

Министерство образования и науки Российской Федерации
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования
«Южно-Уральский государственный университет»
Филиал ФГБОУ ВПО (НИУ) «ЮУрГУ» в г. Усть-Катаве
Кафедра Технологические процессы и оборудование
машиностроительного производства

РАБОТА ПРОВЕРЕНА

Рецензент

М. А. Лукин А. В. Лукин
8.07 2016г.

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой

С. В. Сергеев С. В. Сергеев
09/07 2016 г.

САУ взвешиванием и доставкой сыпучих легирующих элементов

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОМУ КВАЛИФИКАЦИОННОМУ ПРОЕКТУ
ЮУрГУ-220700.2016.193.00.00ПЗ ВКП

Консультанты

Безопасность жизнедеятельности,

к.т.н., доцент

В. Г. Некрутов В. Г. Некрутов
1.07 2016 г.

Руководитель работы,

к.т.н., доцент

К. М. Виноградов К. М. Виноградов
01.07 2016 г.

Автор работы

студент группы УКФл-521

Е. В. Чуева Е. В. Чуева
1.07 2016 г.

Нормоконтролер,

к.т.н., доцент

Р. Г. Закиров Р. Г. Закиров
1.07 2016 г.

Усть-Катав 2016

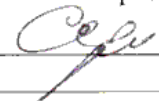
Министерство образования и науки Российской Федерации
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального
образования

«Южно-Уральский государственный университет»
Филиал ФГБОУ ВПО (НИУ) «ЮУрГУ» в г. Усть-Катаве.

Специальность 220700 Автоматизация технологических процессов и производств
Кафедра Технологические процессы и оборудование машиностроительного
производства

УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой

 /Сергеев С.В./
_____ 2016 г.

ЗАДАНИЕ

на выпускной квалификационный проект студента

Чуева Елена Викторовна

Группа У-КФл-521

1 Тема проекта: САУ взвешиванием и доставкой сыпучих легирующих элементов.

утверждена приказом по ректора от «15»04.2016 г. №661

2 Срок сдачи студентом законченного проекта 15.07.2016г.

3 Исходные данные к проекту

3.1 Материал производственной практики

3.2 Техническое задание

3.3 Литература

4 Содержание расчетно-пояснительной записки (перечень подлежащих разработке вопросов)

Аннотация

Оглавление

Введение

4.1. Технологическая часть. Рассмотрены способы получения сталей.

4.2. Конструкторская часть. Разработан дозатор многопозиционный, предназначенный для точного взвешивания сыпучих легирующих материалов и транспортирование их к агрегату «Ковш-печь». Винтовой питатель, предназначенный для равномерной подачи легирующих элементов и заполнение бункера дозатора и привод, приводящий в движение тележку дозатора.

4.3. Безопасность жизнедеятельности. Рассмотрены вопросы по технике безопасности, пожарной и гражданская безопасность. Произведен анализ производственных и экологических опасностей. Выбрана и рассчитана система освещения и вентиляции.

4.4 Экономическая часть. Представлены технико-экономические показатели. С проведением модернизации системы управления, трудовые затраты для оплачивания бригады по обслуживанию дозатора уменьшились по сравнению с начальным вариантом, увеличился годовой объем продукции.

Заключение



Библиографический список

5 Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей)

1.Способы легирования	1л
2.Структурная схема управления	1л
3.Алгоритм управления. Теоретический чертеж	1л
4.Дозатор легирующих элементов.	2л
5.Питатель-дозатор. Сборочный чертеж.	1л
6. Дозатор. Сборочный чертеж.	2л
7.Выводы по проекту	

Всего 8 листов

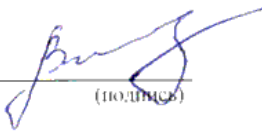
6 Консультанты по проекту, с указанием относящихся к ним разделов проекта

Раздел	Консультант	Подпись, дата	
		Задание выдал (консультант)	Задание принял (студент)
Безопасность жизнедеятельности	Некрутов В.Г.		

7 Дата выдачи задания(25.06.2016.)

Руководитель Виноградов Константин Михайлович


(ФИО)


(подпись)

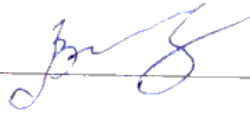

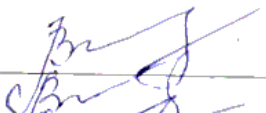
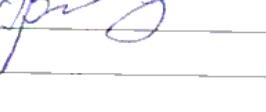
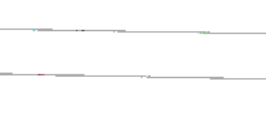

Задание принял к исполнению (25.06.2016)


Студент-дипломник Чуева Елена Викторовна

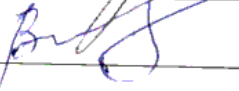
(ФИО)

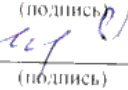

(подпись)

КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН

Наименование этапов дипломного проекта (работы)	Срок выполнения этапов проекта	Отметка о выполнении
Введение Обзорный анализ	02.06.2016 г	
Конструкторский раздел	11.06.2016г	
Безопасность жизнедеятельности	18.06.2016г	
Организационно-экономический раздел	22.06.2016г	
Оформление проекта	25.06.2016г	
Направление на рецензию	28.06.2016г	

Зав. кафедрой _____ (подпись)  /С.В Сергеев /

Руководитель проекта _____ (подпись)  /К.М Виноградов /

Студент-дипломник _____ (подпись)  /Е.В Чуева /

АННОТАЦИЯ

Чуева Е.В. САУ взвешиванием и доставкой сыпучих
 Легирующих элементов. – Усть-Катав: филиал ЮУрГУ
 в г. Усть-Катаве; 2016, 73 с., 10 ил., библиогр. список
 9 наим., 9 листов чертежей ф. А1.

Работа включает в себя следующие разделы:
 технологический, конструкторский, безопасность жизнедеятельности и
 экономический.

В технологическом разделе рассмотрены способы получения сталей.

В конструкторском разделе разработаны: дозатор многопозиционный,
 предназначенный для точного взвешивания сыпучих легирующих
 материалов и транспортирование их к агрегату «Ковш-печь», винтовой
 питатель, предназначенный для равномерной подачи легирующих
 элементов и заполнение бункера дозатора и привод, приводящий в
 движение тележку дозатора.

В разделе безопасности жизнедеятельности рассмотрены вопросы
 по технике безопасности, пожарная и гражданская безопасность, произведен
 анализ производственных и экологических опасностей, выбрали и
 рассчитали систему освещения и вентиляции.

В экономическом разделе представлены технико-экономические
 показатели. С проведением модернизации системы управления, трудовые
 затраты для оплачивания бригады по обслуживанию дозатора уменьшились
 по сравнению с начальным вариантом, увеличился годовой объем
 продукции.

						220700.2016.193.00 ПЗ		
Изм	Лист	ИР Докум	Подпись	Дата	САУ взвешиванием и доставкой сыпучих легирующих элементов	Лит.	Лист	Листов
Разраб	Чуева Е.В.	М	[Подпись]	8.04		1	73	
Провер	Белозадов К.М.	[Подпись]						
Т.Контр.	Некритов В.Г.	[Подпись]						
Н.Контр.	Закиров Р.Г.	[Подпись]						
Учредит	Ларгяев С.В.	[Подпись]						
						Филиал ФГБОУ ВПО «ЮУрГУ» в г. Усть-Катав		

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
1. Технологический раздел	
1.1 Конвертерный способ производства стали.....	5
1.2 Мартеновский способ.....	6
1.3 Получение стали в электрических печах.....	9
1.4 Получение стали в агрегате «Ковш –печь».....	12
2. Конструкторский раздел	
2.1 Система дозирования компонентов.....	13
2.2 Питатель винтовой.....	15
2.3 Дозатор многопозиционный.....	19
2.4 Привод дозатора.....	25
3. Безопасность жизнедеятельности	
3.1 Краткое описание производственного участка.....	46
3.2.Анализ производственных и экологических опасностей.....	47
3.3 Охрана труда.....	48
3.4 Шум и вибрация.....	56
3.5.Техника безопасности.....	56
3.6 Пожарная безопасность и гражданская оборона.....	58
4. Экономический раздел	
4.1 Общие сведения.....	61
4.2 Оценка экономической эффективности.....	61
4.3 Определение затрат на освоение производства.....	69
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	71
Библиографический список.....	73

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		2

ВВЕДЕНИЕ

В 21 – м веке, веке высоких технологий остается актуальным вопрос получения высококлассных, высококачественных сортов легированной стали, так как без нее технический прогресс невозможен. Важнейшими и наиболее широко применяемыми сталями для получения отливок, проката и множества другой продукции являются высокопрочные легированные стали. Состав легированных сталей должен обеспечивать отливкам и другим изделиям из нее заданные физические и механические свойства. Стали должны обладать хорошими литейными свойствами.

Литейные свойства – это технологические особенности стали, которые определяют ее пригодность для получения качественной отливки. Основные из них – жидкотекучесть, температура плавления, склонность к ликвации и поглощению газов, усадка и склонность к внутренним напряжениям.

Жидкотекучесть – способность металла заполнять литейную форму и воспроизводить очертания ее внутренней плоскости; оценивается длиной пути, пройденного металлом в стандартных пробках. Жидкотекучесть стали определяется в соответствии с ГОСТ 16438 – 70 и зависит от физических свойств, интервала кристаллизации, химического состава, температуры расплава, а также от физических свойств, химической активности, смачиваемости и состояния литейной формы.

Температура плавления стали – это температура перехода стали из твердого кристаллического состояния в жидкое. Температура имеет интервал, ширина которого зависит от химического состава стали, и выражается в градусах Цельсия 1420 – 1520 °С. Интервал кристаллизации и температуру плавления стали легко определить по диаграмме ее состояния.

Ликвация стали – химическая и структурная неоднородность, проявляется в процессе кристаллизации стали, может быть дендритной (неоднородность внутри кристалла) или зональной (неоднородность структуры и состава в различных частях отливки).

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		3

Газы O_2, H_2, N_2 наиболее часто присутствуют в металле. Они попадают в него из топлива плавильных печей, исходных (шихтовых) материалов и окружающей среды при плавке. При заполнении литейной формы жидким металлом разлагается влага, находящаяся в формовочной смеси, выгорают связующие вещества из форм и стержней, выделяются газы из красок, которыми часто покрывают поверхности форм и стержней. Газы могут находиться в металле в свободном состоянии или растворяться в нем, образуя окислы, гидриды, нитриды и газообразные продукты. Газы, растворенные в металле, часто ухудшают его механические свойства и способствуют образованию литейных дефектов – газовых раковин и пор.

Усадка сталей в процессе ее кристаллизации вызывает сокращение объема и линейных размеров отливок. Изменение объема сплава процессе кристаллизации часто происходит в несколько этапов. Величина усадки зависит от химического состава стали, технологии ее выплавки и составляет (в процентах), для углеродистых сталей (0,14 – 0,75 % C) 1,5 – 2; марганцовистых сталей (10 – 14 % Mn) 2,5 – 3,8.

Склонность сталей к возникновению напряжений и образованию трещин в отливках возникает процессе их кристаллизации, фазовых превращений, неравномерного остывания отдельных частей отливок с разной толщиной стенок и торможения усадки со стороны стержней и элементов литейной формы.

Во избежание, перечисленных негативных моментов в производстве сталей, и сохранению конкурентно способности предприятия необходимо разрабатывать и внедрять новые перспективные технологии, системы и механизмы.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		4

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАЗДЕЛ

В настоящее время существует несколько способов получения сталей. Самые распространенные и эффективные из них – это конверторный, в доменных печах, в электропечах и в агрегате комплексной обработки стали (агрегат ковш – печь).

1.1 Конвертерный способ производства стали.

Конвертером принято называть большую стальную реторту, футерованную огнеупором. Вместимость современных конвертеров достигает 250 – 400 т. Конвертер имеет стальную цилиндрическую часть, отъемное, легко заменяемое днище и конусообразную горловину. Конвертер может наклоняться, что необходимо для его обслуживания (заливки исходного чугуна, взятия проб, выливки стали т. д.). Перед старыми способами получения стали конвертерный способ имел два неоспоримых преимущества – очень высокую производительность, отсутствие потребности в топливе. Недостатком конвертерного процесса является ограниченная гамма чугунов, которые могут перерабатываться этим способом, так как при динасовой футеровке не удается удалить из металла такие примеси, как серу и фосфор, в том случае если они содержатся в чугуне.

Конвертерное производство стали постоянно совершенствовалось. Уральские мастера и инженеры разработали, например, оригинальный способ конверторной переработки чугунов, содержащих пониженное содержание кремния и ~1,5% марганца. Этот способ нашел последователей на других русских и западноевропейских заводах.

Новым важным этапом, вновь поставившим конверторные способы на современный уровень и обеспечившим ему повсеместное широкое применение, явилась замена воздушного дутья кислородным.

									Лист
									5
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	220700.2016.193.00 ПЗ				

В нашей стране построено несколько конвертерных цехов, которые оборудованы 350 – тонными конвертерами, и проектируются конвертеры большей вместимостью. Современный конвертерно–кислородный способ, которым в ряде развитых стран получают 70 – 90% общего объема стали, протекает следующим образом.

Кислород вдувают в конвертер вертикальной трубчатой водоохлаждаемой фурмой, опускаемой в горловину конвертера, но не доходящей до уровня металла на 1200 – 2000 мм. Таким образом, кислород не продувается через слой металла (как воздух в старых конверторных процессах), а подается на поверхность залитого в конвертер металла. Однако при таком способе подвода кислорода процесс идет очень горячо, что дает возможность перерабатывать чугуны с различным содержанием примесей, а также не только вводить в конвертер жидкий металл, но и добавлять к нему для охлаждения скрап или железную руду (количество скрапа на некоторых заводах доводят до 30% массы металла).

1.2 Мартеновский способ.

Современные мартеновские печи отапливают обычно смесью доменного газа с коксовальным или природным газом. Они оборудуют четырьмя регенераторами (по два с каждой стороны печи), которые заполнены кирпичной решетчатой кладкой для отдельного подогрева газообразного топлива и воздуха, подаваемых в печь. Продукты горения из рабочего пространства печи направляются в одну пару регенераторов (например, правую) и нагревают их внутреннюю кладку, а затем выпускаются в дымовую трубу. В это время газовое топливо и воздух подают в печь через вторую пару регенераторов (например, левую), которые были нагреты раньше.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		6

Через некоторое время, с помощью автоматически переключающихся клапанов, меняется направление выхода печных газов и подачи топлива.

На некоторых заводах работают печи, отапливаемые мазутом и природным газом, в которых подогревается только воздух, подающийся в печь.

Мартеновские печи, предназначенные в основном для выплавки высококачественной стали, строят разной вместимости и производительности (10 – 500 – 900 т). В первых печах, предложенных французом П.Мартеном, под, стены и свод выкладывали из динасового огнеупорного кирпича. В 1880 г. в России была построена первая мартеновская печь с подом и стенами из доломитового кирпича, которые затем получили широкое распространение. В современном сталеплавильном производстве для кладки стен и пода печей применяют и кислые, и основные огнеупоры (этим отличается устройство основных и кислых мартеновских печей), а своды делают из термостойкого хромомagneзитового кирпича.

Ванна печи, удерживающая расплавленные материалы, имеет сферическую форму, и ее длину и ширину обычно определяют на уровне порогов садовых окон, через которые и производят загрузку в печь твердых материалов. Современная 500 – тонная печь имеет ванну длиной 16,4 м, шириной 5,9 м и глубиной более 1м. Произведение этой длины на ширину принято считать условной площадью пода мартеновской печи.

Горячий газ подают в печь по горячему каналу, воздух по двум боковым. Сходясь в рабочем пространстве печи, эти каналы образуют так называемую головку печи, формирующую газовое пламя. Загрузку твердой шихты в печь производят через окна с помощью завалочных машин. Выпуск стали и шлака из мартеновской печи после завершения плавки проводят через летку, расположенную в задней продольной стене печи, не имеющей загрузочных окон. На время плавки летку (выпускное отверстие) заделывают магнезитовым порошком и огнеупорной глиной.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

Мартеновский способ получил широкое применение благодаря возможности использования различного сырья и разнообразного топлива. Различают: скрап-процесс, если его шихта состоит из стального лома (60 – 70 %) и твердого чугуна (30 – 40 %).

Эта разновидность процесса применяется на заводах, не имеющих доменного производства и жидкого чугуна. Процесс называют скрап-рудным потому, что для ускорения окисления примесей чугуна в печь загружают богатую железную руду в количестве 15 – 30 % массы металлической части шихты.

Скрап-рудный процесс в кислой и основной мартеновских печах проходит различно (меняется состав флюсов и некоторых других шихтовых материалов, по-разному идет окисление примесей). Поэтому различают кислый и основной мартеновские процессы.

Рассмотрим кратко сущность широко применяемого на заводах основного скрап-рудного процесса. Мартеновские печи работают циклами, но нагрев печи ведется непрерывно, поэтому подготовка новой плавки стали начинается с осмотра печи и устранения изъянов в подине и боковых откосах печи путем их заварки новым слоем доломита или магнезита еще во время выпуска предыдущей плавки. После выпуска металла выпускное отверстие заделывают и загружают сыпучие шихтовые материалы (руды, известняк, скрап). Все эти материалы подвозят к печам железнодорожным составом платформ в так называемых мульдах (металлические коробки с приспособлением для захвата их хоботом завалочной машины).

Завалочная машина современных крупных печей – это самоходная тележка, перемещающаяся по рельсам вдоль продольных лицевых стенок нескольких мартеновских печей, обычно расположенных в одну линию. На самоходной тележке установлен механизм управления с кабиной машиниста и загрузочный механизм с длинным штоком (хоботом). Хобот завалочной машины поднимает с платформы мульду с шихтой, вносит в печь через окна

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

и, поворачивая, высыпает ее содержимое, затем выносит пустую мульту из печи.

1.3 Получение стали в электрических печах.

Эти печи обеспечивают в рабочем пространстве высокую температуру и восстановительную или нейтральную атмосферу, что очень важно при выплавке высоколегированных сталей.

Для производства стали наиболее часто применяют дуговые трехфазные электрические печи с вертикальными графитовыми электродами и не проводящим подом. Ток, нагревающий ванну в этих печах, проходит по цепи электрод-дуга-шлак-металл-шлак-дуга-электрод. Вместимость таких печей достигает 400 т.

Печь состоит из металлического кожуха цилиндрической формы и сферического дна. Дуговые печи могут быть кислыми и основными. В основных печах подину выкладывают из магнезитового кирпича, сверху которого наносят набивной слой из магнезита или доломита (150 – 200 мм). В кислых печах применяют динасовый кирпич и набивку из кварцита на жидком стекле.

В цилиндрической части печи имеется рабочее окно и выпускное отверстие с желобом. Электрические печи имеют механизмы для наклона печи на 40 - 45° в сторону выпускного отверстия для слива металла и на 10 - 15° в сторону рабочего окна для скачивания шлака. Механизмы для наклона печей довольно разнообразны. Свод печи обычно сферический, и через него опускают в печь три цилиндрических электрода. Рядом с печью помещены механизмы для подъема электродов и понижающий трансформатор, питающий печь электроэнергией. Мощность трансформатора зависит от размеров и емкости печи. Например, 10-тонные печи имеют трансформатор

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

мощностью 3,5 МВ*А, а 250- тонные печи трансформатор мощностью 65 МВ*А.

Трансформатор печи имеет на низкой стороне несколько ступеней напряжения (3–12), переключая которые, можно регулировать энергетическую нагрузку электродов.

Небольшие печи загружают через окно (с помощью мульд и завалочной машины), а печи более 5 т, как правило, через свод (с помощью загрузочной бадьи и сетки). В этом случае свод с электродами изготовляют съёмным, в период загрузки его поднимают, а печь отводят в сторону и мостовым краном сразу или в два приема загружают полную садку печи. После этого сводом вновь быстро накрывают печь.

В зависимости от состава перерабатываемого сырья, характера выплавляемой стали, а также конструкции и материала футеровки печи ход выплавки стали существенно меняется. Для примера кратко разберем плавку стали с окислением в основной дуговой печи. Эта плавка ведется в том случае, если перерабатываемое сырье содержит фосфор и значительно отличается по составу других элементов от заданной марки стали. После загрузки печи электроды опускают на металлическую шихту, предварительно засыпав ее сверху известью в количестве 2 –3 % массы загруженного в печь металла. Известь способствует ровному горению дуги, предохраняя материалы от поглощения газов, и быстрее образует шлак. Плавление ведут на высоких ступенях напряжения, чтобы быстрее создать в печи жидкую фазу.

Еще до полного расплавления шихты в печь засыпают известь и железную руду, обычно 1 % массы металла, для получения в первом периоде плавки окислительного шлака. Через 10 – 15 минут после загрузки руды из печи скачивают 60 – 70 % шлака; с ним удаляется большая часть фосфора, так же как и при плавке в мартеновской печи, преимущественно в виде фосфатов железа.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

После скачивания шлака в печь опять засыпают известь (1 – 1,5 % массы металла), полностью расплавляют и нагревают металл и порциями засыпают железную руду и известь. По мере повышения температуры усиливаются окисление углерода и кипение ванны, что, как известно, способствует удалению из металла растворенных в нем газов и неметаллических включений. В период кипения для полного удаления фосфора из металла сливают шлак, причем в это время при высокой температуре и большем количестве извести фосфор связывается в фосфат извести $4CaO \cdot P_2O_5$. Вместо слитого шлака наплавляется новый.

После того как содержание углерода в металле достигнет нижнего предела для заданной марки, а содержание фосфора снижается до 0,015 %, шлак опять удаляют и дают ванне «прокипеть» 25 минут без присадки руды (т. е. проводят чистое, или безрудное, кипение). После этого начинают восстановительный период плавки, загружают в печь смеси извести, плавикового шпата CaF_2 и мелкого кокса для образования уже восстановительного шлака. Имеющийся в металле ванны кислород при этом начинает переходить в шлак, и образующиеся закиси железа и марганца восстанавливаются имеющимся в шлаке углеродом кокса. После побеления шлака в него вводят еще более сильные восстановители - молотый ферросилиций и алюминий.

Отличительной особенностью выплавки стали в электрических печах является раскисление шлака, что приводит к диффузионному раскислению металла, непрерывно отдающему растворенный в нем кислород в восстановительный шлак. Такой метод раскисления предотвращает загрязнение металла неметаллическими включениями, выделяющимися при раскислении (Al_2O_3 и др.).

Высокая температура, низкое содержание в шлаке закиси железа и высокое содержание извести в дуговой электропечи позволяет полнее вывести серу из металла в виде CaS . Продолжительность выплавки стали в

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		11

дуговой печи составляет 6 – 8 часов и зависит от ее мощности и конструкции, выплавляемой марки стали, а также характера исходного сырья.

Иногда плавку ведут без окислительного периода, если переплавке подлежат отходы легированной стали и содержание фосфора в них меньше, чем допускается заданной маркой стали. Продолжительность такой плавки обычно меньше на 1 – 2 часа, из-за отсутствия окислительного периода и сокращения восстановительного. Однако выплавленный таким образом металл хуже, так как отсутствие периода кипения затрудняет удаление из металла неметаллических включений и растворенных в нем газов, но ускоряет плавку и снижает расход электроэнергии и стоимость стали.

1.4 Получение стали в агрегате «Ковш – печь».

В настоящий момент наиболее оптимальным и рентабельным является производство стали в агрегате «ковш – печь». Это обусловлено тем, что время получения высококачественной стали в электропечах составляет 6 – 8 часов, а в агрегате «ковш – печь» 15 – 30 минут. В купе со сталеплавильной печью, которая плавит металл, а потом этот металл доводят в агрегате «ковш – печь» получая из него сталь, в настоящий момент является наиболее рентабельным производством. Получение стали в агрегате «ковш – печь» заключается в том, что ковш с расплавленным металлом подходит к автоматизированной системе дозирования сыпучих легирующих элементов. В необходимом количестве для данной марки стали, получает легирующие компоненты, после чего ковш со сталью продувается аргоном, тем самым равномерно перемешивая легирующие компоненты в стали. Получая чем самым высококачественную сталь за небольшой промежуток времени. Продувка аргоном ведется через пробку в дне ковша, при невозможности последнего продувка осуществляется через фурму. При засыпке легирующих элементов

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		12

в ковш температура стали падает и в случае необходимости подогревается графитовыми электродами, до температуры оптимальной для разливки. После чего ковш со сталью везется на разливку.

Вывод по разделу 1:

Новым важным этапом, вновь поставившим конверторные способы на современный уровень и обеспечившим ему повсеместное широкое применение, явилась замена воздушного дутья кислородным.

Мартеновский способ получил широкое применение благодаря возможности использования различного сырья и разнообразного топлива.

Отличительной особенностью выплавки стали в электрических печах является раскисление шлака, что приводит к диффузионному раскислению металла, непрерывно отдающему растворенный в нем кислород в восстановительный шлак. Такой метод раскисления предотвращает загрязнение металла неметаллическими включениями, выделяющимися при раскислении (Al_2O_3 и др.). В настоящий момент наиболее оптимальным и рентабельным является производство стали в агрегате «ковш – печь». Это обусловлено тем, что время получения высококачественной стали в электропечах составляет 6 – 8 часов, а в агрегате «ковш – печь» 15 – 30 минут.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпис	Дата		12

2 КОНСТРУКТОРСКИЙ РАЗДЕЛ

2.1 Система дозирования компонентов

Система дозирования компонентов предназначена для взвешивания необходимых доз материала из расходных бункеров и транспортирования их к агрегату комплексной обработки стали. Система дозирования компонентов состоит из следующих основных элементов.

- 1) Восьми расходных бункеров;
- 2) Восьми питателей винтовых;
- 3) Дозатора многопозиционного;
- 4) Привода дозатора.

Бункеры предназначены для хранения материала, обеспечивают необходимые нормы запаса порошков, для обеспечения стабильной работы технологического оборудования.

Винтовой питатель предназначен для равномерной подачи порошковых и сыпучих материалов. Рабочим органом питателя является винт, который при вращении обеспечивает поступательное движение компонентов.

Многопозиционный дозатор предназначен для взвешивания доз материалов, поступающих из бункеров и транспортирования их в агрегат комплексной обработки стали.

Привод дозатора предназначен для сообщения дозатору поступательного движения, а также для полной остановки для чего на приводе установлен колодочный тормоз.

Принцип работы дозатора заключается в следующем:

Допустим по технологии производства какой-либо марки стали нам необходимо отдозировать 4 компонента, которые находятся в 1,3,5 и 7 бункерах. Дозатор в начальном положении находится под первым бункером. Контроллер включает работу винтового питателя, находящегося на первом бункере. Допустим первого компонента необходимо взвесить 35% от 100%

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		13

по технологии производства данной марки стали. При достижении заданного значения массы засыпаемого материала в бункер дозатора, контроллер подает сигнал для прекращения работы питателя и на привод дозатора, который перемещает тележку к следующему бункеру. При достижении дозатором третьего бункера, что отслеживается фотометрическими датчиками, контроллер подает сигнал на остановку привода и на включение винтового питателя, который перемещает второй легирующий компонент в бункер дозатора. Так продолжается вплоть до седьмого бункера. Когда последний компонент смеси отмерен тележка продвигается немного дальше, за счет того что на люке имеются две пластины, а на приемном бункере имеются также две пластины люк дозатора остается на месте, а тележка двигается вперед. В результате этого люк дозатора открывается, и компоненты по желобу попадают в агрегат комплексной обработки стали. Обратно люк закрывается за счет двух пластинок установленных под первым бункером.

Отмеривание доз материала осуществляется за счет двух тензорезисторных датчика 1909-4,0-0,10. На эти датчики опирается бункер дозатора, вызывая изгиб балок, находящихся внутри датчиков, и деформацию тензорезисторов, преобразующих вес в пропорциональной силы электрический сигнал. На тележке устанавливается вторичное оборудование, которое снимает сигнал с датчиков, суммирует его, усиливает и передает дальше. Третичное оборудование улавливает полученный сигнал, цифрует его и передает контроллеру, который и управляет всем технологическим процессом изготовления данной марки стали. Путем написания нескольких управляющих программ можно менять номенклатуру выпускаемых марок стали в любой момент времени. Заносить поправки в программы, например, изменяя влажность компонентов находящихся в бункерах можно изменить программу дозирования материала с учетом влажности. Все это помогает

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

свести к минимуму погрешности дозирования, что существенно влияет на качество производимой продукции.

Производительность участка дозирования зависит от типа и количества технологического оборудования, стоящего после участка.

Производительность смесительных бегунов СМ842 составляет

$$Q=7,2\text{т/ч}=7200\text{кг/ч.}$$

2.2 Питатель винтовой

Винтовые питатели применяют для равномерного питания молотых сухих материалов. Схема горизонтального винтового питателя показана на рис. 1

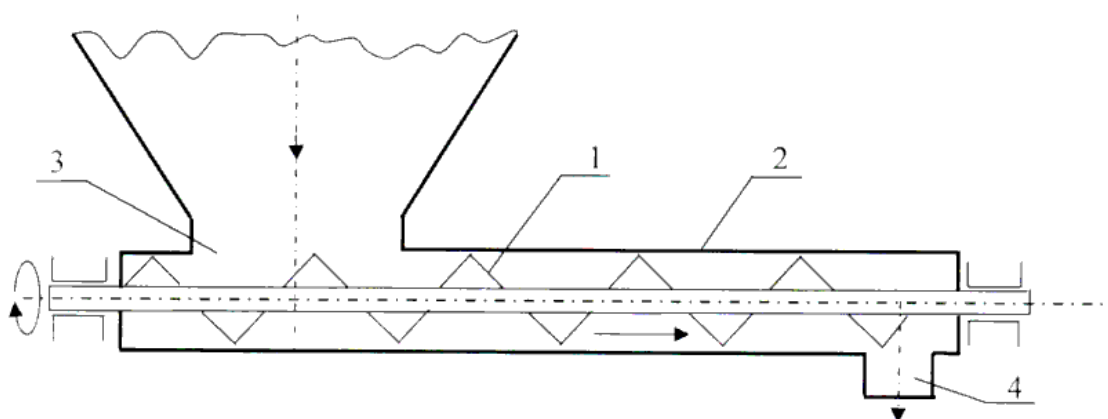


Рисунок 1- Схема горизонтального винтового питателя.

Рабочим органом питателя в соответствии с рисунком 1. является винт 1, который расположен внутри корпуса питателя. Винт погружен в транспортируемый материал 3. При сообщении вращения винту материал перемещается от загрузочного конца к выпускному отверстию лотка 4. Частицы материала при этом перемещении совершают сложное движение под воздействием винта и сил трения о стенки кожуха, перемешиваются.

Винтовые питатели изготавливают для небольших производительностей

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

(менее 10т/ч). При длине транспортирования до 1,5-2м. Такие питатели обеспечивают равномерную и довольно точную дозировку. При подаче влажных материалов (>7%) последние прилипают к винту, точность дозирования уменьшается. Поэтому после винтовых питателей ставят весовые дозаторы. Достоинством винтовых питателей является их герметичность и компактность.

Чтобы винт питателя вращался, на нем установлен привод: состоящий из двигателя и редуктора. Определим частоту вращения винта питателя, воспользовавшись формулой для определения производительности питателя[7]:

$$Q=60\times(\pi\times D^2/4)\times S\times n\times\psi\times\rho, \quad (1)$$

где Q – производительность винтового питателя, т/ч;

D – диаметр винта

N – число оборотов винта в 1 мин;

S – шаг винта, м;

Ψ – коэффициент использования объема желоба;

ρ – плотность материала, т/м³.

Преобразуя формулу, получаем:

$$N=4Q/ \pi D^2\times S\times\psi\times\rho\times 60 \quad (2)$$

Q принимаем несколько больше, чем производительность участка, чтобы обеспечить цикл и дозировки (Q=7,4т/ч)

$D\geq 0,15-0,3$ примем $D=0,15$ м;

$S=(0,8-1,0)D$; $S=0,8\times 0,15=0,1$ м;

$\Psi=0,6-0,7$ – для абразивных и зернистых материалов.

$\Psi=0,8$ – для пылевидных и мелкозернистых материалов.

Выберем наименьшее значение $\Psi=0,6$ т.к для $\Psi=0,8$ производительность питателя будет несколько выше.

$$\rho=1,8\text{т/м}^3$$

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		16

$$n=4 \times 7,4/3,14 \times 0,15^2 \times 0,1 \times 0,6 \times 1,8 \times 60 = 64,65 \text{ об/мин} \quad (3)$$

Мощность приводного электродвигателя винтовых питателей находят по формуле, (кВт):

$$N = k_1 \times k_3 \times Q \times (L + \omega) / 367 \times \eta, \quad (4)$$

где k_1 - коэффициент, учитывающий условия работы винта;

$k_1 = 1,1 - 1,2$ когда на винт давит столб материала, расположенный над ним ($k = 1,2$);

k_3 - коэффициент запаса принимаемый равным $1,1 - 1,2$ ($k_3 = 1,2$);

Q - производительность питателя ($Q = 7,4 \text{ т/ч}$);

L - длина горизонтальной проекции пути перемещения груза ($L = 0,65 \text{ м}$);

ω - коэффициент сопротивления движению материала, за счет его трения о стенки корпуса питателя.

η - коэффициент полезного действия приводного устройства, принимаемый ориентировочно равным $0,4 - 0,6$ ($\eta = 0,5$).

Тогда мощность электродвигателя равна:

$$N = 1,2 \times 1,2 \times 7,4 \times (0,65 + 4) / 367 \times 0,5 = 0,27 \text{ кВт} \quad (5)$$

Определив требуемые частоту вращения винта и мощность электродвигателя, подбираем двигатель и редуктор с такими же выходными параметрами.

Двигатель предназначен для превращения электрической энергии во вращательное движение рабочего органа (вала электродвигателя).

Выбираем электродвигатель серии АИР 71А6;

Число пар полюсов = 3;

Синхронная частота вращения вала двигателя 1000 об/мин;

Мощность двигателя $N_{\text{дв}} = 2,2 \text{ кВт}$

Определим передаточное отношение привода:

$$U_{\text{пр}} = n_{\text{дв}} / n_{\text{в}}, \quad (6)$$

где $n_{\text{дв}}$ - частота вращения вала двигателя ($n_{\text{дв}} = 1000 \text{ об/мин}$)

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		17

$n_{в} = 64,65$ об/мин)

$$U_{пр} = 1000 / 64,65 = 15,47$$

В качестве редуктора принимаем редуктор червячный РЧ-8-40-51-2-3

$$ТУ 2,056-178-83 \quad U_{ред} = 8$$

В качестве соединения выходного вала электродвигателя и вала редуктора используем клиноременную передачу с малым шкивом диаметром 100 мм, насаженным на вал двигателя и большим шкивом диаметром 190 мм, насаженным на вал редуктора.

Передаточное отношение клиноременной передачи определится по формуле:

$$U_{кл} = 190 / 100 = 1,9 \quad (7)$$

Общее передаточное отношение привода определится как:

$$U_{пр} = U_{ред} \times U_{кл} = 8 \times 1,9 = 15,2 \quad (8)$$

Тогда фактическая частота вращения винта питателя (об/мин) найдется как:

$$n_{вф} = n_{дв} / U_{пр} = 1000 / 15,2 = 65,7, \quad (9)$$

что больше $n_{дв} = 64,65$ (об/мин)

Так как после остановки привода вал питателя еще некоторое время вращается, передвигая материал к высыпному отверстию, то бункер дозатора будет все время перегружаться сверх установленной дозы материала. Что будет вести к нарушению технологии производства, и ухудшению качества стали. Для предотвращения подобного применяем механизм быстрой отсечки. Он состоит из пневмоцилиндра, рычага соединенного с валом пневмоцилиндра; в рычаг вставлена ось с заслонкой. Заслонка находится в высыпном отверстии.

Принцип действия заключается в следующем:

При загрузке бункера дозатора необходимой массы материала,

Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата

вторичная аппаратура отсылает сигнал контроллеру, тот подает сигнал на отключение питателя и включении пневмоцилиндра. Шток пневмоцилиндра вытягивается, рычаг поворачивается вместе с осью, обеспечивая закрытие выпускного отверстия.

2.3 Дозатор многопозиционный

Дозатор многопозиционный предназначен для взвешивания доз материала из разных бункеров в соответствии с технологическим процессом производства данной марки стали, а также для транспортирования полученной массы к бункеру смесителя.

Дозатор многопозиционный (в дальнейшем просто дозатор) состоит из следующих основных частей:

- А) бункера;
- Б) тележки;
- В) четырех стоек;
- Г) двух тензометрических датчиков

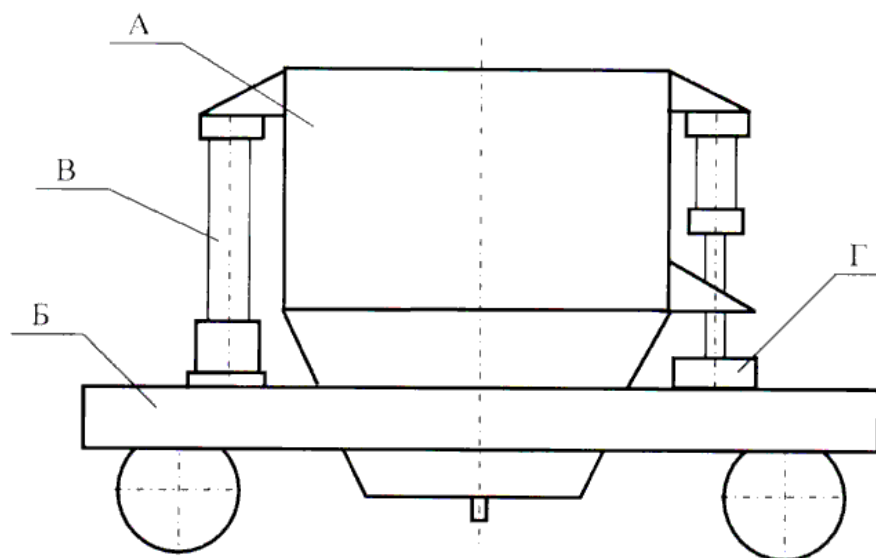


Рисунок 2- Дозатор многопозиционный

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		19

Дозатор работает следующим образом: отдельно стоящий привод заставляет тележку Б двигаться поступательно. При достижении дозатором заданного положения под расходным бункером, отключается привод и включается винтовой питатель. Молотый материал сыпется в бункер дозатора 1. Бункер 1 имеет направляющие стойки 3, предназначенные для перемещения бункера строго в осевом направлении, исключая перемещение в перпендикулярном направлении относительно их осей. Делается это, потому что тензометрические датчики 4 плохо воспринимают перпендикулярную составляющую силы. Бункер 1, перемещаясь по стойкам 3 опирается на два тензодатчика 4, полностью передавая им свой вес. Датчики измеряют силу тяжести, преобразуют ее в пропорциональной силы электрический сигнал. Этот сигнал снимается вторичной аппаратурой и передается дальше. Контроллер принимает и анализирует их. При достижении материала в бункере заданному значению контроллер подает сигнал на отключение винтового питателя и на включение привода дозатора, который перемещает тележку к следующему бункеру. Цикл повторяется. В качестве формы бункера примем ее призмопирамидальной, так как она наиболее проста в изготовлении, в соответствии с рисунком 3

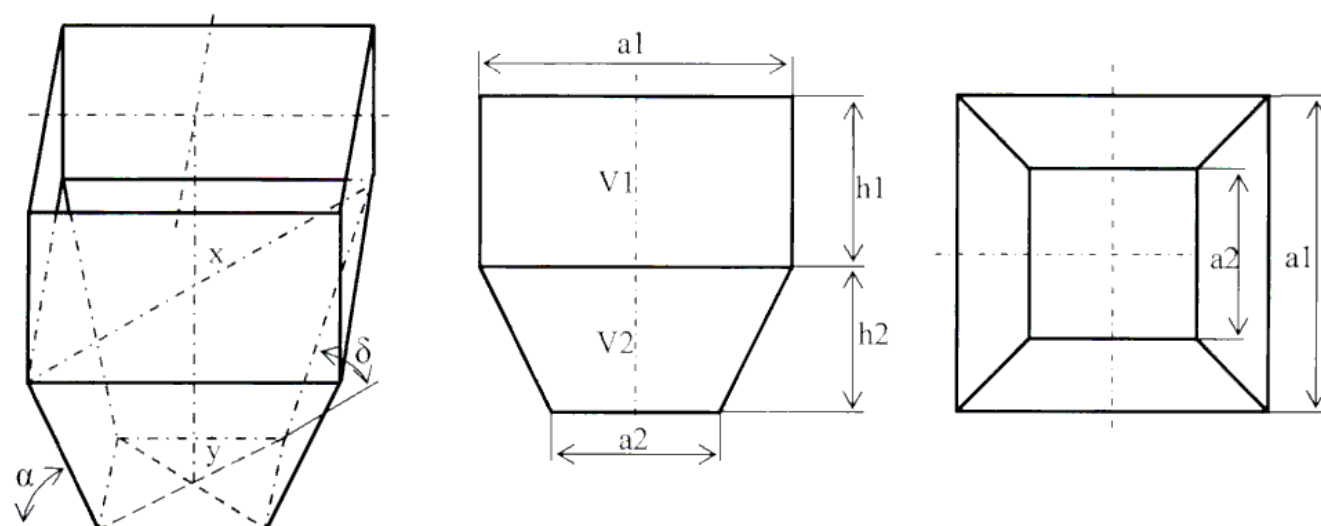


Рисунок 3- Форма бункера

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		20

Определим минимальную площадь выходного отверстия (m^2). Расчет произведем по методичке [4]:

$$F_{min}=6.25 \times (d_{cp}+0.08)^2 \times tg^2 \times \psi, \quad (10)$$

где d_{cp} – поперечный размер типичного куска, м;

Ψ – угол внутреннего трения.

$$d_{cp} = 0,01\text{м};$$

$tg \psi = k = 0.9$ – коэффициент внутреннего трения.

Тогда:

$$F_{min}=6,25 \times (0,01+0,08)^2 \times 0,9^2=0,041 \text{ м}^2$$

Так как в примечании к формуле () сказано, что для порошковых и мелкозернистых материалов площадь разгрузочного отверстия должна быть не менее $0,09 \text{ м}^2$ или $90,000 \text{ мм}^2$, то сторона будет равна $a=\sqrt{90,000}=300\text{мм}$.
Примем выпускное отверстие бункера в форме квадрата со стороной 400 мм.

Объем бункера дозатора должен соответствовать объему одного замеса смесителя, что соответствует $V_{\text{смесителя}}=300 \text{ дм}^3$.

$$V_{\text{общ}}=V1+V2, \quad (11)$$

где $V1$ – объем бункера в верхней части, дм^3 ;

$V2$ – объем бункера в нижней части, дм^3 ;

$$V1=a1 \times a1 \times h1, \quad (12)$$

где $a1$ – сторона бункера в верхней части, ($a=7,5 \text{ дм}$);

$h1$ – высота верхней части бункера, ($h=4 \text{ дм}$);

Тогда:

$$V1=7,5 \times 7,5 \times 4=225 \text{ дм}^3$$

$$V2=((a1+a2)/2) \times ((a1+a2)/2) \times h2 \quad (13)$$

где $a2$ – сторона бункера в нижней части, ($a2=4 \text{ дм}$);

$h2$ – высота нижней части бункера, ($h2=4 \text{ дм}$);

Тогда:

$$V2=((7,5+4)/2) \times ((7,5+4)/2) \times 4=115 \text{ дм}^3$$

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

Тогда общий объем бункера составит:

$$V=225+115=340 \text{ дм}^3$$

Чтобы материал свободно истекал из бункера, необходимо чтобы выполнялось следующее условие: $\delta \geq \alpha$

Где δ – угол наклона ребра бункера, (см. рис. 5);

α – угол естественного откоса материала в покое (для легирующих элементов $\alpha=40^\circ$).

Определим угол δ :

$$\text{tg } \delta = h_2 / x - y$$

Где $h_2 = 4$ дм

$x = \sqrt{(a_1^2/2)}$ - из равнобедренного треугольника

$y = \sqrt{(a_2^2/2)}$ - из прямоугольного треугольника

$$x = \sqrt{(7.5^2/2)} = 5.303 \text{ дм};$$

$$y = \sqrt{(4^2/2)} = 2.828 \text{ дм};$$

Тогда:

$$\text{tg } \delta = 4 / (5.303 - 2.828) = 1.616$$

Отсюда

$$\delta = \text{arctg}(1.616) = 58^\circ > \alpha = 40^\circ$$

Рассчитаем и построим эпюру изгибающих моментов, действующих на ось тележки. (Рис. 4.) Так как масса тележки с грузом составляет примерно 1000 кг, то на одно колесо тележки будет действовать сила равная:

$$F_k = mg/4 = 1000 \times 9.8/4 = 2450 \text{ Н.}$$

Данные для расчета:

$$a = c = 108 \text{ мм}; b = 748 \text{ мм};$$

Найдем реакцию опор (Н):

$$\Sigma M(A) = 0$$

$$-Y_b(a+b+c) + F_k(b+a) + F_k \times a = 0$$

$$Y_b = F_k \times (2a+b) / a+b+c = 2450 \times (2 \times 108 + 748) / 108 + 748 + 108 = 2450 \text{ Н.}$$

Аналогично рассчитав получим $Y_a = 2450 \text{ Н.}$

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

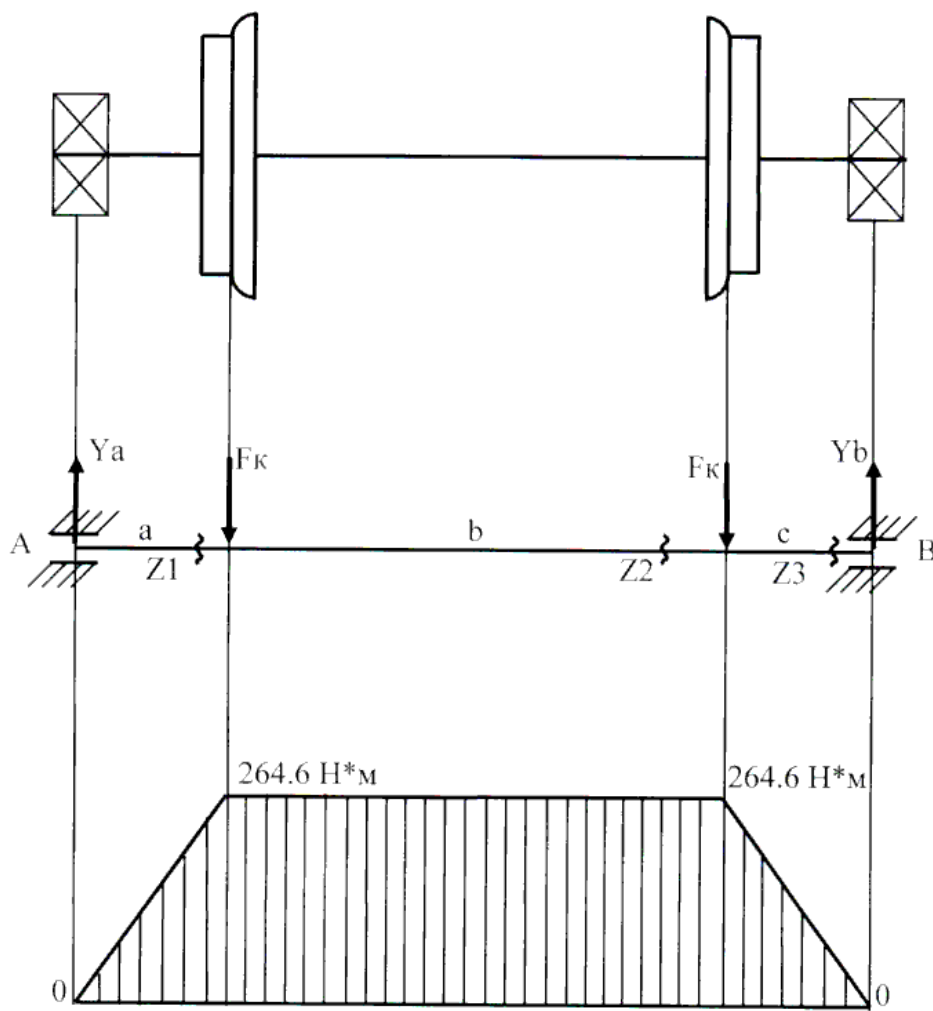


Рисунок 4- Эпюра изгибающих моментов

2) Проведем расчет изгибающих моментов:

На участке а: $Mx^a = Ya \times Z1$

При $Z1=0$ м $Mx^a = 2450 \times 0 = 0$ Н*м;

При $Z1=0,108$ м $Mx^a = 2450 \times 0,108 = 264,6$ Н*м;

На участке а+б: $Mx^{a+b} = Ya(0,108+Z2) - Fk \times Z2$

При $Z2=0$ м $Mx^{a+b} = 2450 \times (0,108+0) - 2450 \times 0 = 264,6$ Н*м

При $Z2=0,748$ м $Mx^{a+b} = 2450 \times (0,108+0,748) - 2450 \times 0,748 = 264,6$ Н*м

На участке а+б+с: $Mx^{a+b+c} = Ya(0,856+Z3) - Fk \times (0,748+Z3) - Fk \times Z3$

При $Z_3=0$ м $M_x^{a+b+c} = 2450 \times (0,856+0) - 2450 \times (0,748+2 \times 0) = 264,6$ Н×м

При $Z_3=0,108$ м $M_x^{a+b+c} = 2450 \times (0,856+0,108) - 2450 \times (0,748+2 \times 0,108) = 0$ Н×м

Строим эпюру изгибающих моментов в соответствии с рисунком 4.

Подберем подшипники качения для осей тележки. По методике изложенной в [5].

Частота вращения оси тележки находится как:

$$n = 60\,000 \times V / \pi \times D, \quad (14)$$

где V - скорость движения тележки ($V=0,25$ м/с)

D - диаметр колеса, насаженного на ось ($D=0,3$ м)

Тогда:

$$n = 60\,000 \times 0,25 / 3,14 \times 300 = 15,92 \text{ об/мин.}$$

Требуемый ресурс при вероятности безотказной работы 90%:

$L'_{10ah} = 20\,000$ ч. Диаметр посадочных поверхностей вала $d=40$ мм.

Максимально длительно действующая сила $F_a=2450$ Н на подшипник.

Режим нагружения 2 (средний равновероятностный). Возможны кратковременные перегрузки до 150 % от номинальной нагрузки. Условия эксплуатации подшипников обычные. Ожидаемая температура работы $t_{раб}=50^\circ\text{C}$.

1) Для типового режима нагружения 2 коэффициент эквивалентности $K_e=0,63$.

Вычисляем эквивалентную нагрузку:

$$F_2 = K_e \times F_a = 0,63 \times 2450 = 1543,5 \text{ Н}$$

2) Так как опоры оси расположены в разных корпусах, а неизбежные погрешности изготовления деталей и сборки приводят к перекосу и смещению осей посадочных отверстий корпусов подшипников относительно друг друга. Все это вынуждает применять сферические подшипники.

Предварительно назначаем сферические шариковые радиальные подшипники легкой серии 1208. Одну из опор делают фиксирующей.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

Для принятых подшипников находим $C_z=19\ 300\ \text{H}$; $C_{oz}=8800\ \text{H}$.

3) Так как осевые силы действующие на подшипник отсутствуют, то эквивалентная динамическая радиальная нагрузка по формуле:

$$P_r = F_r \times K_b \times K_t, \quad (15)$$

где K_b - коэффициент безопасности ($K_b=1,5$);

K_t - температурный коэффициент ($K_t=1$);

$$P_r = 1543,5 \times 1,5 \times 1 = 2315,25$$

4) Расчетный ресурс подшипника найдем по формуле:

$$L_{10ah} = a_1 \times a_{23} \times (C_r / P_r)^k \times 10^6 / 60 \times n, \quad (16)$$

где a_1 - коэффициент долговечности ($a_1=1$);

a_{23} - коэффициент, характеризующий совместное влияние на долговечность особых свойств металла деталей подшипника и условий его эксплуатации ($a_{23}=0,3$);

k - показатель степени ($k=3$)

$$L_{10ah} = 1 \times 0,3 \times (19300 / 2315,25)^3 \times 10^6 / 60 \times 15,92 = 181930\ \text{ч}$$

5) Так как расчетный ресурс больше требуемого

$L_{10ah} > L'_{10ah}$ ($181\ 930 > 20\ 000$), то предварительно назначенный подшипник 1208 пригоден.

2.4 Привод дозатора

Привод дозатора предназначен для придания тележке дозатора поступательного движения, а также для торможения ее в заданный момент времени.

Привод дозатора состоит из следующих основных частей (см. Приложение 2):

- 1) электродвигателя;
- 2) редуктора;
- 3) тормоза;

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

4) барабана приводного;

5) рамы;

Принцип работы привода состоит в следующем:

При подачи сигнала с контроллера включается электродвигатель.

Вал двигателя начинает вращаться, передавая через упругую муфту, вращающий момент редуктору. Редуктор предназначен для снижения частоты оборотов и увеличения крутящего момента.

Выходной вал редуктора через упругую муфту передает вращающий момент валу барабана, заставляя его вращаться. На барабане закреплен трос, который одним концом закреплен на одном конце тележки, а вторым концом, перекинутым через блок, закреплен на другом конце тележки, по средством сматывания (разматывания) троса, тележке дозатора сообщается поступательное движение. При достижении тележки дозатора заданного положения, фиксируется фотодатчиками, под бункером проходит сигнал с контроллера на отключение электродвигателя и на включение тормоза. Тормоз необходим для мгновенной остановки привода. Так как система имеет некоторую инерционность, то тележка продвинулась дальше, чем требовалось и сыпаемый материал не попадал бы в приемный бункер дозатора. Все узлы привода монтируются на раме. Рама предназначена для выдержки определенных требований точности относительно положения узлов.

Проведем необходимые расчеты, обеспечивающие работоспособность привода.

Определим минимально необходимую скорость тележки (м/с) для обеспечения заданной производительности участка:

$$V_{\min} = S/t, \quad (17)$$

где S – путь пройденный тележкой, м;

$t = 3600$ с – время.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

$$S = n \times L, \quad (18)$$

где n – число двойных ходов тележки за час;

L – длина участка ($L = 12,000$ м).

$$n = 2 \times Q/m, \quad (19)$$

где Q – производительность участка ($Q = 7200$ кг/ч);

m – масса материала засыпаемая в бункер дозатора ($m = 540$ кг);

$$n = 2 \times 7200 / 540 = 28 \text{ дв.х/ч}$$

$$S = 28 \times 12 = 336 \text{ дв.х/ч}$$

$$V_{\min} = 336 / 3600 = 0,093 \text{ м/с}$$

Так как тележка периодически останавливается для загрузки бункера дозатора материалом, то чтобы обеспечить заданную производительность участка примем скорость тележки $V = 0,25$ м/с.

Определим необходимое тяговое усилие привода (H), чтобы тележка дозатора двигалась. Построим расчетную схему сил, действующих на тележку в соответствии с рисунком 5.

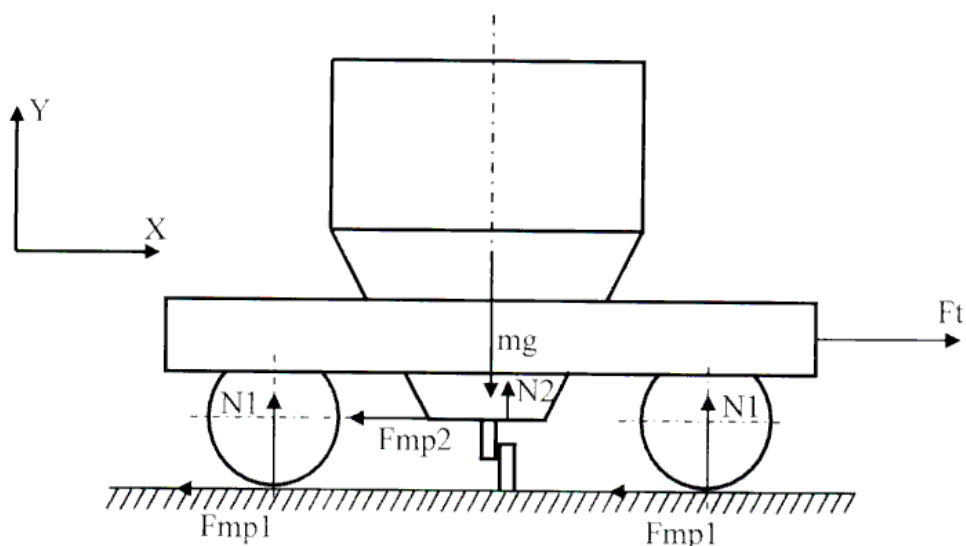


Рисунок 5- Расчетная схема сил

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

220700.2016.193.00 ПЗ

Лист

27

Данные для расчета:

m – масса тележки ($m = 1000$ кг);

μ – коэффициент трения скольжения ($\mu = 0,2$);

g – ускорение свободного падения ($g = 9,8$ м/с²).

Тяговое усилие тогда найдется (Н):

$$\Sigma F_x = 0$$

$$\text{или } F_t = F'_{\text{тр}1} + F'_{\text{тр}2}$$

где $F'_{\text{тр}1}$ – сила трения, создаваемая четырьмя колесами, Н;

$F'_{\text{тр}2}$ – сила трения, создаваемая при открытии люка, скользящего по двум ползьям.

$$F_{\text{тр}1} = 4N_1 = mg \mu = 1000 \times 9,8 \times 0,2 = 1960 \text{ Н};$$

Где N_1 = Реакция опоры

$$F_{\text{тр}2} = 2N_2 = \mu m_{\text{л}} + p g = 0,2 \times 553,5 \times 9,8 = 1085 \text{ Н}$$

$m_{\text{л}}$ – масса люка ($m_{\text{л}} = 13,5$ кг)

$m_{\text{п}}$ – масса порошка, находящегося в бункере ($m_{\text{п}} = 540$ кг)

$$F_t = 1960 + 1085 = 3045 \text{ Н}$$

Найдем требуемую мощность электродвигателя (Вт):

$$N = (F_t \times V) / \eta, \quad (20)$$

где η – КПД привода

$$\eta = \eta^2_{\text{муф}} \eta^2_{\text{ред}} \eta_{\text{подшип}}$$

$\eta_{\text{муф}}$ – КПД упругой муфты ($\eta_{\text{муф}} = 0,98$);

$\eta_{\text{ред}}$ – КПД зубчатой пары ($\eta_{\text{ред}} = 0,97$);

$\eta_{\text{подшип}}$ – КПД подшипниковой пары, установленной на валу барабана ($\eta_{\text{подшип}} = 0,99$)

$$\eta = 0,98^2 \times 0,97^2 \times 0,99 = 0,895$$

$$N = (3045 \times 0,25) / 0,895 = 850,5 \text{ Вт.}$$

Выбираем электродвигатель, при этом учитываем, то, что чем меньше у него частота вращения выходного вала, хоть и приводит к увеличению

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		28

габаритов электродвигателя, но в то же время уменьшает габариты всего привода.

Принимаем электродвигатель серии АИР 80В6, У которого асинхронная частота вращения вала равна 920 об/мин; мощность $N = 1,1$ кВт.

Для определения передаточного отношения привода, находим сначала частоту вращения вала барабана (об/мин):

$$n_{\text{в}} = (6 \times 10^4) / \pi \times D_{\text{б}}, \quad (21)$$

где $V = 0,25$ м/с;

$D_{\text{б}}$ = диаметр приводного барабана ($D_{\text{б}} = 160$ мм).

$$n_{\text{в}} = (6 \times 10^4 \times 0,25) / 3,14 \times 160 = 29,86 \text{ об/мин.}$$

Рассчитаем требуемое передаточное отношение привода:

$$U = n_{\text{э.дв}} / n_{\text{в}}, \quad (22)$$

где $n_{\text{э.дв}}$ – асинхронная частота вращения вала электродвигателя ($n_{\text{э.дв}} = 920$ об/мин).

$$U = 920 / 29,86 = 30,81$$

Подбираем по полученному передаточному отношению стандартный редуктор:

ИЦУ – 125 – 31,5 – 32У1 – цилиндрический двухступенчатый редуктор выполненный по развернутой схеме; 125 – межосевое расстояние второй ступени; 31,5 – передаточное отношение привода; 32 – компоновка редуктора: 3 – три вала, выполненных по второму исполнению (укороченные); У1 – климатическое исполнение.

Отклонение составит:

$$(31,5 - 30,81) / 30,81 \times 100\% = 2,2\% - \text{что допустимо.}$$

Найдем необходимый диаметр каната, чтобы обеспечить расчетное тянущее усилие $S = 3045$ Н:

Выбор каната, согласно требованиям «Правил устройства и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов», производится по расчетному разрывному усилию (Н):

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

$$F_p = k_3 S, \quad (23)$$

где k_3 – коэффициент запаса ($k_3 = 5,5$ – для средней работы)

S – наибольшее усилие, приходящееся на одну ветвь каната ($S=3045$ Н):

$$F_p = 5,5 \times 3045 = 16747,5 \text{ Н.}$$

Подбираем канат нормальной структуры типа тк $d_k = 6,1$ мм; $F'_p = 17400$ Н.

Производим расчет барабана по методике, изложенной в [12].

Наименьший допускаемый диаметр барабана, огибаемого канатом, определяется по формуле:

$$D_b \geq d_k \times (l-1), \quad (24)$$

где D_b – диаметр барабана по дну канавки, мм;

d_k – диаметр каната ($d_k = 6,1$ мм);

l – коэффициент, зависящий от типа подъемного устройства и режима его работы ($l = 25$ – для среднего режима работы).

$$D_b \geq 6,1 \times (25-1) = 146,4 \text{ мм.}$$

Принимаем $D_b = 154$ мм.

В грузоподъемных машинах с машинным приводом при однослойной навивке каната применяют барабаны с нарезанными по винтовой линии канавками. Найдем профиль канавки барабана в соответствии с рисунком 6.

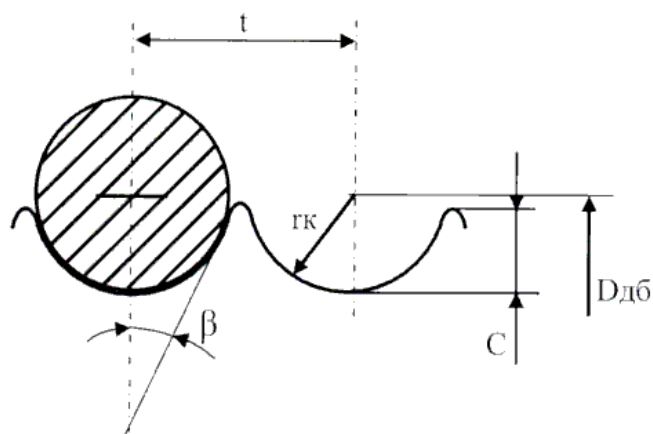


Рисунок 6- Профиль канавки барабана

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30.

Находим глубину винтовой канавки (мм):

$$C \geq 0.3 d_k = 0,3 \times 6,1 = 1,83;$$

Примем $C = 2$ мм.

Шаг винтовой канавки определится по формуле :

$$t \geq 1.1 d_k = 1,1 \times 6,1 = 6,71 \text{ мм};$$

Примем $t = 7$ мм.

Определим угол раствора ручья блока:

$$\operatorname{tg} \gamma = 2 \times k \times \operatorname{tg} \beta \times (d_k / D_b) + (t / \pi \times D_b)$$

$$\operatorname{tg} \gamma = 2 \times 1,7 \times \operatorname{tg} 30,51^\circ \times (6,1 / 154) + 7 / (3,14 \times 154) = 0,094$$

$$\gamma = \operatorname{arctg} 0,094 = 5,37^\circ$$

Делительный диаметр барабана определится:

$$D_{дб} = D_b + d_k = 154 + 6,1 = 160,1 \text{ мм}$$

Длина барабана определяется с учетом того, чтобы при самом дальнем от барабана положении тележки дозатора на нем оставались навитыми не менее 1,5 витков каната, не считая витков, находящихся под зажимным устройством (по нормам Госгортехнадзора).

Полезная длина каната (мм):

$$l = L \times a, \quad (25)$$

где L – номинальная длина движения тележки ($L = 12\,000$ мм);

a – полиспада ($a = 1$).

$$l = 12\,000 \times 1 = 12\,000 \text{ мм.}$$

Число рабочих витков каната на барабане:

$$Z_p = l / \pi \times (D_b + D_k) = 12\,000 / 3,14 \times (154 + 6,1) = 22,9$$

Примем $Z_p = 23$ витка.

Полное число витков каната:

$$Z = Z_p + 2Z_d$$

где Z_d – число разгружающих витков ($Z_d = 1,5$)

$$Z = 23 + 2 \times 1,5 = 2$$

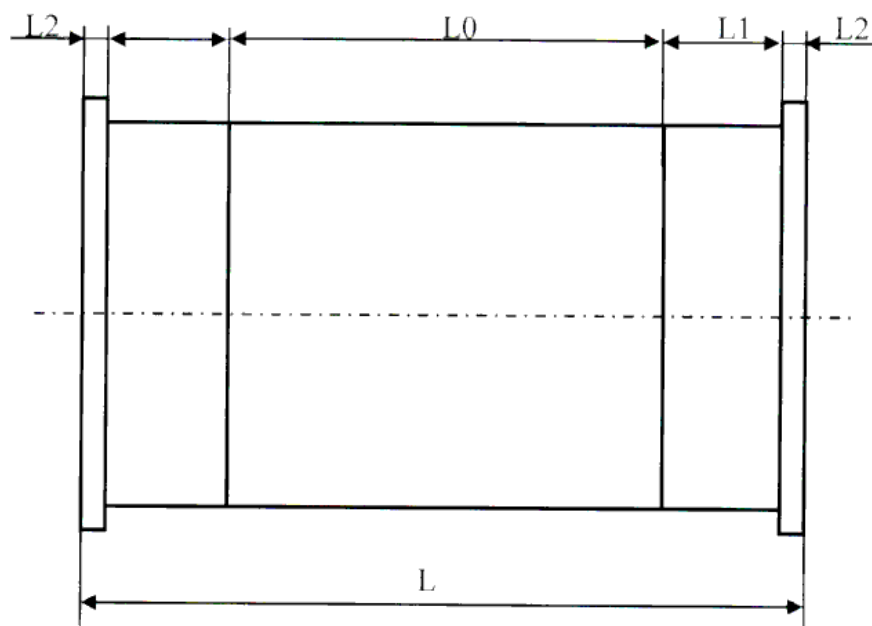


Рисунок 7- Схема определения длины барабана.

Полная длина барабана (мм) определяется по формуле

$$L = L_0 + 2 \times L_1 + 2 \times L_2$$

Где L₀ – длина нарезанной части барабана мм;

L₁ – участок длины барабана, используемый под крепление каната, мм;

L₂ – участок длины барабана под ребордой, мм.

Длина нарезанной части определится как:

$$L_0 = Z \times t = 26 \times 7 = 182 \text{ мм.}$$

Длина L₁ в основном рассчитывается исходя из диаметра крепежного болта и диаметра каната, в соответствии с рисунком 8.

Определим внутренний диаметр болта под крепление:

При расчете крепления нужно учитывать уменьшение усилия, действующего на болты, за счет трения разгружающих витков о поверхность барабана.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		
					32	

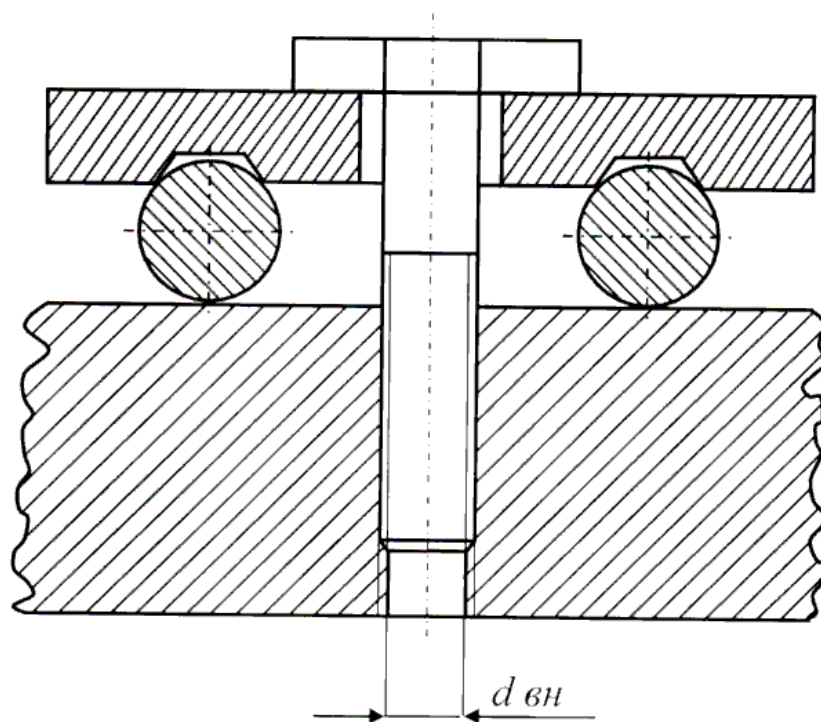


Рисунок 8- Крепление каната на барабане планками.

Расчетное натяжение в канате:

$$S' = S/2.5 = 3045/2,5 = 1218 \text{ Н.}$$

Необходимое натяжение всех болтов крепления (Н):

$$P = k \times (0.65) \times S' / W, \quad (26)$$

где k – коэффициент надежности крепления ($k = 1,25$);

0.65 – коэффициент, учитывающий разгружающее действие от трения крепежных витков каната о барабан;

W – коэффициент сопротивления движению каната при зажиме планками ($W = 0,35$).

$$P = 1,25 \times 0,65 \times 1218 / 0,35 = 2827,5 \text{ Н.}$$

Внутренний диаметр болта (мм):

$$d_{вн} = \sqrt{4 \times 2827,5 / 3,14 \times 2 \times 120} = 3,87 \text{ мм.}$$

Примем в качестве крепления болт М6, у которого $d_{вн} = 4,918$ мм.
Учитывая диаметр болта, диаметры двух витков каната, назначает длину $L1 = 40$ мм. Длину $L2$ назначаем равной 10 мм, тогда:

$$L = 182 + 2 \times 40 + 2 \times 10 = 282 \text{ мм.}$$

Определим толщину стенки барабана. Для предварительного определения толщины пользуются эмпирической зависимостью (мм):

$$\delta = 1,2 \times d_k = 1,2 \times 6,1 = 7,32$$

Примем $\delta = 8$ мм.

Тело барабана испытывает напряжение сжатия, изгиба и кручения. Ввиду малости последних по сравнению с напряжением сжатия в расчетах их можно не учитывать. Напряжение сжатия, возникающее в теле барабана вследствие охвата его канатом, определяется по формуле:

$$\sigma_{сж} = S / \delta \times t = 3045 / 8 \times 7 = 54,375 \text{ МПа}$$

Запас прочности при расчете барабана:

$$K = G_u / \sigma_{сж} \geq [k] \quad (27)$$

G_u – предел прочности при изгибе (для чугуна СЧ18-36 $G_u = 350$ МПа);
[k] – допускаемый запас прочности ([k] = 5).

$$k = 350 / 54,375 = 6,4$$

Так как расчетный запас прочности больше допускаемого ($6,4 > 5$), то вычисленную толщину стенки барабана оставляем.

Определяем вращающий момент на приводном валу барабана (Н×м):

$$T_{в} = F_t \times D_{дб} / 2, \quad (28)$$

где F_t – тянущее усилие каната ($F_t = 3045$ Н).

$D_{дб}$ – делительный диаметр барабана ($D_{дб} = 160$ мм)

$$T_{в} = 3045 \times 0,16 / 2 = 243,6 \text{ Н} \times \text{м}$$

Диаметр конического участка вала:

$$d \geq 6 \times \sqrt[3]{T_{в}} = 6 \times \sqrt[3]{243,6} = 37,5 \text{ мм}$$

Принимаем $d = 40$ мм.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

Диаметр под подшипник качения находим как:

$$d_n = d + 2 \times t_{\text{кон}} + 1$$

где $t_{\text{кон}}$ = высота заплечика ($t_{\text{кон}} = 2$)

$$d_n = 40 + 2 \times 2 + 1 = 45 \text{ мм.}$$

Диаметр вала под барабан находим как:

$$d_b \geq d_n + 32$$

где r – фаска подшипника ($r = 2,5$ мм).

$$d_b \geq 45 + 3 \times 2,5 = 52,5$$

Примем $d_b = 56$ мм.

Диаметр вала под упорный буртик для барабана.

$$D_{b.б} = 65 \text{ мм.}$$

Рассчитаем и построим эпюру моментов действующих на приводной вал барабана.

Исходные данные для расчета:

$$a = 88 \text{ мм; } b = 222 \text{ мм; } c = 195 \text{ мм;}$$

$F = 2 \times F_t$ – равнодействующая от сил натяжения двух ветвей каната;

$F = 2 \times 3045 = 6090 \text{ Н.}$ $F_m = 50 \times \sqrt{T_b}$ – консольная радиальная сила со стороны соединительной муфты. $F_m = 50 \times \sqrt{243,6} = 780 \text{ Н}$

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

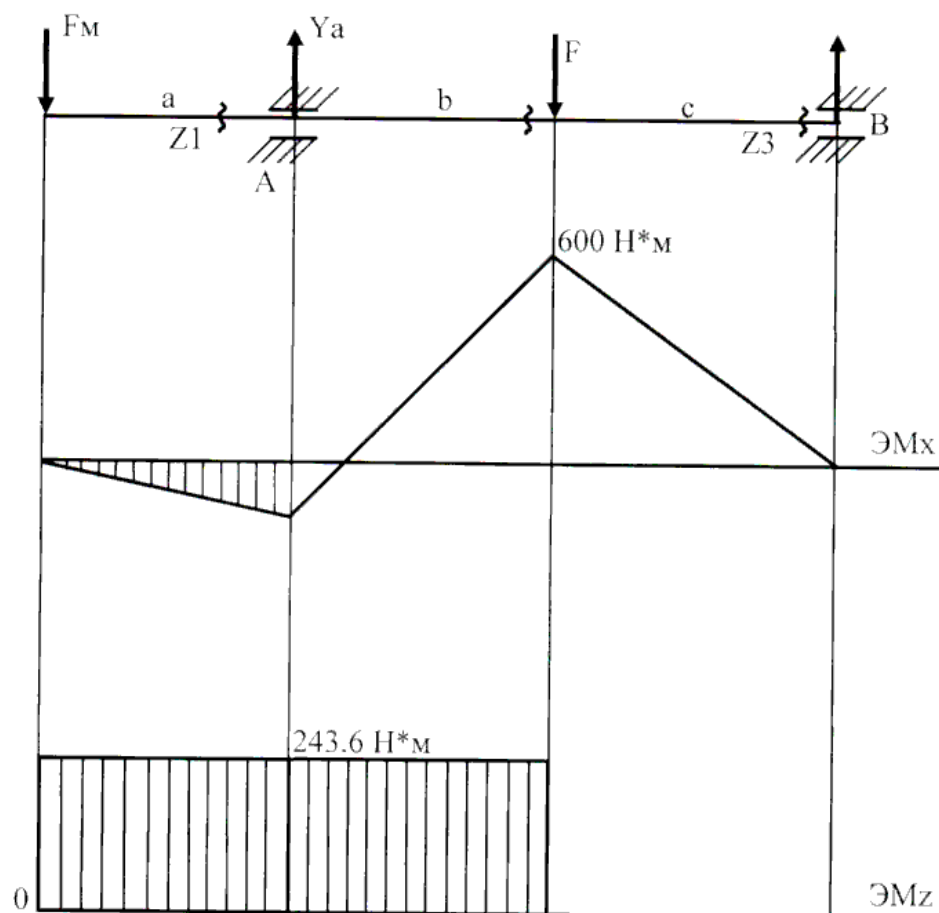


Рисунок 9- Эпюра моментов.

1) Найдем реакции опор:

$$\sum M(A) = 0;$$

$$-F_M \times a + F \times b - Y_B(b-c) = 0;$$

$$Y_B = \frac{F \times b - F_M \times a}{(b+c)} = \frac{6090 \times 222 - 780 \times 88}{(222+195)} = 3078 \text{ Н.}$$

$$\sum M(B) = 0$$

$$-F_M \times (a+b+c) + Y_a \times (b+c) - F \times c = 0$$

$$Y_a = \frac{F \times c + F_M \times (a+b+c)}{(b+c)} = \frac{6090 \times 195 + 780 \times (88+222+195)}{(222+195)} = 3792 \text{ Н}$$

Проверка: $\sum F = 0$; $-F_M + Y_a - F + Y_B = 0$:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

220700.2016.193.00 ПЗ

Лист

36

$$-780+3792-6090+3078=0$$

2) Проведем расчет изгибающих моментов (Н×м):

На участке а: $Mx^a = -F_M \times Z1$

При $Z1=0$ м $Mx^a = -780 \times 0 = 0$ Н×м;

При $Z1=0,088$ м $Mx^a = -780 \times 0,088 = 68,64$ Н×м;

На участке а+б: $Mx^{a+b} = -F_M \times (0,088 + Z2) + Ya \times Z2;$

При $Z2=0$ м $Mx^{a+b} = -780 \times (0,088 + 0) + 3792 \times 0 = -68,64$ Н×м;

При $Z2=0,222$ м $Mx^{a+b} = -780 \times (0,088 + 0,222) + 3792 \times 0,222 = 600$ Н×м;

На участке а+б+с: $Mx^{a+b+c} = -F_M \times (0,31 + Z3) + Ya \times (0,222 + Z3) - F \times F3;$

При $Z3=0$ м $Mx^{a+b+c} = -780 \times (0,31 + 0) + 3792 \times (0,222 + 0) - 6090 \times 0 = 600$ Н×м;

При $Z3=0,195$ м $Mx^{a+b+c} = -780 \times (0,31 + 0,195) + 3792 \times (0,222 + 0,195) - 6090 \times 0,195 = 0$ Н×м;

Строим эпюру изгибающих и крутящего моментов в соответствии с рисунком 9.

Подберем подшипники качения для приводного вала барабана по методике изложенной в [5].

Частота вращения вала $n = 29,86$ об/мин. Требуемый ресурс при вероятности безотказной работы 90%: $L'_{10ah} = 20\ 000$ ч. Диаметр посадочных поверхностей вала $dn = 45$ мм. Максимально длительно действующая сила на опоре А. $Ya = 3792$ Н. Режим нагружения – II (средний равновероятностный). Возможны кратковременные перегрузки до 150% от номинальной нагрузки. Условия эксплуатации подшипников обычные.

Ожидаемая температура работы $t_{раб} = 50$ С°.

1) Для типового режима нагружения II коэффициент эквивалентности $Ke = 0,63$.

Вычисляем эквивалентную нагрузку:

$$F2 = Ke \times Fa = 0,63 \times 3792 = 2388,96 \text{ Н.}$$

										Лист
										37
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	220700.2016.193.00 ПЗ					

2) Так как опоры вала расположены в разных корпусах, а неизбежные погрешности изготовления деталей и сборки приводят к перекосу и смещению осей посадочных отверстий корпусов подшипников относительно друг друга. Все это вынуждает применять сферические подшипники.

Предварительно назначаем сферические шариковые радиальные подшипники легкой серии 1209. Опору А выполняем фиксирующей. Для принятых подшипников: $C_r = 22 \text{ кН}$; $C_{ог} = 10 \text{ кН}$.

3) Так как осевые силы действующие на подшипник отсутствуют, то эквивалентная динамическая радиальная нагрузка найдется по формуле:

$$P_r = F_r \times K_b \times K_t, \quad (29)$$

где K_b – коэффициент безопасности ($K_b = 1,5$);

K_t – температурный коэффициент ($K_t = 1$).

$$P_r = 2388,96 \times 1,5 \times 1 = 3583,44 \text{ Н}$$

4) Расчетный ресурс подшипника найдем по формуле:

$$L_{10ah} = a_1 \times a_{23} \times (C_r / P_r)^k \times 10^6 / 60 \times n, \quad (30)$$

где a_1 – коэффициент долговечности ($a_1 = 1$);

a_{23} – коэффициент, характеризующий совместное влияние на долговечность особых свойств металла деталей подшипника и условий его эксплуатации ($a_{23} = 0,3$);

k – показатель степени ($k = 3$).

$$L_{10ah} = 1 \times 0,3 \times (22\,000 / 3583,44)^3 \times (10^6 / 60 \times 29,86) = 38\,747 \text{ ч.}$$

5) Так как расчетный ресурс больше требуемого $L_{10ah} > L'_{10ah}$ ($38\,747 > 20\,000$), то предварительно назначенные подшипники 1209 пригодны.

Так как в последнее время в машиностроении все чаще применяют соединения с натягом, то рассчитаем натяг для соединения приводного барабана с валом. Подбор посадки с натягом ведем с помощью [5].

1) Находим среднее контактное давление (МПа):

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38

$$P = (2 \times 10^3 \times K \times T) / \pi d^2 \times l \times f, \quad (31)$$

где К – коэффициент запаса сцепления (К = 3);

Т – крутящий момент на приводном валу (Т = 243,6 Н*м);

d – диаметр соединения (d = 56 мм);

l – длина сопряжения (l = 150 мм);

f – коэффициент трения (f = 0.08 сталь по чугуна).

$$P = (2 \times 10^3 \times 3 \times 243,6) / 3,14 \times 56^2 \times 150 \times 0,08 = 12,37 \text{ МПа.}$$

2) Деформация деталей (мкм):

$$\delta = 10^3 \times p d \times (C1/E1 + C2/E2), \quad (32)$$

где С1;С2 – коэффициенты жесткости:

$$C1 = [1 + (d1/a)^2] / [1 - (d1/a)^2] - \mu1 \quad (33)$$

$$C2 = [1 + (d1/d2)^2] / [1 - (d1/d2)^2] + \mu2 \quad (34)$$

Е – модуль упругости, МПа:

$$E1 = 2,1 \times 10^5 - \text{для стали};$$

$$E2 = 0,9 \times 10^5 - \text{для чугуна};$$

μ – коэффициент Пуассона:

$$\mu1 = 0,3 - \text{для стали};$$

$$\mu2 = 0,25 - \text{для чугуна.}$$

d1 – диаметр отверстия пустотелого вала (d1 = 0 мм);

d2 – диаметр ступицы барабана (d2 = Dб = 154 мм).

$$C1 = (1 + (0/56)^2) / (1 - (0/56)^2) - 0,3 = 0,7$$

$$C2 = (1 + (56/154)^2) / (1 - (56/154)^2) - 0,25 = 1,55$$

$$\delta = 10^3 \times 12,37 \times 56 \times (0,7/2,1 \times 10^5 + 1,55/0,9 \times 10^5) = 14,24 \text{ мкм.}$$

3) Поправка на обмятие микронеровностей (мкм);

$$U = 5.5 \times (Ra1 + Ra2) \quad (35)$$

Ra1 – шероховатость поверхности вала (Ra1 = 3.2 мкм);

Ra2 – шероховатость поверхности барабана (Ra2 = 3.2 мкм).

$$U = 5.5 \times (3,2 + 3,2) = 35,2 \text{ мкм.}$$

4) Минимальный натяг (мкм), необходимый для передачи момента:

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

$$[N]_{\min} \geq \delta + U \quad (36)$$

$$N_{\min} = 14,24 + 35,2 = 49,44 \text{ мкм.}$$

4) Максимальный натяг (мкм), допустимый прочностью охватываемой детали:

$$[N]_{\max} \leq [\delta]_{\max} + U, \quad (37)$$

где $[\delta]_{\max} = [p]_{\max} \times \delta / p$ – максимальная деформация допускаемая прочностью охватываемой детали;

$[p]_{\max} = 0,5 \times G_{T2} \times [1 - (d/d_2)^2]$ – максимальное давление, допускаемое прочностью охватываемой детали;

G_{T2} – предел текучести материала охватываемой детали ($G_{T2} = 176$ МПа для СЧ 18-36).

$$[p]_{\max} = 0,5 \times 176 \times [1 - (56/154)^2] = 76,66 \text{ МПа}$$

$$[\delta]_{\max} = 76,66 \times 14,24 / 12,37 = 88,25 \text{ мкм.}$$

$$[N]_{\max} \leq 88,25 + 35,2 = 123,45 \text{ мкм.}$$

5) Подбираем посадку у которой $[N]_{\max} > [N]_{\min}$; $N_{\max} < [N]_{\max}$.

Посадка: $\phi 56 \text{ H8/u8}$, у которой $N_{\min} = 55 \text{ мкм.}$

$N_{\max} = 119 \text{ мкм.}$

7) Для выбранной посадки определяем силу запрессовки (Н):

$$F_n = \pi \times d \times l \times p_{\max} \times f_n, \quad (38)$$

где $p_{\max} = (N_{\max} - U) \times P / \delta$ – давление от натяга N_{\max} выбранной посадки, МПа;

F_n – коэффициент трения при прессовании ($f_n = 0,14$)

$$P_{\max} = (119 - 35,2) \times 12,37 / 14,24 = 72,8 \text{ МПа.}$$

$$F_n = 3,14 \times 56 \times 150 \times 72,8 \times 0,14 = 268 \ 824 \text{ Н}$$

Проведем расчеты приводного вала на статическую прочность и на сопротивление усталости.

Проверку статической прочности выполняют в целях предупреждения пластических деформаций в период действия кратковременных перегрузок (при пуске, разгоне, реверсировании, торможении и т.д.).

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40

В расчете используют коэффициент перегрузки K_p , который принимают равным перегрузке при пуске приводного электродвигателя, т.е $K_p = 2,2$.

Определяем нормальные σ и касательные τ напряжения в рассматриваемом сечении вала при действии максимальных нагрузок:

$$\sigma = 10^3 M_{\max}/W \quad (39)$$

$$\tau = 10^3 M_{k\max}/W_k, \quad (40)$$

где $M_{\max} = K_p \times \sqrt{M_x^2 + M_y^2}$ – суммарный изгибающий момент, Н*м

$$M_{\max} = 2,2 \times \sqrt{600^2 + 0^2} = 1320 \text{ Н} \times \text{м} \text{ (см. рис. 9);}$$

$$M_{\max} = K_p \times T \text{ – крутящий момент, Н} \times \text{м}$$

$$M_{\max} = 2,2 \times 243,6 = 536 \text{ Н} \times \text{м}$$

W и W_k – моменты сопротивления сечения вала при расчете на изгиб и кручение, мм^3 .

$$W = \pi \times D^3 / 32 = 3,14 \times 56^3 / 32 = 17\,232,32 \text{ мм}^3;$$

$$W_k = 2 \times W = 2 \times 17\,232,32 = 34\,464,64 \text{ мм}^3.$$

D – диаметр вала в рассматриваемом сечении ($D = 56 \text{ мм}$)

$$\sigma = 10^3 \times 1320 / 17\,232,32 = 76,6 \text{ МПа};$$

$$\tau = 10^3 \times 536 / 34\,464,64 = 15,6 \text{ МПа}.$$

Определяем частные коэффициенты запаса прочности по нормальным и касательным напряжениям:

$$S_{T\sigma} = \sigma_T / \sigma; \quad (41)$$

$$S_{T\tau} = \tau_T / \tau. \quad (42)$$

В качестве материала вала выбираем ст.5 у которой $HV > 190$; $\sigma_B = 520 \text{ МПа}$; $\sigma_T = 280 \text{ МПа}$; $\tau_T = 150 \text{ МПа}$; $\sigma_{-1} = 220 \text{ МПа}$; $\tau_{-1} = 130 \text{ МПа}$, коэффициент $\psi_T = 0,06$.

$$S_{T\sigma} = 280 / 76,6 = 3,66;$$

$$S_{T\tau} = 150 / 15,6 = 9,62.$$

Общий коэффициент запаса прочности по пределу текучести при совместном действии нормальных и касательных напряжений:

$$S_T = 3,66 \times 9,62 / \sqrt{3,66^2 + 9,62^2} = 3,42 > 2.$$

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

Статическая прочность вала обеспечивается.

Расчет на сопротивление усталости. Уточненные расчеты на сопротивление усталости отражают влияние разновидности цикла напряжений, статических и усталостных характеристик материалов, размеров, формы и состояния поверхности.

Определяем напряжения в опасном сечении

$$\sigma_a = \sigma_u = 10^3 \text{ М/В}; \quad (43)$$

$$\tau_a = \tau_k/2 = 10^3 \text{ Мк/2Вк}, \quad (44)$$

где $M = \sqrt{M_x^2 + M_y^2}$ – результирующий изгибающий момент, Н×м.

$$M = \sqrt{600^2 + 0^2} = 600 \text{ Н×м (см. рис 9);}$$

$$M_k = T = 243,6 \text{ Н×м – крутящий момент.}$$

$$\sigma_a = \sigma_u = 10^3 \times 600 / 17\,232,32 = 34,82 \text{ МПа};$$

$$\tau_a = \tau_k/2 = 10 \times 243,6 / 2 \times 34\,464,64 = 3,53 \text{ МПа.}$$

Пределы выносливости вала в рассматриваемом сечении:

$$\sigma_{-1D} = \sigma_{-1} / K_{\sigma D}; \quad (45)$$

$$\tau_{-1D} = \tau_{-1} / K_{\tau D}, \quad (46)$$

где $K_{\sigma D}$ и $K_{\tau D}$ – коэффициенты снижения предела выносливости:

$$K_{\sigma D} = (K_{\sigma} / K_{d\sigma} + (1 / K_{F\sigma}) - 1) / K_v; \quad (47)$$

$$K_{\tau D} = (K_{\tau} / K_{d\tau} + (1 / K_{F\tau}) - 1) / K_v. \quad (48)$$

$K_{\sigma} / K_{d\sigma}$ и $K_{\tau} / K_{d\tau}$ – используются для оценки концентрации напряжений в местах установки на валу деталей с натягом ($K_{\sigma} / K_{d\sigma} = 3$; $K_{\tau} / K_{d\tau} = 1,8$)

$K_{F\sigma}$ и $K_{F\tau}$ – коэффициенты влияния качества поверхности ($K_{F\sigma} = 0,88$;

$K_{F\tau} = 0,93$ для чистового точения)

K_v – коэффициент влияния поверхностного упрочнения ($K_v = 2$).

$$K_{\sigma D} = (3 + (1/0,88) - 1) / 2 = 1,57;$$

$$K_{\tau D} = (1,8 + (1/0,93) - 1) / 2 = 0,94.$$

$$\sigma_{-1D} = 220 / 1,57 = 140,13 \text{ МПа};$$

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		42

$$\tau_{-1D} = 130/0,94 = 138,3 \text{ МПа.}$$

Определяем коэффициенты запаса по нормам касательным напряжениям:

$$S\sigma = \sigma_{-1D}/\sigma_a; \quad (49)$$

$$S\tau = \tau_{-1D}/(\tau_a+0.064*\tau_a) \quad (50)$$

$$S\sigma = 140,13/34,82 = 4,02$$

$$S\tau = 138,3/(1,064 \times 3,53) = 36,82$$

Определяем коэффициент запаса прочности:

$$S = (S\sigma \times S\tau) / \sqrt{S\sigma^2 + S\tau^2} \geq [S] \quad (51)$$

где [S] – минимально допустимое значение запаса прочности ([S] = 2.5)

$$S = (4,02 \times 36,82) / \sqrt{4,02^2 + 36,82^2} = 4 > 2,5$$

Найдем необходимую величину тормозного момента, потребного для полной остановки привода. Расчет будем вести по методичке, изложенной в [1].

В механизмах передвижения, в которых перемещаемая по горизонтальным рельсам тележка соединена с неподвижно установленным приводом механизма посредством гибкой связи, определение необходимой величины тормозного момента производится в следующем порядке:

1) Определяем вращающий момент на тормозном валу (входном валу редуктора):

$$T = T_B/U \times \eta, \quad (52)$$

где T_B – вращающий момент на приводном валу барабана ($T_B = 243,6 \text{ Н}\times\text{м}$);

U – передаточное отношение привода ($U = 31,5$);

$\eta = \eta_{\text{муфты}} \times \eta^2_{\text{ред}} \times \eta_{\text{подшип}} - \text{КПД механизма между валом барабана и валом, на котором установлен тормоз.}$

$$\eta = 0,98 \times 0,97^2 \times 0,99 = 0,913$$

$$T = 243,6/31,5 \times 0,913 = 7,06 \text{ Н}\times\text{м.}$$

2) Определяем тормозной момент:

$$T_T = k \times T, \quad (53)$$

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		43

где k – коэффициент запаса торможения ($k = 1,5$ – для среднего режима работы).

$$T_T = 1,5 \cdot 7,06 = 10,6 \text{ Н}\cdot\text{м}.$$

Выбираем тормоз колодочный ТКТ – 100 у которого при продолжительном режиме работы (ПВ 100%) тормозной момент равен $T_T = 11 \text{ Н}\cdot\text{м}$.

Подберем стандартную муфту для соединения двигателя и редуктора.

Исходные данные:

$d_{дв} = 22 \text{ мм}$ – диаметр выходного вала электродвигателя;

$d_{р.б} = 20 \text{ мм}$ – диаметр быстроходного вала редуктора;

$T_1 = T_{в}/(U \cdot \eta) = 243,6 / (31,5 \cdot 0,913) = 8,47 \text{ Н}\cdot\text{м}$ – крутящий момент на валу редуктора.

Вращающий момент нагружающий муфту определится по формуле [5]:

$$T_p = K \cdot T_1, \quad (54)$$

где K – коэффициент режима работы ($K = 2$ – при неравномерной работе)

$$T_p = 2 \cdot 8,47 = 16,94 \text{ Н}\cdot\text{м}.$$

Для сравнения выбираем упругую муфту со звездочкой ГОСТ 14084 – 76. Передаваемый момент 31,5 Н.

Аналогично подбираем муфту для соединения выходного вала редуктора и приводного вала:

$d_{ред} = 45 \text{ мм}$; $d_{пр.вала} = 40 \text{ мм}$; $T_{в} = 243,6 \text{ Н}\cdot\text{м}$.

$$T_p = K \cdot T_{в} = 2 \cdot 243,6 = 487,2 \text{ Н}\cdot\text{м}.$$

Для соединения выбираем упругую втулочно – пальцевую муфту (МУВП) ГОСТ 21424 – 93. Передаваемый момент 500 Н·м.

Рассчитаем шпоночное соединение для приводного вала с муфтой.

Шпонку выбираем призматическую по ГОСТ 23360 – 78.

Выбираем размеры шпонки для $d_{вала} = 40 \text{ мм}$:

- сечение $b \cdot h = 12 \cdot 8 \text{ мм}$

- фаска 0,5 мм

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

Шпонка призматическая со скругленными торцами. Материал шпонки – сталь 45.

Рассчитаем необходимую длину шпонки для передачи вращающего момента $T_B = 243.6 \text{ Н}\cdot\text{м}$:

$$l_p = (2 \times T) / [\sigma]_{\text{см}} \times d_{\text{в}} \times (h - t_1), \quad (55)$$

где $[\sigma]_{\text{см}}$ – допускаемое напряжение смятия;

($[\sigma]_{\text{см}} = 125 \dots 150 \text{ МПа}$ для стали 45).

$$l_p = (2 \times 243,6) / 125 \times 35,9 \times (8 - 5) = 0,036 \text{ м} = 36 \text{ мм}.$$

Общая длина шпонки:

$$l = l_p + b$$

$$l = 36 + 12 = 48 \text{ мм}$$

Вывод по разделу 2:

Использование спроектированного дозатора позволит уменьшить количество технологического оборудования на участке дозирования сыпучих легирующих элементов. А счет повышения точности дозирования, существенно повысится качество производимой продукции

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

3. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

3.1 Краткое описание производственного участка

Автоматизированная система дозирования сыпучих легирующих элементов состоит из: 1) восьми расходных бункеров, содержащих легирующие материалы, 2) восьми винтовых питателей, которые дозируют легирующие элементы в дозатор, 3) питатели оснащены муфтами – замедлителями хода и отсекателями, которые перекрывают доступ легирующих компонентов в дозатор, по мере наполнения последнего необходимым количеством легирующего компонента, 4) дозатора многопозиционного, который оснащен шестью тензодатчиками, которые в свою очередь взвешивают отдозированный из бункера легирующий материал с большой точностью, и по обратной связи через инфракрасный датчик передают сигнал контроллеру, который по мере наполнения дозатора дает сигнал отсекателю на перекрытие питателя, также система оснащена четырьмя фотометрическими датчиками, которые обеспечивают остановку дозатора непосредственно под питателями для загрузки легирующими элементами.

Для перемещения многопозиционного дозатора от бункера к бункеру, а затем к ковшу с расплавленным металлом, в системе предусмотрен привод дозатора, который в свою очередь оснащен колодочным тормозом для более точного позиционирования. После наполнения дозатора необходимым количеством легирующих компонентов, он под действием привода дозатора продвигается к наклонному желобу, перед которым непосредственно установлен упор для крышки дозатора. При зацеплении упором крышки дозатора дозатор продолжает двигаться, а крышка дозатора остается в зацеплении, освобождая тем самым доступ легирующих элементов в ковш с расплавом.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

3.2 Анализ производственных и экологических опасностей

При анализе хорошо отлаженной производственной системы в первую очередь необходимо учесть человеческий фактор, то есть сделать анализ возможных ошибок персонала (АОП), который включает следующие этапы: выбор системы и вида работы; определение цели; идентификацию вида потенциальной ошибки; оценку вероятности ошибки; расчет риска; выбор путей снижения риска.

В результате ошибок персонала возможны аварии (пожары, взрывы, механические повреждения, выбросы токсичных химических веществ, проливы и т.д.), несчастные случаи (летальные исходы, травмы и т.д.) катастрофы (разные степени повреждения организма и собственности), которые также могут быть классифицированы. Причины ошибок, вероятности ошибок, возможности исправления ошибок с гипотетической их классификацией. Следует иметь в виду, что в основу классификации причин ошибок положены внешние и внутренние факторы, так как факторы стресса могут носить и тот и другой характер. Вероятность ошибки оператора зависит от стажа работы и наличия и наличия стрессовых условий на рабочем месте. Опыт показывает, что оператор со стажем может совершать ошибки, и что вероятность ошибки оператора в зависимости от величины стресса также имеет оптимум.

Причинно – следственный анализ (ПСА) выявляет причины происшедшего ЧП. Тем не менее ПСА является составной частью общего анализа опасностей. Он завершается прогнозом новых ЧП и составлением плана мероприятий по их предупреждению.

Анализ начинают со сбора информации, которая призвана описать ЧП точно и объективно. Составляют перечень событий, предшествовавших ЧП, при этом обращают внимание на то, что регистрируемые реальные события и

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		47

факты бывают двух видов: носящие случайный характер и носящие случайный характер.

Например, плохая конструкция ограждений на машине (факт, носящий постоянный характер) способствовала проникновению руки оператора в опасную зону (случайное событие). Перечень может содержать достаточно большое число событий, предшествовавших ЧП, и по нему трудно дать необходимые заключения. В этом случае целесообразно построить ориентированный граф – дерево причин. Построение начинают с последней стадии развития событий, а именно с ЧП – несчастья. По каждому предшествующему событию последовательно ставят следующие вопросы. Каким предшествующим событием X, было непосредственно вызвано событие Y? Достаточно ли было одного события X, чтобы вызвать Y?

3.3 Охрана труда

Категория работ в цехе по тяжести – Па, из этого следует, что допустимые нормы температуры, относительной влажности, скорости движения воздуха:

- в теплый период года составляют 18 - 27⁰С при влажности 15 - 75% и скорости воздуха 0,4 м/с;
- в холодный и переходный составляют 17 - 23⁰С при влажности 15 - 75% и скорости воздуха 0,2 м/с.

По данным последних измерений температура в здании цеха составляет 17,3⁰С, а влажность воздуха – 51%, что является нормой.

В рабочей зоне механизма присутствуют следующие вредные вещества: медно-графитовая пыль, пыль оксидов железа, серы, углерода.

Источниками медно-графитовой пыли являются коллекторные

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата		48

пластины электрических машин, а пыли оксидов серы, железа, углерода – получаемые в процессе дозирования легирующих элементов, мелкие частицы.

Углекислый газ образуется в результате дыхания самого оператора, а также в результате выжигания углерода из металла в процессе легирования.

Оксид серы образуется в результате выжигания серы из металла в процессе легирования.

Количества оксидов углерода и серы, получаемые в результате выжигания этих веществ из металлов, пренебрежимо малы. Кроме того, в цехе имеется мощная система вытяжной вентиляции.

Воздействия вредных факторов на работающих, заключается в попадании пыли в дыхательные пути, и легкие организма человека, засорение пор.

Предельно допустимые концентрации:

- медно - графитовой пыли 4,0 мг/м³;
- оксида железа (Fe₂O₃) 6,0 мг/м³;
- диоксида углерода (CO₂) 20,0 мг/м³;
- оксида серы (SO₃) 0,5 мг/м³.

Для создания благоприятного микроклимата и обеспечения нужных гигиенических качеств воздуха в помещении цеха предусмотрена вентиляция.

В данном случае используется естественная вентиляция и механическая (приточно-вытяжная).

В цехе объем помещения на каждого работающего составляет 20-40 м³, а это значит, что подача воздуха на одного работающего должна быть не менее 20 м³/ч. Учитывая что в цехе работает 50 человек, требуемый воздухообмен составляет

$$20 \times 50 = 1000 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Освещение

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата		49

Рабочее освещение цеха – искусственное.

Искусственное освещение применяют двух видов – общее и комбинированное. Комбинированное освещение – это освещение, когда к общему добавляют местное, установленное непосредственно на рабочем месте.

Искусственное освещение - общее, обеспеченное светильниками, размещенными в верхней части цеха (верхней зоне) равномерно.

Норма общей и комбинированной освещенности составляет соответственно 300 лк и 1500 лк, а на самом деле освещенность в цехе равна 45 ± 2 лк и 0 лк.

Для создания рационального освещения необходимо правильно выбрать и разместить светильники непосредственно на рабочем месте. Светильники должны располагаться так, чтобы заданная освещенность создавалась при наименьшей установленной мощности.

Наименьшая освещенность рабочей поверхности производственных помещений и территорий предприятия, требующих обслуживания при аварийных режимах составляет 5% от освещенности, нормируемой для рабочих помещений при системе общего освещения, но не менее 2 лк.

Выбор и расчет системы освещения

Для проектировании различных систем искусственного освещения существуют различные методы расчетов. Ниже перечисленные методы расчета являются наиболее распространенными:

- метод светового потока (коэффициента использования), применяемый для расчета общего равномерного освещения;

- метод удельной мощности наиболее применим при ориентировочных расчетах;

- точечный метод, используемый для расчета общего локализованного и комбинированного освещения.

										220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата							50

В нашем случае для расчетов наиболее рациональным считаю применение первого метода.

Таким образом, исходя из того, что размеры помещения составили: длина $A = 50$ м, ширина $B = 40$ м, высота $H = 18$ м, то разряд зрительных работ IVa. Коэффициенты отражения: для потолка $\rho_{П} = 50 \%$, для стен $\rho_{С} = 30 \%$.

1. Определяем площадь помещения:

$$S = A \cdot B; \quad (1)$$

$$S = 40 \cdot 50 = 200 \text{ м}^2$$

2. По СНиП 23-05-95 назначается норма минимальной освещенности в помещении $E_{н} = 300$ лк.

3. Выбираем тип лампы. При высоте помещения $H=3,5$ м наиболее целесообразной является люминесцентная лампа. С учетом рекомендаций выбирается лампа ДРИ 400-6 (металлогалогенная разрядная лампа). Ее характеристики: напряжение на лампе – 230В мощность – 400 Вт; световой поток – 33000 лм; цветовая температура – 4200 К; индекс цветопередачи – 65 Ra; средняя продолжительность горения – 3000 ч; габарит L – 270 мм; габарит D – 62 мм; высота светового центра – 185 мм; тип цоколя - E40.

4. По ширине помещения $B = 6$ м принимается схема размещения светильников в соответствии с рисунком 10: 7 рядов светильников.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		51

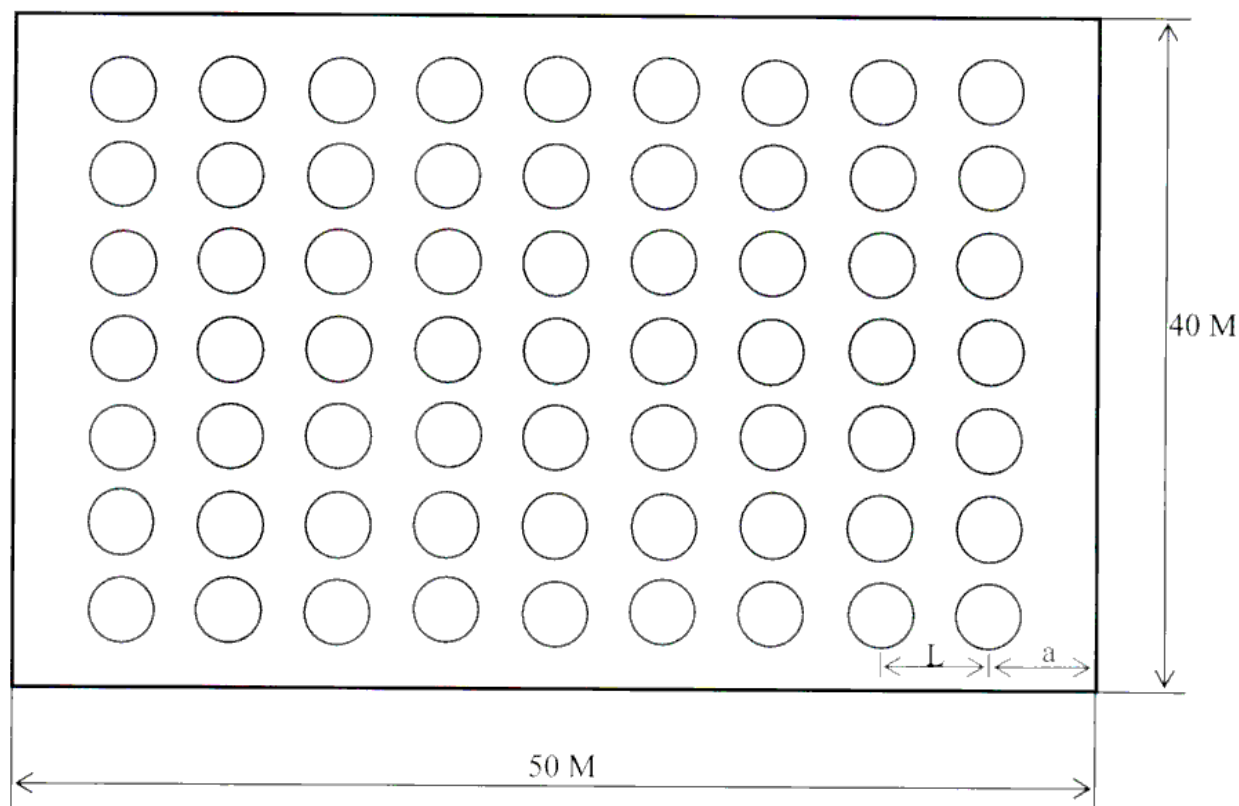


Рисунок 10-Схема размещения светильников

Определяются: размеры

$a = 1,5$ м, $l = 3$ м, число светильников в ряду $N_{\text{табл}} = 2$ шт. на модуль

5. Задаемся высотой подвеса светильников над рабочей поверхностью:

$$H_p = H - H_1 - H_2 \quad (2)$$

где H – высота производственного помещения, $H = 18$ м;

H_1 – расстояние от светильника до потолка, $H_1 = 0,2$ м;

H_2 – высота рабочей поверхности от пола, $H_2 = 4$ м;

$$H_p = 18 - 0,2 - 4 = 13,8 \text{ м.}$$

6. Определяется индекс помещения:

$$i = \frac{A \cdot B}{H_p(A + B)} = \frac{50 \cdot 40}{13,8 \cdot (50 + 40)} = 1,61 \quad (3)$$

7. Определяется величина светового потока для одной лампы:

						220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			52

$$\Phi_{л} = \frac{100 \cdot E_{н} \cdot S \cdot Z \cdot K}{N \cdot n \cdot \eta}, \quad (4)$$

где - $\Phi_{л}$ - световой поток одной лампы, лм;

$E_{н}$ - нормируемая минимальная освещенность, лк;

S - площадь освещаемого помещения, м²;

Z - коэффициент минимальной освещенности, определяемый отношением $E_{ср}/E_{т}$, значения которого для газоразрядных ламп высокого давления (МГЛ) $Z=1,15$;

K - коэффициент запаса, $K=1,5$;

N - число светильников в помещении, $N=63$;

n - число ламп в светильнике, $n=2$;

η - коэффициент использования светового потока лампы, %; зависит от типа лампы, типа светильника, коэффициента отражения потолка и стен, высоты подвеса светильников и индекса помещения i , $\eta=45\%$.

$$\Phi_{л} = \frac{100 \cdot 300 \cdot 200 \cdot 1,15 \cdot 1,5}{63 \cdot 2 \cdot 45} = 1825$$

Вывод. Для помещения высотой 18 м в качестве источника света выбрана металлогалогенная разрядная лампа ДРИ400-6 ГОСТ 27682-88. Расчеты показали, что спроектированная система общего равномерного освещения, обеспечивает выполнение зрительных работ разряда IVa. При этом нормируемая минимальная освещенность назначена такой, при которой требуется применение местного освещения

Выбор и расчет системы вентиляции

При эксплуатации дозирующего оборудования важнейшей задачей является защита обслуживающего персонала от вредных воздействий пыли.

Процесс дозирования зернистого и тонкомолотого материала происходит с выделением мелкодисперсных частиц, которые находятся в исходном материале. Эта пыль находится во взвешенном состоянии, часть из

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

которой медленно оседает. Периклазовая пыль, отлагаясь в органах дыхания, вызывает медленно развивающиеся патологические изменения типа хронических бронхитов и пневмоканиоза.

Скорость развития и тяжесть этих изменений зависит от содержания пыли в воздухе и длительности работы в условиях большой запыленности. ГОСТ 12.1.005 – 88 устанавливает предельно допустимую концентрацию (ПДК) пыли в воздухе рабочей зоны. Для «АМЗ» ПДК=10 мг/м³, 4 класс опасности. Для удаления пыли из воздуха рабочей зоны используется вентиляция. Вентиляцией называется комплекс взаимосвязанных устройств и процессов, предназначенных для создания организованного воздухообмена, что позволяет обеспечить в рабочей зоне благоприятные условия воздушной среды, отвечающие требованиям СН 245 – 71 и технологических норм.

В зависимости от назначения вентиляция подразделяется на общеобменную и местную. Общеобменная вентиляция предназначена в основном для поддержания нормальных климатических условий в помещении, местная вытяжная – для удаления паров вредных веществ и пыли непосредственно от источника их выделения. Поэтому рассчитывать будем местную вентиляцию.

Количество воздуха, который необходимо удалить от укрытий и отсосов определяются по формуле:

$$L_y = F_0 \times V \times 3600 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (5)$$

где F_0 – площадь открытых проемов, отверстий, неплотностей, через которые засасывается воздух (72 м²).

V – скорость воздуха в этих проемах и отверстиях, величина которая зависит от типа вытяжного устройства и характера вредных веществ (0,5 – 1,5 м/с)

$$L_y = 72 \times 0,5 \times 3600 = 129,6 \times 10^3 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Установочную мощность электродвигателя для вентилятора (кВт) рассчитаем по формуле:

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		54

$$N_B = k_3 \times L_a \times P_B \times 10^{-6} / (3,6 \times \eta_B \times \eta_P), \quad (6)$$

где k_3 – коэффициент запаса ($k_3 = 1.05 - 1.5$);

L_a – объем аспирируемого воздуха, $m^3/ч.$;

P_B – давление, развиваемое вентилятором, Па;

η_B – КПД вентилятора;

η_P – КПД привода;

Вентиляторы, предназначенные для перемещения воздуха с различными механическими примесями, называются – пылевыми и им присваивается индекс П.

Пылевой вентилятор ЦПЧ – 70 – предназначен для перемещения не взрывоопасных воздушных смесей, с содержанием механических примесей в перемещаемой среде до $1 \text{ кг}/m^3$. Давление развиваемое вентилятором принимаем равным 400 Па, коэффициент полезного действия $\eta_B = 0,7$.

КПД привода принимаем равным $\eta_P = 0,95$ с клиноременной передачей. Тогда мощность двигателя будет равна:

$$N_B = 1,3 \times 129600 \times 400 \times 10^{-6} / (3,6 \times 0,7 \times 0,95) = 28,2 \text{ кВт}$$

Выбираем электродвигатель АИР 180 МЧ, $N_{ном} = 30 \text{ кВт}$ с синхронной частотой вращения $n_B = 1500 \text{ мин}^{-1}$.

Работа технологического оборудования была бы невозможна без действия аспирационных установок. Для этого предусмотрена блокировка электроприводов аспирационного оборудования с технологическим и пуск ее с опережением до 3 мин.

Удаляемая пыль не может выбрасываться так как

- 1) Пускаемая пыль в утиль загрязняет окружающую среду;
- 2) Является ценным материалом и может в дальнейшем использоваться.

Учитывая эти факторы, весьма важным является улавливание пыли из пылевоздушных смесей и использование ее в производстве. Для

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

пылеулавливания применяют большое количество различных устройств для сухой и мокрой очистки. Пылеосадительные камеры, в которых осаживаются частицы пыли (100 – 500мкм) под действием сил тяжести из пылевоздушного потока, движущегося со скоростью менее 0,5 м/с; циклоны и батарейные циклоны, матерчатые фильтры, электрофильтры, скрубберы и др., Осуществляющие выделение частиц (0,1 – 100 мкм) из пылевоздушной смеси.

Для эффективного пылеподавления в тех случаях, когда позволяет технологический процесс, широко используют гидро – и парообеспыливание, благодаря которому с помощью распыленной воды и пароводяного тумана увлажняется материал и подавляется пылевое облако. Увлажнение изверженных пород на 8 – 10% и осадочных на 4 – 6% практически сводит к минимуму выделение пыли.

Режим труда и отдыха

Для поддержания работоспособности работников на протяжении всей смены установлено рациональное чередование периодов труда и отдыха: продолжительность рабочего дня 8 часов с перерывом на обед 1 час. Пятидневная рабочая неделя в одну смену с двумя выходными днями.

3.4 Шум и вибрация

Шум, возникающий при работе цеха, широкополосный прерывистый и при длительном воздействии на человека приводит к развитию профессиональных заболеваний, связанных с потерей слуха, приводящей к утрате работоспособности.

Вибрации возникают при работе шнековых электроприводов, при чрезмерно больших подачах, и также приводят к профессиональным заболеваниям.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

При аттестации подобных установок уровень звука составил 92 дБ, что превышает ПДУ – 80дБ;

– эквивалентный корректирующий уровень вибрации составил 112, что по ПДЗ – 112, из этого следует, что вибрация в цехе в норме.

Для уменьшения уровня звукового давления до нормы для оператора автоматизированной системы управления, также применяется принудительная смазка, которая уменьшает шум в источнике его образования

3.5 Техника безопасности

Основными требованиями охраны труда, предъявляемыми при проектировании машин и механизмов, являются: безопасность для человека, надежность и удобство эксплуатации. Требования безопасности определяются системой стандартов безопасности труда. Условия труда и мероприятия по его охране регламентируются Трудовым кодексом РФ (ТК РФ), обязывающим администрацию предприятий и учреждений обеспечить должное техническое оборудование всех рабочих мест и создать на них условия безопасной для работы. На администрацию возлагается составление инструкций по технике безопасности для каждого рабочего места, инструктаж трудящихся по технике безопасности, производственной санитарии и противопожарной охране, а также постоянный контроль за соблюдением трудящимися всех этих правил.

Существуют общие и специальные требования техники безопасности. Общие требования должны соблюдаться на всех предприятиях, во всех цехах. Специальные требования дополняют общие правила, т.е. они учитывают особенности технологии данного цеха и данной машины.

Безопасность и удобство обслуживания, и ремонта оборудования обеспечиваются устройством ограждений вокруг движущихся частей и площадок обслуживания, достаточных по размерам для работы

					220700.2016.193.00ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

эксплуатационного оборудования и персонала. Все площадки на высоте более 0,3 метров над полом должны иметь прочные перила высотой не менее 1м. В нижней части перила должны иметь сплошной бортик высотой не менее 140 мм. Размещение машин в цехах должно допускать перемещение обслуживающего персонала, возможность доставки запасных частей и уборки демонтированных деталей. Для ремонтных работ и транспортирования тяжелых частей в целях приготовления масс имеются мостовые краны.

Машины должны быть надежно закреплены на прочных фундаментах. Все движущиеся и вращающиеся части машин должны быть ограждены, высота ограждений не менее 2 м от пола. Снимать ограждение на ходу и работать без них категорически запрещено. Ограждаться должны так же опасные зоны, куда могут отлетать части сломавшихся деталей, инструмента или отходы обрабатываемого материала. Смазка, обтирка, чистка и ремонт машин должны производиться только при полной остановке. Обязательно должны быть приняты меры против ошибочного или самопроизвольного запуска.

Технологический процесс легирования стали требует наличия значительного количества бункеров. При подаче материала в бункер не допускается загрузка в порожние бункера, когда разгрузочные люки открыты, а устройства принимающие материал из бункеров не работают. В над бункерном помещении должны быть устроены смотровые люки, предназначенные для спуска в бункер людей при необходимости осмотра его или очистки. Они прикрываются крышками и ограждаются перилами. Пользоваться смотровыми люками для устранения зависания материала разрешается только тогда, когда Шуровка через шуровочные отверстия не дает результатов. Категорически запрещается пребывание людей в бункерах во время загрузки их материалом. Спуск в бункер одному лицу не разрешается: ремонтная бригада должна состоять не менее чем из трех

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

человек. При спуске людей в бункер обязательно пользоваться предохранительными поясами, которые должны быть надежно привязаны к опоре. В бункере должен быть обеспечен свет от сети низкого напряжения – не более 12 В. При работе с пылящими грузами необходимо защитить рабочих от пыли, снабдить их очками и респираторами.

Материал из бункера поступает в корпус винтового питателя и перемещается в нем за счет вращения винта. Для очистки желоба питателя кожух последнего оборудуется металлическими плотно закрывающимися крышками и боковыми люками со скобами для удобства снятия и установки их на место. Эти люки и крышки нельзя открывать во время работы питателя, становиться на них для чистки загрузочных и разгрузочных течек. Крышки и люки кожухов винтовых питателей должны оборудоваться блокировками, исключающими работу питателя при снятии крышки или люка.

3.6 Пожарная и гражданская безопасность

Легирование металла связано с выбросом капель расплавленной стали и искр высокой температуры, помещение по пожарной опасности характеризуется категорией Д: помещение, связанное с применением негорюемых веществ и материалов в холодном состоянии.

Для предотвращения возникновения пожара в помещении предусмотрена электрическая пожарная сигнализация, состоящая из извещающих датчиков, установленных в помещении цеха.

Для быстрой ликвидации очагов загорания используются

огнетушители типа ОХП-4 и ОУ-2А, которые располагаются в непосредственной близости от станка, также участок оборудован ящиком с песком и пожарным гидрантом.

Для предотвращения возможного возгорания в опасных зонах цеха оболочки электрических аппаратов, приборов, шкафов, сборок выполнены со

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата		58

степенью защиты IP44. Также используются ряд других первичных средств пожаротушения, таких как песок, ломы, багры, ведра, находящиеся на пожарных щитах или возле них.

Организационные мероприятия по пожарной профилактике проводят с целью обеспечения правильной эксплуатации электроустановки и проведения противопожарного инструктажа среди оперативно - ремонтного персонала.

Для безаварийной работы оборудования необходимо нормировать интервалы, между осмотрами и ремонтами всех основных механизмов и узлов системы. Своевременно и в полном объеме проводить межплановые и плановые ремонты. По мере износа оборудования производить его замену на новое. Во избежании внештатных ситуаций, остановок и простоя оборудования необходимо смазывать все основные узлы и механизмы через каждый регламентированный промежуток времени.

Вывод по разделу 3:

Безопасность жизнедеятельности - это состояние деятельности, при которой с определенной вероятностью исключаются потенциальные опасности, влияющие на здоровье человека. Безопасность следует принимать как комплексную систему, мер по защите человека и среды его обитания от опасностей формируемых конкретной деятельностью. Чем сложнее вид деятельности, тем более компактна система защиты.

Обеспечение безопасности жизнедеятельности человека (рабочий, обслуживающий персонал) на предприятиях занимается "охрана труда".

Охрана труда - это свод законодательных актов и правил, соответствующих им гигиенических, организационных, технических, и социально-

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

экономических мероприятий, обеспечивающих безопасность, сохранение здоровья и работоспособность человека в процессе труда.

Охрана труда и здоровье трудящихся на производстве, когда особое внимание уделяется человеческому фактору, становится наиважнейшей задачей. При решении задач необходимо четко представлять сущность процессов и отыскать способы (наиболее подходящие к каждому конкретному случаю), устраняющие влияние на организм вредных и опасных факторов, и исключают по возможности травматизм и профессиональные заболевания.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

4 ЭКОНОМИЧЕСКИЙ РАЗДЕЛ

4.1 Общие сведения

Целью данной дипломной работы является автоматизация участка по легированию стали на ОАО «Ашинский Metallургический Завод».

Технико-экономический расчет будет заключаться в оценке эффективности инвестиционного проекта по автоматизации.

Оборудование было установлено ещё в 1991 году, и с тех пор не автоматизировалась. Периодический (средне 8 раз в год) выход из строя механики и приводит к остановке производства.

В результате автоматизации привода снизятся простои из-за ремонта, снизится процент брака, уменьшится количество обслуживающего персонала, а, следовательно, снизится себестоимость продукции.

4.2 Оценка экономической эффективности

4.2.1 Определение затрат на научно-исследовательские, конструкторско-технологические и проектные работы.

Затраты на научно-исследовательские, конструкторско-технологические и проектные работы определяются из стоимости составления модели и стоимости конструкторско-технологических и проектных работ.

Для данного проекта принимаются затраты на разработку проекта и внедрения его в производство равные

$$K_{и.р.} = 20 \text{ т. руб.}$$

4.2.2 Определение величины капитальных вложений на автоматизацию

В составе капитальных вложений учитываются затраты на строительство зданий и приобретение оборудования.

Так как помещения и сооружения уже построены, то затрат на строительство помещений и сооружений не требуется,

$$K_3 = 0.$$

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

Определяется величина капитальных вложений на приобретение оборудования для модернизации дозирующего устройства K_0 , т. руб.

$$K_0 = C_0 + Z_{тр} + Z_M, \quad (1)$$

где C_0 — стоимость оборудования для автоматизации, т. руб.;

$Z_{тр}$ — затраты на транспортировку оборудования, т. руб.;

Z_M — затраты на монтаж оборудования, т. руб.

В стоимость оборудования для автоматизации установки дозирования входит стоимость шнека, электроприводы, ЭВМ, тензодатчик.

$$C_0 = 200 \text{ т. руб.}$$

Затраты на транспортировку и монтаж оборудования принимаются равными

$$Z_{тр} = 30 \text{ т. руб.};$$

$$Z_M = 40 \text{ т. руб.}$$

Тогда

$$K_0 = 200 + 30 + 40 = 270 \text{ т.руб.}$$

4.2.2 Определение себестоимости изготовления продукции

Определяется себестоимость изготовления продукции до, и после автоматизации.

4.2.2.1 Определение материальных затрат.

Материальные затраты до автоматизации C_{M1} , т. руб.

$$C_{M1} = C_{с.1} + C_{тр.1} + C_{в.м.1} + C_{т.1} + C_{эн.1},$$

где $C_{с.1}$ - затраты на сырьё, по данным экономического отдела ОАО "Ашинский Metallургический Завод" принимаются $C_{с.1} = 35145$ т. руб.;

$C_{тр.1}$ - транспортно-заготовительные расходы, т. руб., по данным экономического отдела ЗАО ЗКФ равны 2,5% от стоимости сырья

$$C_{тр.1} = 0,25 \times C_{с.1}; \quad (2)$$

$$C_{тр.1} = 0,025 \times 35145 = 7029 \text{ т. руб.};$$

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

$C_{B.M.1}$ - затраты на вспомогательные материалы, по данным экономического отдела ОАО "Ашинский Metallургический Завод" принимаются $C_{B.M.1} = 400$ т. руб.;

$C_{T.1}$ - затраты на тару, по данным экономического отдела ОАО "Ашинский Metallургический Завод" принимаются $C_{T.1} = 980$ т. руб.;

$C_{Э.1}$ - затраты на пар, воду, электроэнергию, по данным экономического отдела ОАО "Ашинский Metallургический Завод" принимаются $C_{Э.1} = 1000$ т. руб.;

$$C_{M.1} = 35145 + 7029 + 400 + 980 + 1000 = 44554 \text{ т. руб.}$$

После автоматизации материальные затраты не изменятся

$$C_{M.2} = C_{M.1} = 44554 \text{ т. руб.}$$

4.2.2.2 Расчет основной заработной платы рабочих

В состав основной заработной платы рабочих-сдельщиков включаются:

- заработная плата по тарифным ставкам, сдельным расценкам и доплаты к ним по поясным коэффициентам;
- доплата за работы в ночное время;
- премии из фонда заработной платы.

В технологическом процессе легирования стали занято 3-е человек.

Годовой фонд основной заработной платы рабочих-сдельщиков до автоматизации привода $\Phi_{o.z.n.1}$ т. руб.

$$\Phi_{o.z.n.1} = ((Z_c + П + D_n) \cdot k_p) \times 3; \quad (3)$$

где Z_c - годовой заработок сдельщика, по данным экономического отдела ОАО "Ашинский Metallургический Завод" принимается $Z_c = 132$ т. руб.;

$П$ - годовая премия за выполнение плана, т. руб.

$$П = 0,4 \cdot Z_c;$$

$$П = 0,4 \times 132 = 52,8 \text{ т. руб.};$$

D — доплата за работы в ночное время, принимается $D = 0$;

k_p — районный коэффициент, принимается для Урала $k_p = 1,15$;

										Лист
										63
Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата	220700.2016.193.00 ПЗ					

$$\Phi_{\text{о.з.п.1}} = (132 + 52,8 + 0) \times 1,15 \times 3 = 637,56 \text{ т. руб.}$$

$$\Phi_{\text{о.з.п.1}} = 637,56 \text{ т. руб.}$$

После автоматизации годовой фонд основной заработной платы рабочих-сдельщиков изменится

$$\Phi_{\text{о.з.п.2}} = \Phi_{\text{о.з.п.1}} / 3 = 637,56 / 3 = 212,52 \text{ т.руб.}$$

4.2.2.3 Определение дополнительной заработной платы

По данным экономического отдела ОАО "Ашинский Metallургический Завод" месячная дополнительная заработная плата равна 12% от основной заработной платы.

Годовая дополнительная заработная плата в настоящее время $\Phi_{\text{д.з.п.1}}$ т. руб.

$$\Phi_{\text{д.з.п.1}} = 0,12 \times \Phi_{\text{о.з.п.1}}; \quad (4)$$

$$\Phi_{\text{д.з.п.1}} = 0,12 \times 637,56 = 76,50 \text{ т. руб.}$$

$$\Phi_{\text{д.з.п.1}} = 76,5072 \text{ т. руб.}$$

После автоматизации годовая дополнительная заработная плата не изменится

$$\Phi_{\text{д.з.п.2}} = 0,12 \times \Phi_{\text{о.з.п.2}}$$

$$\Phi_{\text{д.з.п.2}} = 0,12 \times 212,52 = 25,50 \text{ т.руб.}$$

4.2.2.4 Определение заработной платы рабочих

Заработная плата рабочих равна сумме основной заработной платы и дополнительной заработной платы.

Заработная плата рабочих $\Phi_{\text{з.п.}}$ т. руб.

$$\Phi_{\text{з.п.}} = \Phi_{\text{о.з.п.2}} + \Phi_{\text{д.з.п.2}}; \quad (5)$$

$$\Phi_{\text{з.п.}} = 212,52 + 25,5024 = 238,02 \text{ т. руб.}$$

4.2.2.5 Определение отчислений в социальные фонды

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

По данным экономического отдела ОАО "Ашинский
Металлургический Завод" отчисления в социальные фонды принимаются
равными 26% от фонда заработной платы.

Годовые отчисления в социальные фонды в настоящее время $V_{p,i}$, руб.

$$V_{p,1} = 0,26 \times (\Phi_{д.з.п.1} + \Phi_{о.з.п.1}) \quad (6)$$

$$V_{p,1} = 0,26 \times (76,50 + 637,56) = 185,65 \text{ т. руб.}$$

После автоматизации годовые отчисления в социальные фонды равно:

$$V_{p,2} = 0,26 \times (\Phi_{д.з.п.2} + \Phi_{о.з.п.2})$$

$$V_{p,2} = 0,26 \times (25,50 + 212,52) = 61,88 \text{ т. руб.}$$

4.2.2.6 Определение прямых затрат

Прямые затраты до автоматизации $C_{пр,1}$ т. руб.

$$C_{пр,1} = C_{м,1} + \Phi_{о.з.п.1} + \Phi_{д.з.п.1} + V_{p,1}; \quad (7)$$

$$C_{пр,1} = 44554 + 637,56 + 76,50 + 185,65 = 45453,71 \text{ т. руб.}$$

После автоматизации прямые затраты не изменятся

$$C_{пр,1} = 45453,71 \text{ т. руб.}$$

$$C_{пр,2} = C_{м,2} + \Phi_{о.з.п.2} + \Phi_{д.з.п.2} + V_{p,2}$$

$$C_{пр,2} = 44554 + 212,52 + 25,50 + 61,88 = 44853,9 \text{ т.руб}$$

4.2.2.7 Определение затрат на брак

Затраты на брак до автоматизации $C_{б,1}$ т. руб.

$$C_{б,1} = C_{пр,1} \times K_{б,1} \quad (8)$$

где $K_{б,1}$ — коэффициент брака, по данным экономического отдела ОАО
"Ашинский Metallургический Завод" принимается 3%;

$$C_{б,1} = 45453,71 \times 0,03 = 1363,61 \text{ т. руб.}$$

После автоматизации электропривода планируется снижение брака до 1 %, т.е.

$$K_{б,2} = 0,01.$$

Затраты на брак после автоматизации $C_{б,2}$, т. руб.

										Лист
										65.
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	220700.2016.193.00 ПЗ					

$$C_{6.2} = C_{\text{пр.2}} \times K_{6.2}; \quad (9)$$

$$C_{6.2} = 44853,9 \times 0,01 = 448,53 \text{ т. руб.}$$

4.2.11 Определение амортизационных отчислений

Наличие износа у материально-вещественных элементов производственного процесса требует возмещения утраченной стоимости. Денежные средства накапливаются на предприятии в специальный фонд, не облагаемый налогами, который называется амортизационным фондом.

По данным экономического отдела ОАО "Ашинский Metallургический Завод" в настоящее время годовые амортизационные отчисления линии легирования стали равны.

$$A_1 = 432 \text{ т. руб.}$$

После модернизации установки добавятся отчисления на амортизацию установленного оборудования.

Годовые амортизационные отчисления после автоматизации A_2 , т. руб.

$$A_2 = A_1 + A_0,$$

где A_0 — отчисления на амортизацию нового оборудования, т. руб.

$$A_0 = a_0 \times K_0$$

где a_0 — годовая норма амортизационных отчислений для оборудования, принимается $a_0 = 0,1$;

$$A_0 = 0,1 \times 270 = 27 \text{ т. руб.};$$

$$A_2 = 432 + 27 = 459 \text{ т. руб.}$$

4.2.12 Определение затрат на содержание и ремонты оборудования

Годовые затраты на содержание и ремонты оборудования в настоящее время по данным экономического отдела ОАО "Ашинский Metallургический Завод" составляют

$$C_{\text{с.р.1}} = 2242 \text{ т. руб.}$$

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

В настоящее время техническое обслуживание и эксплуатацию дозатора осуществляется тремя рабочими.

До автоматизации дозатор выходил из строя в среднем 8 раз в год. Каждый раз на его ремонт затрачивалось в среднем 0,8 смены. Вследствие автоматизации планируется избежать поломок.

Тогда годовые затраты на содержание и ремонты оборудования после автоматизации $C_{с.р.2}$, т. руб.

$$C_{с.р.2} = C_{с.р.1} - Z_p \times 12 - 8 \times 0,8 \times N_{см} \times C_{ор}^1, \quad (10)$$

где $N_{см}$ - объём продукции за смену, по данным экономического отдела ОАО "Ашинский Metallургический Завод" принимается $N_{см} = 24$ т;

$C_{ор}^1$ - прогнозируемая себестоимость изготовления тонны продукции, принимается $C_{ор}^1 = 8,5$ т. руб.;

$$C_{с.р.2} = 2242 - 8 \times 0,8 \times 24 \times 8,5 = 986,4 \text{ т. руб.}$$

4.2.2.13 Определение себестоимости изготовления продукции

Цеховая себестоимость изготовления годового объема продукции определяется по полученным данным в соответствии со статьями калькуляции. Расчетные данные представлены в таблице 1.

										Лист
										67.
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	220700.2016.193.00ПЗ					

Таблица 1 — Расчет себестоимости изготовления продукции

Наименование статей	Годовые затраты	
	До автоматизации т. руб.	После модернизации т. руб.
1. Материальные затраты	44554	44554
2. Основная заработная плата	637,56	212,52
3. Дополнительная заработная плата	76,5072	25,50
4. Отчисления в социальные фонды	185,65	61,88
5. Затраты на брак	1363,61	448,53
6. Амортизационные отчисления	432	459
7. Затраты на содержание и ремонты	2242	986,4
Итого:	49491,32	46747,83

где C_1 - себестоимость изготовления годового объема продукции в настоящее время, согласно таблице 7.1 $C_1 = 49031,154$ т. руб.;

C_2 - себестоимость изготовления годового объема продукции после модернизации, согласно таблице 7.1 $C_2 = 46747,83$ т. руб.;

Себестоимость изготовления тонны продукции в настоящее время C_1^1 , т. руб.

Годовой объем продукции по данным экономического отдела ОАО

"Ашинского Metallургического Завода" до автоматизации составляет $N_{в1} = 26280$ т.

После автоматизации годовой объем продукции увеличится на 40 %, тогда

$$N_{в2} = (26280 \times 0,4) + 26280$$

$$N_{в2} = 36792 \text{ т.}$$

$$C_1^1 = \frac{C_1}{N_1}$$

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68

$$C_1^1 = \frac{49031.154}{26280} = 1.865 \text{ т. руб.}$$

Себестоимость изготовления тонны продукции после автоматизации
 C_2^1 , т. руб.

$$C_2^1 = \frac{C_2}{N_r}$$

$$C_2^1 = \frac{46747,83}{36792} = 1,27 \text{ т. руб.}$$

4.3 Определение затрат на освоение производства

После разработки технологического процесса необходимо опробовать производство. Для этого нужно выпустить опытную партию продукции. Размер опытной партии принимаем равным

$$N_{\text{о.п.}} = 1 \text{ т.}$$

Затраты на освоение производства $K_{\text{о.п.}}$, т. руб.

$$K_{\text{о.п.}} = N_{\text{о.п.}} \times C_2^1 \times k_3 \quad (12)$$

где k_3 — коэффициент запаса, предусматривает увеличение затрат при изготовлении опытной партии, т.к. производство еще не освоено, принимается

$$k_3 = 1,5;$$

$$K_{\text{о.п.}} = 1 \times 1,27 \times 1,5 = 1,90 \text{ т. руб.}$$

4.3.1 Определение цены продукции

По данным экономического отдела ОАО "Ашинский Metallургический Завод" товарная цена тонны продукции

$$Ц = 13 \text{ т. руб.}$$

Таблица 2- Техничко-экономические показатели

I капитальные затрат на автоматизацию	Базовые величины	Проектируемые	С изменением
1.1 Затраты на научно-исследовательские, конструкторско-технологические и проектные работы	20	-	-
1.2 Затраты на освоение производства	1,90	-	-
1.3 Затраты на приобретение, доставку и монтаж оборудования	270	-	-
Итого	290,90	-	-
II Текущее затраты на изготовление			
2.1 Затраты на сырьё	35145	35145	-
2.2 заработная плата рабочих	714,06	238,02	476,04
2.3 затраты на энергию	1000	1000	-
2.4 затраты на содержание оборудования	2242	986,4	1255,6
2.5 амортизационные отчисления	432	459	27
2.6 Годовой объем продукции	26280	36792	10512
2.7 Цена продукции	13	13	-
Срок окупаемости капитала вложений			
Итого	39546,06	37841,42	1704,64

Срок окупаемости капиталовложений рассчитаем по формуле:

$$T = k / \Delta C_r$$

$$T = 290,90 / 1704,64 = 0,17 \text{ мес.}$$

Прибыль от автоматизации рассчитывается по формуле

$$\Delta \Pi = (N_{год}^2 C - N_{год}^2 C_r^2) - (N_{год}^1 C - N_{год}^1 C_r^1)$$

$$\Delta П = (39546,06 \times 13 - 39546,06 \times 1,27) - (37841,42 \times 13 - 37841,42 \times 1,865)$$

$\Delta П = 42862,07$ т. Р.

Вывод по разделу 4:

С проведением модернизации системы управления трудовые затраты по обслуживанию дозатора уменьшились по сравнению с начальным вариантом.

Увеличился годовой объем продукции.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпис	Дата		71

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данном дипломном проекте были рассмотрены вопросы создания многопозиционного дозатора, предназначенного для точного взвешивания сыпучих легирующих материалов и транспортирования их к агрегату «Ковш-печь». На сегодняшний день в мировой промышленности важнейшим и наиболее широко применяемыми сталями для получения отливок, проката и множества других продукции являются высокопрочные легирующие стали.

Использование спроектированного дозатора позволит уменьшить количество технологического оборудования на участке дозирования сыпучих легирующих элементов, а также сократит время на дозирование что ведет к положительному экономическому эффекту. А счет повышения точности дозирования, существенно повысится качество производимой продукции. Что также благоприятно скажется на работе предприятия.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кузьмин, Б. А. Технология металлов и конструкционные материалы: Учебник для машиностроительных техникумов / Ю. Е. Абраменко, В. К. Ефремов и др.; Под редакцией Б. А. Кузьмина. – М.: Машиностроение, 1981. – 351 с., ил.
2. Александров, М. П. Тормоза подъемно – транспортных машин. Изд. 3 – е, перераб. и доп. – М.: Машиностроение, 1979. – 559 с., ил.
3. Бауман, В. А. и др. механическое оборудование предприятий строительных материалов, изделий и конструкций: Учебник для вузов. – М.: Машиностроение, 1975. – 207 с.
4. Дунаев, П. Ф., Леликов О.П. Конструирование узлов и деталей машин: Учебное пособие для техн. спец. вузов. – 5 – е изд., перераб. и доп. – М.: Высшая школа, 1998. – 447 с., ил.
5. Иванов, М. Н. Детали машин. Курсовое проектирование: Учебное пособие для машиностроительных вузов/В.Н. Иванов. – М.: Машиностроение, 1971. – 496 с.
6. Охрана труда в машиностроении: Учебник для машиностроительных вузов / Е. Я. Юдин, С. В. Белов, С. К. Баланцев и др.; под ред. Е. Я. Юдина, С. В. Белова 2 – е изд., перераб. и доп. – М.: Машиностроение, 1983. – 432 с., ил.
7. Расчеты крановых механизмов и их деталей. ВНИИПТМАШ. Изд. 3 – е, перераб. и доп. – М.: Машиностроение, 1971. – 496 с.
8. Суворов, С. Г. Машиностроительное черчение в вопросах и ответах: Справочник/ Н.С.Суворов – М.: Машиностроение, 1984. – 352 с., ил.
9. . СТП ЮУрГУ 04 – 2001 Стандарт предприятия. Курсовое и дипломное проектирование. Общие требования к оформлению/ составители: Сырейщикова Н. В., Гузеев В. И., Сурков И. В., Винокурова Л. В. – Челябинск: ЮУрГУ, 2001. – 49 с.

					220700.2016.193.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		73