \text{ Ом}. \quad (4.36)$$

4.7.2 Выбор сечения гибкого кабеля для конвейера ленточного (короткого)

Величина номинального тока ленточного конвейера (короткого)

$$I_n = \frac{P_H}{\sqrt{3} \cdot U_H \cdot \cos \varphi_{\text{ном}} \cdot \eta_{\text{ном}}} = \frac{150}{\sqrt{3} \cdot 0,38 \cdot 0,91 \cdot 0,931} = 269 \text{ А.} \quad (4.37)$$

Из табл. 86 [11, с. 125] выбираем сечение кабеля ПВ на 0,38 кВ $S = 70 \text{ мм}^2$, у которого величина допустимого тока $I_d = 305 \text{ А}$.

Окончательно принимаем к установке кабель ПВ 1×70.

Погонные сопротивления выбранного кабеля из табл. 93 [1, с. 130]

$$R_0 = 0,29 \text{ Ом/км};$$

$$X_0 = 0,24 \text{ Ом/км}.$$

Сопротивление кабеля для конвейера (короткого)

$$R_{\text{ГК}} = R_0 l_1 = 0,29 \cdot 0,4 = 0,116 \text{ Ом}, \quad (4.38)$$

$$X_{\text{ГК}} = X_0 l_1 = 0,24 \cdot 0,4 = 0,096 \text{ Ом}. \quad (4.39)$$

4.7.3 Выбор сечения гибкого кабеля для магнитного сепаратора ПБМ-ПП-90-250

Величина номинального тока сепаратора

$$I_n = \frac{P_H}{\sqrt{3} \cdot U_H \cdot \cos \varphi_{\text{ном}} \cdot \eta_{\text{ном}}} = \frac{4}{\sqrt{3} \cdot 0,38 \cdot 0,89 \cdot 0,961} = 7 \text{ А.} \quad (4.40)$$

Из табл. 86 [11, с. 125] выбираем сечение двухжильного кабеля ПВ на 0,38 кВ $S = 2,5 \text{ мм}^2$, у которого величина допустимого тока $I_d = 30 \text{ А}$.

Окончательно принимаем к установке кабель ПВ 1×2,5.

Погонные сопротивления выбранного кабеля из табл. 93 [1, с. 130]

$$R_0 = 0,5 \cdot 8 = 4 \text{ Ом/км};$$

$$X_0 = 0,5 \cdot 0,34 = 0,17 \text{ Ом/км}.$$

Сопротивление кабеля для сепаратора

$$R_{\text{ГК}} = R_0 l_1 = 4 \cdot 0,4 = 1,6 \text{ Ом}, \quad (4.41)$$

$$X_{\text{ГК}} = X_0 l_1 = 0,17 \cdot 0,4 = 0,068 \text{ Ом}. \quad (4.42)$$

4.7.4 Выбор сечения гибкого кабеля для гидроциклона гц-500

Величина номинального тока гидроциклона

$$I_{\text{н}} = \frac{P_{\text{н}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \cos \varphi_{\text{ном}} \cdot \eta_{\text{ном}}} = \frac{30}{\sqrt{3} \cdot 0,38 \cdot 0,85 \cdot 0,951} = 56 \text{ А.} \quad (4.43)$$

Из табл. 86 [11, с. 125] выбираем сечение кабеля ПВ на 0,38 кВ $S = 6 \text{ мм}^2$, у которого величина допустимого тока $I_{\text{д}} = 75 \text{ А}$.

Окончательно принимаем к установке кабель ПВ 1×6.

Погонные сопротивления выбранного кабеля из табл. 93 [1, с. 130]

$$R_0 = 3,33 \text{ Ом/км};$$

$$X_0 = 0,32 \text{ Ом/км}.$$

Сопротивление кабеля для гидроциклона

$$R_{\text{ГК}} = R_0 l_1 = 3,33 \cdot 0,4 = 1,332 \text{ Ом}, \quad (4.44)$$

$$X_{\text{ГК}} = X_0 l_1 = 0,32 \cdot 0,4 = 0,128 \text{ Ом}. \quad (4.45)$$

4.7.5 Выбор сечения гибкого кабеля для гидроциклона гц-710

Величина номинального тока гидроциклона

$$I_{\text{н}} = \frac{P_{\text{н}}}{\sqrt{3} \cdot U_{\text{н}} \cdot \cos \varphi_{\text{ном}} \cdot \eta_{\text{ном}}} = \frac{50}{\sqrt{3} \cdot 0,38 \cdot 0,86 \cdot 0,951} = 93 \text{ А.} \quad (4.46)$$

Из табл. 86 [11, с. 125] выбираем сечение кабеля ПВ на 0,38 кВ $S = 10 \text{ мм}^2$, у которого величина допустимого тока $I_{\text{д}} = 95 \text{ А}$.

Окончательно принимаем к установке кабель ПВ 1×10.

Погонные сопротивления выбранного кабеля из табл. 93 [1, с. 130]

$$R_0 = 2 \text{ Ом/км};$$

$$X_0 = 0,31 \text{ Ом/км}.$$

Сопротивление кабеля для гидроциклона

$$R_{\text{ГК}} = R_0 l_1 = 2 \cdot 0,4 = 0,8 \text{ Ом}, \quad (4.47)$$

$$X_{\text{ГК}} = X_0 l_1 = 0,31 \cdot 0,4 = 0,124 \text{ Ом}. \quad (4.48)$$

4.7.6 Выбор сечения гибкого кабеля магнитного дешламатора мд-9

Величина номинального тока дешламатора

$$I_H = \frac{P_H}{\sqrt{3} \cdot U_H \cdot \cos \varphi_{\text{ном}} \cdot \eta_{\text{ном}}} = \frac{80}{\sqrt{3} \cdot 0,38 \cdot 0,87 \cdot 0,965} = 145 \text{ А.} \quad (4.49)$$

Из табл. 86 [11, с. 125] выбираем сечение кабеля ПВ на 0,38 кВ $S = 25 \text{ мм}^2$, у которого величина допустимого тока $I_D = 160 \text{ А}$.

Окончательно принимаем к установке кабель ПВ 1×25.

Погонные сопротивления выбранного кабеля из табл. 93 [1, с. 130]

$$R_0 = 0,8 \text{ Ом/км};$$

$$X_0 = 0,27 \text{ Ом/км}.$$

Сопротивление кабеля для конвейера (длинного)

$$R_{ГК} = R_0 l_1 = 0,8 \cdot 0,4 = 0,32 \text{ Ом}, \quad (4.50)$$

$$X_{ГК} = X_0 l_1 = 0,27 \cdot 0,4 = 0,108 \text{ Ом} \quad (4.51)$$

4.8 Проверка сети по потере напряжения

В соответствии с ГОСТ 13109-97, напряжение на зажимах электроприёмников в нормальном установившемся режиме должно быть не менее 95% от $U_{\text{ном}}$.

Для проверки этого требования необходимо определить потери напряжений на всех участках сети от источника до наиболее мощного и удалённого электроприемника.

Потеря напряжения складывается из потерь напряжений на отдельных участках

$$\Delta U = \Delta U_{\text{ВК}} + \Delta U_{\text{ТР1}} + \Delta U_{\text{ФК}} + \Delta U_{\text{ГК1}} + \Delta U_{\text{Ш}} + \Delta U_{\text{ГК2}} + \Delta U_{\text{ТР2}} \leq \Delta U_{\text{доп}}. \quad (4.52)$$

$$\Delta U_{\text{доп.1}} = 5\% U_{\text{ном.1}} = 0,05 \cdot 6300 = 315 \text{ В}, \quad (4.53)$$

$$\Delta U_{\text{доп.2}} = 5\% U_{\text{ном.2}} = 0,05 \cdot 400 = 20 \text{ В}, \quad (4.54)$$

$$\Delta U_{\text{сумм.}} = \Delta U_{\text{доп.1}} + \Delta U_{\text{доп.2}} = 315 + 20 = 335 \text{ В}, \quad (4.55)$$

где $\Delta U_{\text{ВК}}$ - потеря напряжения в высоковольтном кабеле; $\Delta U_{\text{ТР1}}$ и $\Delta U_{\text{ТР2}}$ - потеря напряжения в трансформаторах, соответственно в ТРДЦН-80000/110-

У1 и в ТМ 6300/35-6; $\Delta U_{\text{Ш}}$ - потеря напряжения в шине; $\Delta U_{\text{ГК1}}$ и $\Delta U_{\text{ГК2}}$ - потеря напряжения в гибких кабелях.

При определении ΔU следует учитывать 5% добавку напряжения от трансформатора

$$\Delta U = \Delta U_{\text{БК}} + \Delta U_{\text{ТР1}} - 5\% \Delta U_{\text{ТР1}} + \Delta U_{\text{ГК1}} + \Delta U_{\text{Ш}} + \Delta U_{\text{ГК2}} + \Delta U_{\text{ТР2}} - 5\% \Delta U_{\text{ТР2}} \leq \Delta U_{\text{СУММ}}, \quad (4.56)$$

Если условие $\Delta U \leq \Delta U_{\text{ДОП}}$ не выполняется, необходимо усилить кабель на каком-либо участке.

4.8.1 Потеря напряжения в высоковольтном кабеле

$$\Delta U_{\text{БК}} = \sqrt{3} I_p l_1 (R_0 \cos \varphi_{\text{ср.взвеш}} + X_0 \sin \varphi_{\text{ср.взвеш}}) \quad (4.57)$$

Упрощённое выражение для определения $\Delta U_{\text{БК}}$:

$$\Delta U_{\text{БК}} = \sqrt{3} I_p Z_{\text{БК}}, \quad (4.58)$$

$$Z_{\text{БК}} = \sqrt{R_{\text{БК}}^2 + X_{\text{БК}}^2} = \sqrt{0,076^2 + 0,130^2} = 0,151 \text{ Ом}, \quad (4.59)$$

$$\Delta U_{\text{БК}} = \sqrt{3} \cdot 420 \cdot 0,151 = 110 \text{ В}. \quad (4.60)$$

4.8.2 Потеря напряжения в фидерном кабеле

$$\Delta U_{\text{ФК}} = \sqrt{3} I_p l_1 (R_0 \cos \varphi_{\text{ср.взвеш}} + X_0 \sin \varphi_{\text{ср.взвеш}}) \quad (4.61)$$

Упрощённое выражение для определения $\Delta U_{\text{БК}}$:

$$\Delta U_{\text{ФК}} = \sqrt{3} I_p Z_{\text{ФК}} \quad (4.62)$$

$$Z_{\text{ФК}} = \sqrt{R_{\text{ФК}}^2 + X_{\text{ФК}}^2} = \sqrt{0,6 \cdot 10^{-3}^2 + 0,3 \cdot 10^{-3}^2} = 3,5 \cdot 10^{-3} \text{ Ом}; \quad (4.63)$$

$$\Delta U_{\text{ФК}} = \sqrt{3} \cdot 7274 \cdot 3,5 \cdot 10^{-3} = 44 \text{ В}. \quad (2.64)$$

4.8.3 Потеря напряжения в трансформаторе трдцн-80000/110-у1

$$\Delta U_{\text{ТР1}} = \sqrt{3} I_p Z_{\text{ТР1}}; \quad (4.65)$$

$$Z_{TP1} = \sqrt{R_{TP1}^2 + X_{TP1}^2} = \sqrt{0,1 \cdot 10^{-3}^2 + 0,3 \cdot 10^{-3}^2} = 9,97 \cdot 10^{-3} \text{ Ом}; \quad (4.66)$$

$$\Delta U_{TP1} = \sqrt{3} \cdot 7698 \cdot 9,97 \cdot 10^{-3} = 133 \text{ В}. \quad (4.67)$$

4.8.4 Потеря напряжения в трансформаторе ТМ 6300/35-6

$$\Delta U_{TP2} = \sqrt{3} I_p Z_{TP2}; \quad (4.68)$$

$$Z_{TP2} = \sqrt{R_{TP2}^2 + X_{TP2}^2} = \sqrt{0,2 \cdot 10^{-3}^2 + 0,7 \cdot 10^{-3}^2} = 0,0108 \text{ Ом}; \quad (4.69)$$

$$\Delta U_{TP2} = \sqrt{3} \cdot 7698 \cdot 0,0108 = 136 \text{ В}. \quad (4.70)$$

4.8.5 Потеря напряжения в кабеле наиболее мощного электроприемника высоковольтной линии

В данном случае это шаровая мельница МШЦ 4500×6000

$$\Delta U_{BKШ} = \sqrt{3} I_p Z_{BKШ}, \quad (4.71)$$

$$Z_{BKШ} = \sqrt{R_{BKШ}^2 + X_{BKШ}^2} = \sqrt{0,05^2 + 0,03^2} = 0,06 \text{ Ом}, \quad (4.72)$$

$$\Delta U_{BKШ} = \sqrt{3} \cdot 281 \cdot 0,06 = 29 \text{ В}. \quad (4.73)$$

4.8.6 Потеря напряжения на шине низковольтной линии

$$\Delta U_{HKШ} = \sqrt{3} I_p Z_{HKШ}, \quad (4.74)$$

$$Z_{HKШ} = \sqrt{R_{HKШ}^2 + X_{HKШ}^2} = \sqrt{0,7 \cdot 10^{-3}^2 + 0,043^2} = 4,6 \cdot 10^{-3} \text{ Ом}, \quad (4.75)$$

$$\Delta U_{HKШ} = \sqrt{3} \cdot 281 \cdot 4,6 \cdot 10^{-3} = 58 \text{ В}. \quad (4.76)$$

4.8.7 Потеря напряжения в гибком кабеле наиболее мощного электроприемника низковольтной линии

В данном случае таким приемником является ленточный конвейер (длинный).

$$\Delta U_{\text{HKK}} = \sqrt{3} I_{\text{p}} Z_{\text{HKK}}, \quad (4.77)$$

$$Z_{\text{HKK}} = \sqrt{R_{\text{HKK}}^2 + X_{\text{HKK}}^2} = \sqrt{0,075^2 + 0,034^2} = 0,08 \text{ Ом}, \quad (4.78)$$

$$\Delta U_{\text{HKK}} = \sqrt{3} \cdot 281 \cdot 0,08 = 76 \text{ В}. \quad (4.79)$$

4.8.8 Суммарные потери напряжения

$$\begin{aligned} \Delta U &= \Delta U_{\text{БК}} + \Delta U_{\text{ТР1}} - 5\% \Delta U_{\text{ТР1}} + \Delta U_{\text{ФК}} + \\ &+ \Delta U_{\text{ГК1}} + \Delta U_{\text{Ш}} + \Delta U_{\text{ГК2}} + \Delta U_{\text{ТР2}} - 5\% \Delta U_{\text{ТР2}} = \\ &= 110 + 133 - 315 + 44 + 136 - 20 + 29 + 58 = 175 \text{ В} \leq \Delta U_{\text{СУММ}} = 335 \text{ В}. \end{aligned} \quad (4.80)$$

С учетом 5% добавки напряжения от трансформатора требования ГОСТа выполняются.

9 Проверка сети в режиме пуска

Проверяется режим пуска наиболее мощного электродвигателя (в данном случае шаровой мельницы МШЦ 4500×6000).

Напряжение на зажимах электродвигателя в режиме пуска не должно опускаться ниже допустимых значений $U_{\text{пуск}} \geq U_{\text{доп}}$.

Для упрощения принимаем величину $U_{\text{доп}} = 80\% U_{\text{ном}} = 0,8 \cdot 6000 = 4800 \text{ В}$.

$$U_{\text{пуск}} = \frac{U_{\text{ном}} - U_{\text{БК}} - \Delta U_{\text{ТР1}} + \Delta U_{\text{ТР1.ДОБ}}}{1 + \sqrt{3} \frac{I_{\text{пуск}}}{U_{\text{ном}}} \cdot R_{\text{БКШ}} \cdot \cos \varphi_{\text{пуск}} + X_{\text{БКШ}} \cdot \sin \varphi_{\text{пуск}}} \geq U_{\text{доп}}, \quad (4.81)$$

Для мельницы величина пускового тока $I_{\text{пуск}} = I_{\text{ном}} \cdot K_{\text{П}} = 281 \cdot 7 = 1967 \text{ А}$.

В режиме пуска $\cos \varphi_{\text{пуск}} = 0,5 \cos \varphi_{\text{ном}} = 0,5 \cdot 0,9 = 0,45$; $\sin \varphi_{\text{пуск}} = 0,80$.

$$U_{\text{пуск}} = \frac{6000 - 56 - 133 + 300}{1 + \sqrt{3} \frac{1967}{6000} \cdot 0,05 \cdot 0,45 + 0,03 \cdot 0,80} = 5954 \geq U_{\text{доп}} = 4800 \text{ В} \quad (4.82)$$

Вывод: Условие пуска выполняется.

10 Расчет величины токов короткого замыкания

Для выбора автоматического фидерного выключателя необходимо знать величину возможного тока трёхфазного короткого замыкания непосредственно за выключателем. Поэтому в расчётную схему войдут

сопротивления высоковольтного кабеля, трансформатора и фидерного кабеля.

$$I_{K3}^{(3)} = \frac{U_{ном} \cdot 1,05}{\sqrt{3} \cdot \sqrt{R_{K3}^2 + X_{K3}^2}}, \quad (4.83)$$

$$R_{K3} = R_{BK} + R_{TP1} + R_{ФК}, \quad (4.84)$$

$$X_{K3} = 2X_{BK} + X_{TP1} + X_{ФК}. \quad (4.85)$$

В результате расчета величина возможного тока трёхфазного короткого замыкания непосредственно за фидерным выключателем I_{K31} оказался равным 22414 А.

Для выбора пускателей и уставок срабатывания максимальной токовой защиты на высоковольтной линии необходимо знать величины трехфазных коротких замыканий на зажимах электродвигателей. Поэтому в расчётную схему войдут сопротивления высоковольтного кабеля, трансформатора, фидерного кабеля и гибкого кабеля до соответствующего электродвигателя (стержневой I_{K3CM} и шаровой $I_{K3ШМ}$ мельницы).

По результатам расчет I_{K3CM} и $I_{K3ШМ}$ оказались соответственно равны 12460 и 16833 А.

Для выбора автоматического выключателя на шине низковольтной линии необходимо знать величину возможного тока трёхфазного короткого замыкания непосредственно за выключателем. Поэтому в расчётную схему войдут сопротивления возникающие на высоковольтной линии (высоковольтный кабель, высоковольтный трансформатор и фидерный кабель) и сопротивления на низковольтной линии (низковольтный трансформатор и шина).

В результате расчета величина возможного тока трёхфазного короткого замыкания на низковольтной линии непосредственно за выключателем на шине I_{K32} оказался равным 1117 А.

Для выбора пускателей и уставок срабатывания максимальной токовой защиты на низковольтной линии необходимо знать величины трехфазных коротких замыканий на зажимах электродвигателей. Поэтому в расчётную

схему войдут сопротивления высоковольтной и низковольтной линии, и гибкого кабеля до соответствующего электродвигателя (ленточного конвейера (длинного) $I_{\text{КЗКД}}$, ленточного конвейера (короткого) $I_{\text{КЗКК}}$, магнитного сепаратора $I_{\text{КЗС}}$, гидроциклонов ГЦ-500 $I_{\text{КЗГ5}}$ и ГЦ-710 $I_{\text{КЗГ7}}$, магнитного дешламатора $I_{\text{КЗД}}$).

Результаты расчета токов короткого замыкания электроприемников на низковольтной линии представлены в табл. 4.4.

Таблица 4.4

$I_{\text{КЗКД}}, \text{ А}$	$I_{\text{КЗКК}}, \text{ А}$	$I_{\text{КЗС}}, \text{ А}$	$I_{\text{КЗГ5}}, \text{ А}$	$I_{\text{КЗГ7}}, \text{ А}$	$I_{\text{КЗД}}, \text{ А}$
833	657	134	157	243	453

Рассчитанная схема электроснабжения участка измельчения ДОФ представлена на чертеже в графической части проекта.

11 Выбор коммутационных аппаратов

Выбранные коммутационные аппараты представлены в приложении 3.

5. БЕЗОПАСНОСТЬ И ЭКОЛОГИЧНОСТЬ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБЪЕКТА

Дробильно-обогащительная фабрика предназначена для переработки железистых кварцитов. Производительность фабрики 24 млн. тонн руды в год с максимальным куском 1200 мм. Руда подается в дробильное отделение, где проходит три стадии дробления в дробилках ККД 1500/180, КСД 3000Т, КМД 3000Т до крупности 15 мм. Дробленая руда поступает в главный корпус обогащения, где измельчается в три стадии с классификацией в гидроциклонах, затем обогащается в мокрых магнитных сепараторах. Готовый продукт (окатыши) отправляется на металлургический завод ОАО «Северсталь» г. Череповец, часть продукта идет на экспорт (в Финляндию, Германию).

5.1 Паспорт технического объекта

При работе технологического, электрического и подъемно-транспортного оборудования обогащительной фабрики существует ряд объективных причин, вызывающих несчастные случаи на производстве и профессиональные заболевания [30].

К вредным факторам относятся:

1. Промышленная пыль - это совокупность твердых частиц, образующихся при дроблении, грохочении, перегрузке руды и находящихся во взвешенном состоянии.
2. Вибрация - возникает при работе грохотов, дробилок, мельниц, насосов, вредно действует на обслуживающий эти механизмы персонал. Вибрация общая и локальная передается через металлоконструкции при непосредственном контакте.
3. Производственный шум - возникает при работе дробилок, мельниц, насосов и другого оборудования. Оказывает вредное влияние на органы

слуха и центральную нервную систему, снижает производительность труда рабочих.

К опасным факторам относится:

1. механические привода дробилок, грохотов, мельниц, питателей, ленточных конвейеров и т.п., движущиеся части машин и механизмов;
2. возможные обрывы тросов подъемно-транспортного оборудования и падение грузов при их перемещении;
3. перепады высот;
4. электрический ток, наличие установок с напряжением свыше 1000 В
5. вылет кусков из дробилок.

Процессы безопасности всех тяжелых и трудоемких работ на обогатительной фабрике решаются механизацией и автоматизацией.

5.2 Анализ травматизма и профессиональной заболеваемости

Показатели по несчастным случаям на предприятии представлены в табл. 5.1.

Таблица 5.1 - Численность пострадавших при несчастных случаях на ДОФ за 2014 г.

№	Наименование показателей	Ед.изм.	отчетный период	Аналогичный период прошлого года
1	Среднесписочная численность	чел.	613	631
2.	Количество несчастных случаев	случай	-	2
	Из них:			
2.1.	смертельных		-	-
2.2.	тяжелых		-	-
2.3.	Групповых, из них пострадавших	случай чел.	-	-
2.4.	легких	случай	-	2
3.	Всего пострадавших	чел.	-	2
4.	Кч - коэффициент частоты	Кч	-	1,58
5.	Кт- коэффициент тяжести	Кт	-	22
6.	Ущерб от травм (выплаты по больничному листу)	дни/рубли	-	22/8772

7.	Выполнено мероприятий по устранению причин несчастного случая	план/факт		3/3
----	---	-----------	--	-----

Сведения о профессиональной заболеваемости и степени утраты профессиональной пригодности представлены соответственно в табл. 5.2 и табл. 5.3.

Таблица 5.2 - Сведения о профессиональной заболеваемости на 2014г.

Заболевания	Зарегистрировано / добавилось
Вибрационная болезнь	1/-
Н/С тугоухость	10/1
Заболевание опорнодвигательного аппарата	4/2
О/Х Радикулопатия	6/1
Хронический бронхит	-
Токсическая энцефалопатия	-
Аллергическая болезнь	-

Таблица 5.3 - Сведения о степени утраты профессиональной пригодности работниками по ДОФ

Степень утраты профессиональной пригодности	Зарегистрировано / добавилось
	добавилось
10%	7/1
20%	-

За минувший год у трёх работников ДОФ выявлено проф. заболевание с утратой проф. пригодности у одного из них на 10%.

На начало 2011г. на ДОФ работает 21 человек с профессиональным заболеванием, у семи из них отмечена утрата профессиональной пригодности на 10%.

5.3 Мероприятия по соблюдению безопасности работ

Все вновь прибывшие на работу проходят медицинское освидетельствование и вводный инструктаж по ТБ. Повторный инструктаж проводится не реже одного раза в год.

Все движущиеся, острые и представляющие опасность для человека части механизмов должны иметь ограждения: у дробилок ограждаются привода, передачи, приемные части и разгрузочные отверстия; у мельниц ограждаются вращающийся барабан, венцовые шестерни, разгрузочные горловины, соединительные муфты, двигатели; у конвейеров ограждаются головные и хвостовые барабаны, привод с передачей.

5.3.1 Рабочие площадки и проходы

У каждой машины должны быть устроены безопасные и удобные для работы проходы и площадки (у бункерных питателей, вдоль конвейеров, у цапф мельниц, у редукторов, электродвигателей, у сепараторов, у дешламаторов и т.д.) У дробилок устраиваются площадки на уровне загрузочного окна для подхода к нему во время остановки, пропуска отдельных кусков и разгрузки забившегося впускного окна. Для наблюдения за загрузкой предусматривается отдельная площадка над дробилкой. Предусматривается также площадка на уровне привода дробилок для доступа к подшипникам и электродвигателю, к смазочному устройству.

Площадки у грохотов предусмотрены на уровне нижней кромки их короба, чтобы с них было удобно заменить сита. Площадки у грохотов на уровне загрузки используются для регулировки питателей. Площадки ограждены перилами.

В отделении измельчения рабочие площадки устраиваются у подбункерных питателей, вдоль сборных и наклонных конвейеров, у загрузочных и разгрузочных цапф мельниц, у редукторов и электродвигателей.

Все обслуживающие площадки, переходные мостики и лестницы имеют достаточную прочность, устойчивы и снабжены перилами высотой не менее одного метра с перекладиной и сплошной обшивкой по низу перил на высоту 0,14 м.

Рабочие площадки на высоте более 0,3 м ограждены перилами и снабжены лестницами.

5.3.2 Лестницы, наклонные проходы и полы производственных помещений

Лестницы к рабочим площадкам и механизмам имеют угол наклона:

- а) постоянно эксплуатируемые - не более 45° ;
- б) посещаемые 1-2 раза в неделю - не более 60° ;
- в) в зумпфах, колодцах - до 75° .

Во всех случаях ширина лестниц не менее 0,6 м, высота ступеней не более 0,3 м, ширина ступеней не менее 0,25 м. Металлические ступеньки лестниц и площадки выполняются из рифленого металла.

В наклонных галереях и проходах, имеющих угол наклона более 7° , предусмотрены на полу набивные рейки.

Главные магистральные проходы служат для сообщения между отдельными производственными участками и имеют ширину 1,5-2 м. Ширину проходов у крупного оборудования (дробилок, мельниц) принимают не менее 1,2-1,5 м. В главном корпусе предусмотрены главные магистральные проходы:

- а) вдоль фронта мельниц по всей длине машинного пролета;
- б) параллельно сборным конвейерам;
- в) вдоль магнитных сепараторов.

Главный корпус фабрики - мокрый цех, поэтому полы должны быть асфальтированные и иметь наклон в сторону дренажного желоба. Уклон полов принимают не более $2-4^\circ$, дренажные желоба перекрыты металлической решеткой.

5.3.3 Пусковые устройства

Эти устройства предусмотрены в таком месте, чтобы в поле зренияпускающего были видны все площадки около пускаемой машины.

У каждого аппарата и машины (дробилок, мельниц, магнитных сепараторов, конвейеров) вывешиваются инструкции по пуску и обслуживанию.

Перед пуском оборудования обязательно подается предупредительный звуковой сигнал.

Перед запуском в работу оборудования, находящегося вне зоны видимости, должен быть подан звуковой сигнал продолжительностью не менее 10 секунд. После первого сигнала предусматривается выдержка времени не менее 30 секунд, после чего перед пуском оборудования должен подаваться второй сигнал, продолжительностью 30 секунд. В местах с повышенным уровнем шума должна также предусматриваться дублирующая световая сигнализация.

При пуске машин обеспечивается полная безопасность обслуживающего персонала. Остановка и пуск в работу оборудования после монтажа или ремонта производится с соблюдением положений бирочной системы.

Пуск оборудования после монтажа или ремонта производится только после проверки отсутствия в опасной зоне людей, а также посторонних предметов. Пуск производится только под наблюдением мастера, производившего монтажно- ремонтные работы, при обязательном участии механика цеха или лиц, их заменяющих.

Пусковые устройства местного управления (пуск мельниц, конвейеров) находятся в зоне обслуживания агрегата и в зоне видимости обслуживающего персонала.

Каждая машина имеет аварийную кнопку «стоп». Для аварийного отключения электродвигателя конвейера из любой точки по его длине предусмотрен трос, протянутый вдоль конвейера.

5.3.4 Электробезопасность

Помещения обогатительной фабрики в отношении опасности поражения людей электричеством относятся к помещениям с повышенной опасностью. Они характеризуются наличием сырости (главный корпус), токопроводящего пола. Для предупреждения поражения человека электрическим током на фабрике предусмотрены следующие мероприятия : установка электрооборудования в отделении дробления и грохочения в закрытом исполнении, так как они работают в пыльных условиях. Для мельниц устанавливаются двигатели в защитном исполнении. Для привода насосов применяются двигатели в закрытом исполнении с влагостойкой изоляцией; установка аппаратов защиты, предназначенных для отключения электродвигателей при ненормальных режимах (перегрузках двигателей, снижении или повышении напряжения, появлении значительных токов, вызванных коротким замыканием); распределительные системы внутреннего электроснабжения проложены кабельными шинами (укладка кабеля производится по специальным кабельным конструкциям; при переходе через стены и перекрытия, при подводе питания к машинам и аппаратам кабели прокладываются в трубах); на фабрике все электроконструкции, корпуса электродвигателей аппаратов и т.п., нормально не находящиеся под напряжением , но могущие оказаться под таковым, вследствие повреждения изоляции, заземляются. Присоединение к заземляющему устройству корпусов электроприемников и аппаратов производится при помощи стальных труб, служащих для прокладки кабелей, стальных полос, четвертой жилы кабеля. Сопротивление заземления равно 4 Ома. Все токоведущие части должны иметь ограждения. При ремонтных работах электрическая энергия отключается. На пусковых устройствах вывешивается: "Не включать! Ведутся работы!"

5.4 Мероприятия по снижению пылевыведений

Для снижения запыленности воздуха до санитарных норм в проекте предусматриваются следующие инженерно-технические мероприятия:

1. герметизация пылящего оборудования (дробильное отделение, отделение измельчения, места перегрузок);
2. для снижения запыленности до установленных норм содержание SiO от 10% до 70%, применяется гидрообеспыливание путем установки специальных форсунок Ф-22-15 на перегрузочных узлах;
3. запроектирована приточно-вытяжная вентиляция (в дробильном корпусе для сепарации применяются дымососы, для очистки загрязненного воздуха, перед выбросом в атмосферу, устанавливаются мокрые пылеуловители КМЦП; воздух, удаленный из корпуса аспирационной установкой, компенсируется воздухом, подаваемым приточной системой, состоящей из центробежного вентилятора, рулонного фильтра и трубчатого калорифера);
4. установка местной вентиляции, обеспечивающей удаление загрязненного воздуха и подачу свежего воздуха на определенные рабочие места (некоторое количество пыли остается в воздухе производственных помещений, она постепенно оседает на оборудование, пол, стены и при определенных условиях может вновь перейти во взвешенное состояние и создать концентрации пыли в воздухе превышающие допустимые).

Чтобы обеспечить уборку пыли, стены, потолки фабрики сделаны гладкими; углы и плинтусы закруглены; подоконники и другие аналогичные устройства имеют откос не более 60° для того, чтобы предотвратить скопление на них пыли. Раз в смену предусматривается мокрая уборка. В местах, где невозможно снизить запыленность воздуха, рабочим выдаются респираторы.

Работа в корпусах сушки разрешается только в респираторах типа «лепесток». В местах перегрузок руды и сухого концентрата

устанавливаются аппараты для гидрообеспыливания и увлажнения руды. На каждом рабочем месте три раза в месяц определяют запыленность воздуха.

5.5 Производственная санитария

5.5.1 Мероприятия по снижению производственного шума и вибрации

Источником шума является соударение металлических частей машин, падение материала при перегрузке и т.д. Для уменьшения уровня шума применяют шумопоглощающие материалы, кроме того, применяют индивидуальные средства защиты - наушники.

В корпусе дробления, оборудование является источником интенсивного шума, который превышает допустимые нормы, особенно много шума вызывает работа длинных желобов, несмотря на шумоподавление путем подкладывания под футеровку желобов старых конвейерных лент. Для уменьшения шума на грохотах устанавливаются резиновые амортизаторы между поддерживающими опорами и несущими конструкциями. В отделении измельчения заметно снижают шум резиновые листы, проложенные между корпусом мельницы и футеровочными плитами. Основными источниками шума грохотов служат поверхности течек, борта, направляющие планки сит.

Для снижения шума используют защитные элементы из транспортной ленты, установленные на боковые или лобовые поверхности течек; применяют звукоизолирующие ограждения из листовой стали, внутренняя поверхность которых покрыта звукопоглощающими материалами. Установка машин осуществляется на упругие амортизаторы; операторские пульта звукоизолированы; производится систематическая смазка частей машин; своевременный ремонт.

Для снижения вибрации до предельно допустимых уровней выполняются следующие мероприятия: тщательная сборка движущихся частей; систематическая смазка поверхностей трения машин; крупное

оборудование (дробилки, мельницы и т.д.) установлено на самостоятельном фундаменте; своевременный ремонт; применение виброизоляций (резина, войлок).

5.5.2 Освещенность производственных помещений

Организация рационального освещения является одним из основных факторов создания высокопроизводительной и безопасной работы трудящихся. Недостаточное освещение не вызывает само по себе несчастных случаев, но может обусловить их возникновение, так как оно притупляет внимание и вызывает преждевременное утомление работающих. Кроме того, источники света могут быть причиной возникновения пожара

Освещение на проектируемой фабрике предусматривается искусственное и естественное.

Для искусственного освещения производственных помещений предусматривают люминесцентные лампы. Освещенность в основных цехах не менее 100 люкс, во вспомогательных - не менее 30 люкс. Естественное освещение осуществляется через окна в наружных стенах и через световые фонари. Предусмотрено аварийное освещение, которое обеспечивает освещенность составляющую 10% рабочего освещения и имеет независимый источник питания. Для ремонтных работ применяется стационарная сеть напряжением 12В.

Пример расчета освещенности в производственно - техническом отделе ДОФ:

Расчетные формулы:

Определение площади помещения: $S = a \cdot b$;

Определение индекса помещения:

$$\varphi = \frac{S}{\pi \cdot (h_1 - h_2) \cdot (a + b)} \quad (5.1)$$

Определение требуемого количества светильников:

$$N = \frac{E \cdot S \cdot 100}{U \cdot n \cdot \Phi_{\text{л}} \cdot K_3}, \quad (5.2)$$

где E - требуемая освещенность горизонтальной плоскости, лк; S - площадь помещения, м^2 ; K_3 - коэффициент запаса ($K_3 = 0,8$); U - коэффициент использования осветительной установки; $\Phi_{\text{л}}$ - световой поток одной лампы, лм; n - число ламп в одном светильнике.

Исходные данные:

Помещение $a = 9\text{м}$, $b = 6\text{м}$, $h = 3,2\text{м}$

Светильник ARS/R4x18W

Лампы люминесцентные 18Вт, а в одном светильнике 4 лампы, $\Phi_{\text{л}} = 11150\text{лм}$ (данные из таблицы "Начальный световой поток люминесцентных ламп) Нормы освещённости $E = 300$ лк на уровне 0,8м от пола

Коэффициент запаса $K_3 = 0,8$

Коэффициент отражения потолка - 50, стен - 30, пола - 10 (данные из таблицы коэффициентов отражения) Расчет:

1. Определяем площадь помещения: $S = a \cdot b = 9 \cdot 6 = 54 \text{ м}^2$;

2. Определяем индекс помещения: $\varphi = \frac{54}{(2 - 0,8) \cdot (6 + 9)} = 1,5$

3. Определим коэффициент использования, исходя из значений коэффициентов отражения и индекса помещения: $U = 51$.

4. Определим требуемое количество светильников:

$$N = \frac{300 \cdot 54 \cdot 100}{51 \cdot 4 \cdot 1150 \cdot 0,8} = 8,63 \sim 9 \text{ светильников}.$$

Освещенность выбрана согласно санитарным правилам по объектам различия – 300 лк. (2.2.1/2.1.1. 1278-03).

5.5.3 Вентиляция и отопление производственных помещений

С помощью вентиляции, отопления и кондиционирования воздуха решается важнейшая задача обеспечения в производственных помещениях

обогащительной фабрики предельно допустимой концентрации вредных веществ. Предусматривается вытяжная вентиляция в зонах пылеобразования (дробление, грохочение, измельчение). Для создания благоприятных микроклиматических условий предусматривается местная приточная вентиляция в виде воздушных завес, воздушных душей. В стенах и фонарях помещений сделаны специальные проемы, в которых устроены створные переплеты. В производственных помещениях, где по условиям технологического процесса воздух должен иметь заданные параметры, используют кондиционеры. Для обеспечения необходимых микроклиматических условий в рабочей зоне производственных помещений применяют системы центрального водяного и парового отопления. В зимнее время фабрика отапливается от центральной ТЭЦ. Для создания нормальных санитарно-гигиенических условий труда на фабриках предусмотрена: установка вентиляционных и аспирационных устройств, организация службы контроля состава воздуха, эксплуатации и ремонта всех вентиляционных и аспирационных устройств; меры, снижающие пылегазообразование и пылегазовыделения на всех участках.

5.5.4 Средства индивидуальной защиты

Каждый рабочий получает спецодежду и защитные приспособления, предусмотренные его обязанностями (очки, рукавицы, резиновая обувь, каски, наушники, респираторы и т.д.).

5.6 Пожарная безопасность

Дробильно-обогащительная фабрика по степени пожарной опасности относится к категории "Д". Здания и сооружения относятся ко II степени огнестойкости (предел огнестойкости 2,5 часа). Внутри корпусов запроектировано достаточное количество лестниц, соединяющих между

собой все этажи и рабочие площадки, обеспечивающие свободную эвакуацию рабочих в случае пожара. Также предусмотрены запасные эвакуационные выходы. Каждое здание выше 10 м снабжено наружными лестницами, имеющими выход на кровлю. К каждому зданию с двух длинных сторон примыкают бетонированные проезды шириной не менее 6 м. Разрывы между зданиями не менее 10 м. В производственных помещениях по проекту предусмотрены локальные средства пожаротушения (ящики с песком, огнетушители) и противопожарный водопровод, объединенный с производственным. Пожарные гидранты наружного противопожарного водопровода, заглублены в траншее ниже глубины промерзания, располагаются вдоль дорог и переездов на расстоянии не более 150 м друг от друга, не ближе 5 м от стен здания и вблизи перекрестков не далее 2 м от края проезжей части. Внутри производственных помещений фабрики предусматривается внутренний пожарный водопровод, подключенный к наружному водопроводу. Внутренние пожарные краны с рукавами не менее 10 м со стволом устанавливаются на лестничных клетках, у входов, в коридорах, в производственных помещениях и других местах. Размещаются пожарные краны так, чтобы можно было с двух пожарных кранов одновременно попасть в одну и ту же точку возгорания. Для ликвидации небольшого загорания на предприятии используют первичные средства пожаротушения: пожарные стволы (водяные и воздушно-пенные), действующие от внутреннего пожарного водопровода (внутренних пожарных кранов), огнетушители, сухой песок, асбестовые одеяла и другой пожарный инвентарь. Для успешного тушения пожара решающее значение имеет быстрое обнаружение пожара и своевременный вызов пожарных подразделений к месту пожара. Фабрика должна быть обеспечена надежными средствами оповещения или сигнализацией о пожаре. Проектом предусмотрены автоматические сигнализаторы для пожарной команды.

Фабрика обслуживается городской пожарной командой. А так же на фабрике создана постоянно-действующая пожарно-техническая комиссия и пожарная охрана.

5.7 Мероприятия по предотвращению чрезвычайных ситуаций и ликвидации последствий

Статья 11 Федерального Закона "О промышленной безопасности опасных производственных объектов" устанавливает систему всеобъемлющего контроля над промышленной безопасностью объектов компании. В соответствии с законодательными требованиями в 2001 году на предприятии было разработано «Положение по организации производственного контроля за соблюдением требований промышленной безопасности на опасных производственных объектах ОАО «Карельский окатыш» и согласовано в Управлении Северо-Западного Округа Госгортехнадзора России.

Компания имеет все необходимые Лицензии, связанные с вопросами промышленной безопасности.

Разработаны необходимые декларации безопасности для хвостохранилища, базисного склада взрывчатых материалов, склада ГСМ.

Следующие объекты ОАО «Карельский окатыш» считаются связанными с наибольшим риском:

- Склад горюче-смазочных материалов;
- Центральная котельная;
- Склад взрывчатых материалов (ВМ);
- Хвостохранилище;
- Объекты электроснабжения;
- Склад радиоизотопов.

В соответствии с российским законодательством на предприятии разработан План действий в чрезвычайных ситуациях. Основные виды потенциальных аварийных ситуаций включают:

- Авария на взрывоопасных производствах (склад ВМ);
- Аварии на энергосетях и энергообъектах (аварии на главных понизительных подстанциях, возгорание трансформаторов и масляных выключателей);
- Аварии на тепловых сетях (взрывы и пожары);
- Аварии на объектах хвостового хозяйства (прорыв трубопроводов, обратного водоснабжения и отвода пульпы, затопление насосных станций, прорывы дамб хвостохранилища и т. д.);
- Аварии с хлором на городских водоочистных сооружениях (ВОС), при погрузочно-разгрузочных работах и транспортировке;
- Аварии с оборудованием ВОС (прекращение питьевого водоснабжения);
- Аварии с радиоизотопами;
- Стихийные бедствия.

План действия в ЧС содержит также мероприятия по предотвращению аварийных ситуаций, локальную схему оповещения о ЧС.

Для всех объектов разработаны всеобъемлющие Планы ликвидации аварий (ПЛА).

На предприятии создано формирование гражданской обороны, насчитывающее 396 человек, функционирует эвакуационная комиссия. В каждом цехе создан штаб ГО и ЧС.

Проводятся учения по ликвидации аварий и лекции по ГО и ЧС. Работники предприятия сдают экзамены по вопросам ГО и ЧС.

Регулярно проводится обучение личного состава гражданской обороны предприятия в области ГО и ЧС. В 2004 году в «Учебно-методический центр ГО и ЧС Республики Карелия» (г. Петрозаводск) было направлено на обучение 6 человек, в 2005 г. планируется обучить 10 человек.

На комбинате функционируют медпункты, на балансе ОАО - 2 машины скорой помощи.

Налажена связь с городским отделением милиции, пожарная часть находится непосредственно на промплощадке комбината.

Ежегодно Генеральным Директором комбината издается подробный приказ «О подготовке ОАО «Карельский окатыш» к работе в весенне-паводковый период» (в 2005 г. приказ № 264 от 14 февраля). В данном приказе:

- распределяются обязанности и ответственность за проведение противопаводковых мероприятий;
- содержится перечень организационно-технических мероприятий по подготовке к работе в паводковый период.

Принимаются дополнительные меры по предупреждению, выявлению и своевременному пресечению террористических проявлений.

Таким образом, деятельность ОАО «Карельский окатыш» в области ГО и ЧС осуществляется на высоком уровне и полностью соответствует требованиям российского законодательства.

6. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОЕКТА

6.1 Капитальные затраты

Капитальные затраты на оборудования, в частности шаровой мельницы, складываются из нескольких, расчет которых представлен ниже.

Стоимость запасных частей:

$$C_{з.ч} = 0,20 \cdot Ц = 0,20 \cdot 7979760 = 1595952 \text{ руб.} \quad (6.1)$$

Стоимость тары в упаковке:

$$C_{т.у} = 0,005 \cdot (Ц + C_{з.ч}) = 0,005 \cdot (7979760 + 1595952) = 40699 \text{ руб.} \quad (6.2)$$

Заготовительно-складские расходы:

$$C_{з.скл} = 0,015 \cdot (Ц + C_{з.ч} + C_{т.у}) = 0,015 \cdot (7979760 + 1595952 + 40699) = 144246 \text{ руб.} \quad (6.3)$$

Транспортные расходы на поставку и монтаж:

$$C_{т.м} = 0,12 \cdot Ц = 0,12 \cdot 7979760 = 957571 \text{ руб.} \quad (6.4)$$

Балансовая стоимость:

$$C_{бал} = [7979760 + 1595952] \cdot 1,005 \cdot 1,015 \cdot 1,12 = 10940098 \text{ руб.} \quad (6.5)$$

6.1.1 Определение затрат на заработную плату персоналу осуществляющему монтаж и демонтаж футеровки шаровой мельницы

При расчете заработной платы следует учитывать различные виды доплат: премиальные, отпускные, северные, поправочный коэффициент, ночные, сверхурочные, бригадирские, вознаграждения за выслугу лет и т.д.

Затраты на заработную плату производственных рабочих, занятых ремонтом машины [4]:

$$C_z = C_{осн} + C_{доп} + C_{отч}, \quad (6.6)$$

где $C_{осн}$ - основная заработная плата,

$$C_{осн} = C_{пр} + D_1 + D_2, \text{ руб.}, \quad (6.7)$$

где $C_{дон}$ - дополнительная заработная плата, руб.; $C_{пр}$ - прямая заработная плата; D_1, D_2 - доплаты к прямой заработной плате.

Предлагаемый способ поверхностного упрочнения футеровок шаровых мельниц позволяет увеличить их срок службы и соответственно уменьшить количество ремонтов, связанных с заменой комплектов футеровок.

Для сравнения затрат на заработную плату персонала по монтажу футеровки без применения способа упрочнения футеровки шаровой мельницы МШЦ 4500×6000, применяемой на II стадии измельчения и с применением. Расчетный период составляет 10 лет.

Заработная плата (в час) персонала осуществляющего монтаж и демонтаж футеровки представлена в табл. 6.1.

Таблица 6.1 – Заработная плата персонала

Показатель	Расчетное значение, руб
Прямая зарплата $C_{пр}$ (в час)	69
Доплаты к прямой зарплате D_1	41
В том числе:	
премии D'_1 (45% от $C_{пр}$)	31
прочие доплаты D''_1 (10% от $C_{пр} + D'_1$)	10
Доплаты к зарплате D_2	120
В том числе:	
Доплаты по районному коэффициенту D'_2 (40% от $C_{пр} + D_1$)	40
процентная надбавка уплачиваемая к заработной плате в районах Крайнего Севера D''_2 (80% от $C_{пр} + D_1$)	80
Итого основная заработная плата $C_{осн} = C_{пр} + D_1 + D_2$	220
Дополнительная заработная плата $C_{дон}$ (8% от $C_{осн}$)	18
Страховые взносы $C_{св}$	75

(34% от $C_{осн}$)	
Итого заработная плата C_3	313

В табл. 6.2 представлена заработная работников при выполнении ими работ по замене футеровки.

Таблица 6.2 – Заработная плата при замене футировки

Виды работ	Время выполнения ремонтной операции, ч	Кол-во рабочих занятых на выполнении соответствующей ремонтной операции	Заработная плата за выполненную ремонтную операцию, руб.
Демонтаж изношенной футеровки	10	4	12520
Монтаж комплекта новой футеровки	20	4	25040
Проверка крепления футеровки (путем холостого пуска шаровой мельницы с одновременной подачей воды)	1	2	626
Подтяжка ослабленных болтов	9	4	11268
Итого			49454

Из таблицы 6.2 видно, стоимость ремонтных операций по замене футеровки составляет $C_{PO} = 49454$ руб.

Без проведения упрочняющей операции, футеровка служит $S = 548$ дней и за $L=10$ лет = 3650 дней затраты на заработную плату составят

$$C_{исх} = \frac{L}{S} \cdot C_{PO} = \frac{3650}{548} \cdot 49454 = 329393 \text{ руб.} \quad (6.8)$$

При проведении предлагаемых периодических упрочняющих обработок, футеровка служит $S = 1041$ день и за $L=10$ лет = 3650 дней затраты на заработную плату составят

$$C_{упр} = \frac{L}{S} \cdot C_{PO} = \frac{3650}{1057} \cdot 49454 = 170773 \text{ руб.} \quad (6.9)$$

Соответственно экономический эффект $\mathcal{E}_{\text{ЭП}}$ от сокращения затрат на заработную плату за 10 лет составит

$$\mathcal{E}_{\text{ЭП}} = C_{\text{исх}} - C_{\text{упр}} = 329393 - 170773 = 158620 \text{ руб.} \quad (6.10)$$

6.2 Расчет себестоимости по амортизации

Амортизационные отчисления (за 10 лет) при текущем режиме эксплуатации футеровки, с учетом наличия 7 комплектов футеровки и сроке эксплуатации каждого комплекта 548 дней:

$$C_{a1} = \frac{KH_a}{100} K_H L = \frac{6448750 \cdot 10}{100} \cdot 1,11 \cdot 10 = 7158113 \text{ руб.}, \quad (6.11)$$

где H_a - норма амортизации на полное восстановление,

$H_a = \frac{1}{n} \cdot 100 \% = \frac{1}{10} \cdot 100 \% = 10 \%$, n – срок полезного использования мельницы,

выраженный в годах, $n = 10$ лет; K – капитальные затраты на приобретение комплекта из 7 футеровок, $K_1 = 6448750$ руб.

Амортизационные отчисления (за 10 лет) при применении режима периодических упрочнений футеровки в процессе эксплуатации, с учетом наличия 4 комплектов и срока службы каждого комплекта 1057 дней

$$C_{a2} = \frac{KH_a}{100} K_H L = \frac{3685000 \cdot 10}{100} \cdot 1,11 \cdot 10 = 4090350 \text{ руб.}, \quad (6.12)$$

где $H_a = \frac{1}{n} \cdot 100 \% = \frac{1}{10} \cdot 100 \% = 10 \%$, $n = 10$ лет; K – капитальные затраты на

приобретения 4 комплектов футеровки, $K_2 = 3685000$ руб, K_H – коэффициент учитывающий инфляцию за 10 лет, $K_H = 1,11$; L – амортизационный период, $L = 10$ лет.

Соответственно экономия амортизационных средств (за 10 лет) составит

$$\mathcal{E}_{AC} = C_{a1} - C_{a2} = 7158113 - 4090350 = 3067763 \text{ руб.} \quad (6.13)$$

С учетом сокращения затрат на заработную плату общая экономия составит

$$\mathcal{E}_{\text{ОБЩ}} = \mathcal{E}_{\text{АС}} - C_{\text{э}} = 3067763 - 243000 = 2824763 \text{ руб} \quad (6.14)$$

где $K_{\text{м}}$ – затраты на мероприятие $K_{\text{м}} = C_{\text{э}} + C_{\text{ч}} = 243000 + 1800000 = 2043000$ руб, $C_{\text{э}}$ – стоимость электроэнергии необходимой для осуществления режима упрочняющей обработки, $C_{\text{э}} = 243000$ руб., $C_{\text{ч}}$ – затраты на приобретение и монтаж частотных преобразователей, необходимых для изменения частоты вращения шаровой мельницы, что в свою очередь позволит создать упрочняющий футеровку режим работы шаровой мельницы, $C_{\text{ч}} = 1800000$ руб.

Срок окупаемости

$$T = \frac{K_{\text{м}}}{\mathcal{E}_{\text{ОБЩ}} \cdot H_{\text{П}}} = \frac{2043000}{2824763 \cdot 0,8} = 0,9 \text{ года} \quad (6.15)$$

где $H_{\text{П}}$ – налог на прибыль, $H_{\text{П}} = 0,8$.

Таблица технико-экономических показателей представлена на плакате в графической части проекта.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате выполнения представленного дипломного проекта, получены следующие результаты:

1. На примере мельницы шаровой МШЦ 4500×6000 показано, что при работе мельницы без породы бомбардировка мелющими телами непосредственно футеровки из стали Гадфильда способна за счет наклепа повысить ее твердость с 200 до 325 *HV*, что приведет к увеличению стойкости к истиранию футеровки примерно в 2 раза.

2. Для обеспечения эффективного наклепа шары должны циркулировать в водопадном режиме с направлением удара нормально к поверхности футеровки, что обеспечивается при скорости вращения барабана мельницы $V_B = 0,75 V_{б\text{ крит}} = 3,5 \text{ м/с}$.

3. Для использованной степени заполнения шарами ($\phi = 30 \%$) время, необходимое для осуществления эффективной бомбардировки, составляет ~ 12 минут, период между упрочняющими наклепами ~ 27 суток, количество упрочняющих обработок в течение срока службы футеровки ~ 28.

4. На примере расчета удельных нагрузок, действующих на подшипники скольжения, показано, что работа мельницы в предлагаемых режимах без породы не скажется на работоспособности ее основных конструктивных элементов.

5. На разработанный способ упрочнения футеровки подана заявка на изобретение [16], по результатам исследования опубликована статья [5].

6. Рассмотрена возможность увеличения срока службы зубчатого зацепления (вал-шестерня - венец) используемого в приводе шаровой мельницы за счет применения системы подачи смазки. В результате расчета системы смазки,

7. Получены численные значения основных рабочих характеристик системы подачи смазки: объем смазочного материала наносимого за один

впрыск составил $2,6 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$, расход смазки $7,2 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{с}$, давление в системе оказалось равным 0,2 МПа, объем емкости 0,078 м^3 (рассчитано из условия пополнения емкости раз в месяц).

7. Разработана технология восстановления зубьев вал-шестерни.

8. Рассчитаны технико-экономические показатели от внедрения режима упрочняющей футеровки обработки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Горбачев, А.Ф. Курсовое проектирование по технологии машиностроения: учебное пособие для вузов / А.Ф. Горбачев, В.А. Шкред. М.: – ООО ИД «Альянс», 2007 – 256 с.

2 Ковшов, А. Н. Технология машиностроения : учеб. для вузов / А. Н. Ковшов. - Изд. 2-е, испр. ; Гриф УМО. - Санкт-Петербург [и др.] : Лань, 2008. - 319 с.

3 Лебедев, В. А. Технология машиностроения : Проектирование технологий изготовления изделий : учеб. пособие для вузов / В. А. Лебедев, М. А. Тамаркин, Д. П. Гепта. - Гриф УМО. - Ростов-на-Дону : Феникс, 2008. - 361 с.

4 Маталин А. А. Технология машиностроения : учеб. для студ. вузов, обуч. по спец. 151001 напр. "Конструкторско-технологическое обеспечение машиностроит. производств" / А. А. Маталин. - Изд. 3-е, стер. ; Гриф УМО. - Санкт-Петербург [и др.] : Лань, 2010. - 512 с.

5 Суслов, А. Г. Технология машиностроения : учеб. для вузов / А. Г. Суслов. - 2-е изд., перераб. и доп. ; Гриф МО. - Москва : Машиностроение, 2007. - 429 с.

6 Расторгуев Д. А. Проектирование технологических операций [Электронный ресурс] : электрон. учеб.-метод. пособие / Д. А. Расторгуев ; ТГУ ; Ин-т машиностроения ; каф. "Оборудование и технологии машиностроит. пр-ва". - Тольятти : ТГУ, 2015. - 140 с.

7 Расторгуев Д. А. Разработка плана изготовления деталей машин : учеб.-метод. пособие / Д. А. Расторгуев ; ТГУ ; Ин-т машиностроения ; каф. "Оборудование и технологии машиностроит. пр-ва". - ТГУ. - Тольятти : ТГУ, 2013. - 51 с.

8 Марочник сталей и сплавов / сост. А. С. Зубченко [и др.] ; под ред. А. С. Зубченко. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва : Машиностроение, 2003. - 782 с.

- 10 Панов, А.А. Обработка металлов резанием: Справочник технолога / А.А.Панов, В.В.Аникин, Н.Г. Байм и др.; под общ. ред. А.А. Панова. – М. : Машиностроение, 1988.
- 11 Технология машиностроения : учеб. пособие для вузов. В 2 кн. Кн. 1. Основы технологии машиностроения / Э. Л. Жуков [и др.] ; под ред. С. Л. Мурашкина . - Изд. 3-е, стер. ; Гриф МО. - Москва : Высш. шк., 2008. - 278 с.
- 12 Технология машиностроения : учеб. пособие для вузов. В 2 кн. Кн. 2. Производство деталей машин / Э. Л. Жуков [и др.] ; под ред. С. Л. Мурашкина. - Изд. 3-е, стер. ; Гриф МО. - Москва : Высш. шк., 2008. - 295 с. : ил. - Библиогр.: с. 292-293.
- 13 Технология машиностроения : учеб. пособие для вузов / под ред. М. Ф. Пашкевича. - Минск : Новое знание, 2008. - 477 с.
- 14 Справочник технолога-машиностроителя. В 2 т. Т. 1 / А. М. Дальский [и др.] ; под ред. А. М. Дальского [и др.]. - 5-е изд., испр. - Москва : Машиностроение-1, 2003. - 910 с.
- 15 Справочник технолога-машиностроителя. В 2 т. Т. 2 / А. М. Дальский [и др.] ; под ред. А. М. Дальского [и др.]. - 5-е изд., испр. - Москва : Машиностроение-1, 2003. - 941 с.
- 16 Гузеев В. И., Режимы резания для токарных и сверлильно-фрезерно-расточных станков с числовым программным управлением : справочник / В. И. Гузеев, В. А. Батуев, И. В. Сурков ; под ред. В. И. Гузеева. - 2-е изд. - Москва : Машиностроение, 2007. - 364, [1] с.
- 17 Режимы резания металлов : справочник / Ю. В. Барановский [и др.] ; под ред. А. Д. Корчемкина. - 4-е изд., перераб. и доп. - Москва : НИИТавтопром, 1995. - 456 с.
- 18 Прогрессивные режущие инструменты и режимы резания металлов : справочник / под общ. ред. В. И. Баранчикова. - Москва : Машиностроение, 1990. - 399 с.

19 Расчет припусков и межпереходных размеров в машиностроении: Учеб. пособ. Для машиностроит. спец. вузов/ Я.М. Радкевич, В.А. Тимирязев, А.Г. Схиртладзе, М.С. Островский; Под ред. В.А. Тимирязева. – 2-е изд. Высш. шк. 2007 г.

20 Афонькин, М.Г. Производство заготовок в машиностроении. / М.Г. Афонькин, В.Б. Звягин – 2-е изд., доп. и пер.ера. СПб: Политехника, 2007 – 380с.

21 Боровков, В.М. Заготовки в машиностроении : учеб. пособие для вузов по спец. 1201 "Технология машиностроения" / В. М. Боровков [и др.] ; ТГУ. - Гриф УМО; ТГУ. - Тольятти : ТГУ, 2007. - 67 с. : ил. - 34-00.

22 Metallорежущие станки [Электронный ресурс] : учебник. В 2 т. Т. 1 / Т. М. Авраамова [и др.] ; под ред. В. В. Бушуева. - Москва : Машиностроение, 2011. - 608 с.

23 Metallорежущие станки [Электронный ресурс] : учебник. В 2 т. Т. 2 / В. В. Бушуев [и др.] ; под ред. В. В. Бушуева. - Москва : Машиностроение, 2011. - 586 с.

24 Блюменштейн В. Ю. Проектирование технологической оснастки : учеб. пособие для вузов / В. Ю. Блюменштейн, А. А. Клепцов. - Изд. 3-е, стер. ; гриф УМО. - Санкт-Петербург : Лань, 2014. - 219 с.

25 Горохов В. А. Проектирование технологической оснастки : учеб. для вузов / В. А. Горохов, А. Г. Схиртладзе, И. А. Коротков. - Гриф УМО. - Старый Оскол : ТНТ, 2010. - 431 с.

26 Ермолаев В.В. Технологическая оснастка. Лабораторно-практические работы и курсовое проектирование: учеб. пособ. – М.: Изд-во «Академия», 2012. – 320 с.

27 Зубарев, Ю.М. Расчет и проектирование приспособлений в машиностроении [Электронный ресурс] : учебник. - Электрон. дан. - СПб. : Лань, 2015. - 309 с.

28 Тарабарин, О. И. Проектирование технологической оснастки в машиностроении : учеб. пособие для вузов / О. И. Тарабарин, А. П. Абызов,

В. Б. Ступко. - Изд. 2-е, испр. и доп. ; гриф УМО. - Санкт-Петербург : Лань, 2013. - 303 с.

29 Станочные приспособления : справочник. В 2 т. Т. 1 / редсовет: Б. Н. Вардашкин (пред.) [и др.] ; ред. тома Б. Н. Вардашкин [и др.]. - Москва : Машиностроение, 1984. - 592 с.

30 Станочные приспособления : справочник. В 2 т. Т. 2 / редсовет: Б. Н. Вардашкин (пред.) [и др.] ; ред. тома Б. Н. Вардашкин [и др.]. - Москва : Машиностроение, 1984. - 655 с.

31 Григорьев, С. Н. Инструментальная оснастка станков с ЧПУ : [справочник] / С. Н. Григорьев, М. В. Кохомский, А. Р. Маслов ; под общ.ред. А. Р. Маслова. - Москва : Машиностроение, 2006. - 544 с.

32 Болтон У. Карманный справочник инженера-метролога. / У Болтон – М : Издательский дом «Додэка-XXI», 2002 – 384 с.

33 Палей М. А. Допуски и посадки : справочник. В 2 ч. Ч. 1 / М. А. Палей, А. Б. Романов, В. А. Брагинский. - 8-е изд., перераб. и доп. - Санкт-Петербург : Политехника, 2001. - 576 с.

34 Палей М. А. Допуски и посадки : справочник. В 2 ч. Ч. 2 / М. А. Палей, А. Б. Романов, В. А. Брагинский. - 8-е изд., перераб. и доп. - Санкт-Петербург : Политехника, 2001. - 608 с.

35 Артамонов, Е.В. Проектирование и эксплуатация сборных инструментов с сменными твердосплавными пластинами [Электронный ресурс] : учебное пособие / Е.В. Артамонов, Т.Е. Помигалова, М.Х. Утешев. - Электрон.дан. - Тюмень :ТюмГНГУ (Тюменский государственный нефтегазовый университет), 2013.

36 Булавин, В.В. Режущий инструмент [Электронный ресурс] : учебно-методическое пособие. - Электрон. дан. - Пенза : ПензГТУ (Пензенский государственный технологический университет), 2009. — 100 с.

37 Кожевников, Д.В. Режущий инструмент [Электронный ресурс] : учебник / Д.В. Кожевников, В.А. Гречишников, С.В. Кирсанов [и др.]. - Электрон. дан. - М. : Машиностроение, 2014. — 520 с.

38 Кирсанова, Г.Н. Руководство по курсовому проектированию металлорежущих инструментов: учебное пособие для вузов по специальности «Технология машиностроения, металлорежущие станки и инструменты» / Под общ. ред. Г.Н. Кирсанова. – М.: Машиностроение, 1986. – 386 с.

39 Резников Л. А. Проектирование сложнопрофильного режущего инструмента [Электронный ресурс] : электрон. учеб. пособие / Л. А. Резников ; ТГУ ; Ин-т машиностроения ; каф. "Оборудование и технологии машиностроит. пр-ва". - Тольятти : ТГУ, 2014. - 207 с. : ил. - Библиогр.: с. 202-203.

40 Романенко, А.М. Режущий инструмент [Электронный ресурс] : учебное пособие. - Электрон. дан. - Кемерово : КузГТУ имени Т.Ф. Горбачева, 2012. - 103 с.

41 Шагун, В. И. Металлорежущие инструменты : учеб. пособие для студ. вузов / В. И. Шагун. - Гриф УМО. - Москва : Машиностроение, 2008. - 423 с.

42 Справочник конструктора-инструментальщика / В. И. Баранчиков [и др.] ; под общ. ред. В. А. Гречишникова, С. В. Кирсанова. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва : Машиностроение, 2006. - 541 с.

43 Вороненко, В.П. Проектирование машиностроительного производства : учеб. для вузов / В. П. Вороненко, Ю. М. Соломенцев, А. Г. Схиртладзе. - 3-е изд., стер. ; Гриф МО. - Москва : Дрофа, 2007. - 380 с. : ил. - (Высшее образование). - Библиогр.: с. 378-380.

44 Козлов, А. А. Проектирование механических цехов [Электронный ресурс] : электрон. учеб.-метод. пособие / А. А. Козлов ; ТГУ ; Ин-т машиностроения ; каф. "Оборудование и технологии машиностроит. пр-ва". - Тольятти : ТГУ, 2015. - 47 с.

45 Зубкова, Н.В. Методические указания по экономическому обоснованию курсовых и дипломных работ по совершенствованию

технологических процессов механической обработки деталей / Н.В. Зубкова – Тольятти : ТГУ, 2005.

46 Бычков, В.Я. Безопасность жизнедеятельности. Учебное пособие. [Электронный ресурс] : учебное пособие / В.Я. Бычков, А.А. Павлов, Т.И. Чибисова. - Электрон. дан. - М. : МИСИС, 2009. - 146 с.

47 Горина, Л. Н. Раздел выпускной квалификационной работы «Безопасность и экологичность технического объекта». Уч.-методическое пособие. / Л. Н. Горина - Тольятти: изд-во ТГУ, 2016. – 33 с.