



Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
федеральное государственное автономное  
образовательное учреждение высшего образования  
«Национальный исследовательский Томский политехнический университет» (ТПУ)

Школа Юргинский технологический институт  
Направление подготовки 22.03.02 «Металлургия»  
Отделение промышленных технологий

### БАКАЛАВРСКАЯ РАБОТА

Тема работы
<b>Проект ЭСПЦ производительностью 180 тыс. тонн стали в год конструкционных марок в условиях Кузбасса</b>

УДК 669.187:621.746.5.001.6(571.17)

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B51	Хамидов Мухаммаджон Гулмуродович		10.06.19

Руководитель ВКР

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОПТ	Валуев Д. В.	к. т. н.		10.06.19

### КОНСУЛЬТАНТЫ ПО РАЗДЕЛАМ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОЦТ	Лизунков В. Г.	канд. пед. н. доцент		10.06.19

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
И.О.руководителя ОТБ	Солодский С. А.	к. т. н. доцент		10.06.19

### ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

Руководитель ООП	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
И.О. руководителя ОПТ	Кузнецов М. А.	к. т. н.		

Юрга – 2019 г.

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
 федеральное государственное автономное  
 образовательное учреждение высшего образования  
 «Национальный исследовательский Томский политехнический университет» (ТПУ)

Школа Юргинский технологический институт

Направление подготовки 22.03.02 «Металлургия»

Отделение промышленных технологий

УТВЕРЖДАЮ:  
 И. О. руководителя ОПТ  
 \_\_\_\_\_ Кузнецов М.А.  
 (Подпись)    (Дата)    (Ф.И.О.)

### ЗАДАНИЕ

#### на выполнение выпускной квалификационной работы

В форме:

Бакалаврской работы
---------------------

(бакалаврской работы, дипломного проекта/работы, магистерской диссертации)

Студенту:

Группа	ФИО
10B51	Хамидов Мухаммаджон Гулмуродович

Тема работы:

Проект ЭСПЦ производительностью 180 тыс. тонн стали в год конструкционных марок в условиях Кузбасса
--

Утверждена приказом директора (дата, номер)	31.01.19 №7/с
---	---------------

Срок сдачи студентом выполненной работы:	15.06.19
--	----------

#### ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

<p><b>Исходные данные к работе</b></p> <p><i>(наименование объекта исследования или проектирования; производительность или нагрузка; режим работы (непрерывный, периодический, циклический и т. д.); вид сырья или материал изделия; требования к продукту, изделию или процессу; особые требования к особенностям функционирования (эксплуатации) объекта или изделия в плане безопасности эксплуатации, влияния на окружающую среду, энергозатратам; экономический анализ и т. д.).</i></p>	<p>Проект ЭСПЦ производительностью 180 тыс. тонн стали в год конструкционных марок в условиях Кузбасса</p>
---	--

<p><b>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов</b>  <i>(аналитический обзор по литературным источникам с целью выяснения достижений мировой науки техники в рассматриваемой области; постановка задачи исследования, проектирования, конструирования; содержание процедуры исследования, проектирования, конструирования; обсуждение результатов выполненной работы; наименование дополнительных разделов, подлежащих разработке; заключение по работе).</i></p>	<p>Аналитический обзор литературы; разработка технологии и подбор оборудования для выплавки сплава; подбор системы очистки отходящих газов</p>
<p><b>Перечень графического материала</b>  <i>(с точным указанием обязательных чертежей)</i></p>	<p>План цеха, разрез цеха, Технологическая схема, Схема газоочистки, Технико-экономические показатели цеха</p>

**Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы**  
*(с указанием разделов)*

Раздел	Консультант
<b>Финансовый менеджмент ресурсоэффективность и ресурсосбережение</b>	<b>Лизунков В.Г.</b>
<b>Социальная ответственность</b>	<b>Солодский С.А.</b>
<b>Нормоконтроль</b>	<b>Ибрагимов Е.А.</b>

**Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:**  
**Abstract**

<b>Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику</b>	
---	--

**Задание выдал руководитель:**

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОПТ	Валуев Д. В.	к.т.н.		10.06.19

**Задание принял к исполнению студент:**

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B51	Хамидов Мухаммаджон Гулмуродович		10.06.19

**ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА  
«ФИНАНСОВЫЙ МЕНЕДЖМЕНТ, РЕСУРСОЭФФЕКТИВНОСТЬ И  
РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ»**

Студенту:

<b>Группа</b>	<b>ФИО</b>
10В51	Хамидов Мухаммаджон Гулмуродович

<b>Институт</b>	<b>ЮТИ ТПУ</b>	<b>Отделение школы (НОЦ)</b>	<b>МЧМ</b>
Уровень образования	Бакалавр	Направление/специальность	22.03.02 «Металлургия»

**Исходные данные к разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»:**

<i>1. Стоимость ресурсов инженерного решения (ИР): материально-технических, энергетических, финансовых, информационных и человеческих</i>	ДСП-25 – 199527810 руб. АКОС 105532518руб. Трансформатор – 16257500 руб. Вакууматор – 150500400 руб. Сталевоз – 1200045 руб. Трайб аппарат – 600525 руб. Кран 50/12,5 т – 15000000 руб.  Кран 30 т – 10000000 руб.
<i>2. Нормы и нормативы расходования ресурсов</i>	Стальной лом – 1000,59кг. Ферросилиций ФС75 – 5,40кг. Ферромарганец ФМн80 – 13,22кг. Алюминий – 0,58кг. Кокс – 5,97кг. Железная руда – 22,84кг. Известь – 50,40кг. Плавиновый шпат – 8,11кг.
<i>3. Используемая система налогообложения, ставки налогов, отчислений</i>	Общий режим налогообложения

**Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:**

<i>1. Краткое описание исходных технико-экономических характеристик объекта ИР</i>
<i>2. Составление бюджета ИР; краткое описание основных рисков проекта</i>
<i>3. Обоснование необходимых инвестиций для разработки и внедрения ИР; расчет вложений в основные и оборотные фонды</i>
<i>4. Планирование показателей по труду и заработной плате (расчет штатного расписания, производительности труда, фонда заработной платы)</i>
<i>5. Проектирование себестоимости продукции; обоснование цены на продукцию</i>
<i>6. Расчет прибыли, технико-экономическое обоснование и экономическая оценка проекта</i>
<i>7. Оценка ресурсной, финансовой, социальной, бюджетной эффективности ИР</i>

**Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей)**

<i>1. Основные показатели эффективности ИР (технико-экономические показатели проекта)</i>
---

<b>Дата выдачи задания для раздела по линейному графику</b>	
---	--

**Задание выдал консультант:**

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОЦТ	Лизунков В.Г.	к. пед. н. доцент		10.06.19

**Задание принял к исполнению студент:**

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B51	Хамидов Мухаммаджон Гулмуродович		10.06.19

## ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «СОЦИАЛЬНАЯ ОТВЕТСТВЕННОСТЬ»

Студенту:

Группа	ФИО
10B51	Хамидов Мухаммаджон Гулмуродович

Институт	ЮТИ ТПУ	Отделение школы (НОЦ)	ОПТ
Уровень образования	Бакалавр	Направление	22.03.02 «Металлургия»

### Исходные данные к разделу «Социальная ответственность»:

<p>1. Описание рабочего места (рабочей зоны, технологического процесса, механического оборудования) на предмет возникновения:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>– вредных проявлений факторов производственной среды (метеоусловия, вредные вещества, освещение, шумы, вибрации, электромагнитные поля, ионизирующие излучения)</li> <li>– опасных проявлений факторов производственной среды (механической природы, термического характера, электрической, пожарной и взрывной природы)</li> <li>– негативного воздействия на окружающую природную среду (атмосферу, гидросферу, литосферу) чрезвычайных ситуаций (техногенного, стихийного, экологического и социального характера)</li> </ul>	<p>Вредные и опасные производственные факторы, возникающие при выплавке и разливке сплава в проектируемом цехе</p>
---	--

<p>2. Знакомство и отбор законодательных и нормативных документов по теме</p>	<p>СанПиН 2.1.6.1032-01 «Гигиенические требования к обеспечению качества атмосферного воздуха населенных мест».</p> <p>СанПиН 2.2.1/2.1.1.-2361-08 «Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов».</p> <p>ГОСТ 12.1.003-83. Шум. Общие требования безопасности.</p> <p>Санитарные нормы СН 2.2.4/2.1.8.566-96. Производственная вибрация, вибрация в помещениях жилых и общественных зданий.</p> <p>СП 52.13330.2011 Естественное и искусственное освещение Актуализированная редакция СНиП 23-05-95*</p>
---	---

### Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:

<p>1. Анализ выявленных вредных факторов проектируемой производственной среды в следующей последовательности:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>– физико-химическая природа вредности, её связь с разрабатываемой темой;</li> <li>– действие фактора на организм человека;</li> <li>– приведение допустимых норм с необходимой размерностью (с ссылкой на соответствующий</li> </ul>	<p>Действие выявленных вредных факторов на организм человека. Допустимые нормы (согласно нормативно-технической документации). Разработка коллективных и рекомендации по использованию индивидуальных</p>
---	---

<p>нормативно-технический документ);</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>– предлагаемые средства защиты (сначала коллективной защиты, затем – индивидуальные защитные средства)</li> </ul>	средств защиты
<p>2. Анализ выявленных опасных факторов проектируемой производственной среды в следующей последовательности</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>– механические опасности (источники, средства защиты);</li> <li>– термические опасности (источники, средства защиты);</li> <li>– электробезопасность (в т.ч. статическое электричество, молниезащита - источники, средства защиты);</li> <li>– пожаровзрывобезопасность (причины, профилактические мероприятия, первичные средства пожаротушения)</li> </ul>	<p>Источники и средства защиты от существующих на рабочем месте опасных факторов (электробезопасность, термические опасности и т.д.).</p> <p>Пожаровзрывобезопасность (причины, профилактические мероприятия, первичные средства пожаротушения).</p>
<p>3. Охрана окружающей среды:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>– защита селитебной зоны</li> <li>– анализ воздействия объекта на атмосферу (выбросы);</li> <li>– анализ воздействия объекта на гидросферу (сбросы);</li> <li>– анализ воздействия объекта на литосферу (отходы);</li> <li>– разработать решения по обеспечению экологической безопасности со ссылками на НТД по охране окружающей среды.</li> </ul>	Вредные выбросы в атмосферу.
<p>4. Защита в чрезвычайных ситуациях:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>– перечень возможных ЧС на объекте;</li> <li>– выбор наиболее типичной ЧС;</li> <li>– разработка превентивных мер по предупреждению ЧС;</li> <li>– разработка мер по повышению устойчивости объекта к данной ЧС;</li> <li>– разработка действий в результате возникшей ЧС и мер по ликвидации её последствий</li> </ul>	Пожаробезопасность.
<p>5. Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>– специальные (характерные для проектируемой рабочей зоны) правовые нормы трудового законодательства;</li> <li>– организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны</li> </ul>	Организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны.
<b>Перечень графического материала:</b>	
<p>При необходимости представить эскизные графические материалы к расчётному заданию (обязательно для специалистов и магистров)</p>	Лист-плакат Схема газоочистки.

<b>Дата выдачи задания для раздела по линейному графику</b>	
---	--

**Задание выдал консультант:**

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
И.О. руководителя ОТБ	Солодский С.А.	к.т.н.		10.06.19

**Задание принял к исполнению студент:**

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B51	Хамидов Мухаммаджон Гулмуродович		10.06.19

## Аннотация

Выпускная квалификационная работа содержит 112 с, 9 рисунков, 35 таблиц, 20 источников, 1 приложение

В разработанном проекте ЭСПЦ производительностью 180000 тонн стали был разработан цех.

Выплавку стали производят в ДСП–25 с одношлаковым процессом. Внепечная обработка стали проводится, в агрегате комплексной обработки стали и вакуум камере. Разливка проводится в разливочном пролете в изложницы.

Была разработана технология выплавки, внепечной обработки и разливки стали марки St52.3N.

В экономической части расчеты показали, срок окупаемости  $T_{ок} = 4,7$  года. Годовой экономический эффект составил 390556093.3 рублей.

В разделе социальной ответственности проекта разработаны мероприятия по охране труда и охране окружающей среды.

## Annotation

Final qualifying work contains 112 p., 9 figures, 35 tables, 20 sources, 1 appendices.

A workshop was developed in the developed MSP project with a capacity of 180,000 tons of steel.

Steel production is carried out in particleboard-25 with a single-slag process. Out-of-furnace steel processing is carried out in the unit for complex processing of steel and a wookum chamber. Casting is carried out in the casting span in the mold.

The technology of smelting, secondary treatment and casting of steel grade St52.3N was developed.

In the economic part, calculations showed a payback period of Current = 4.7 years. The annual economic effect was 390556093.3 rubles.

In the section of social responsibility of the project, measures for labor protection and environmental protection are developed.

## Содержание

Введение	12
1 Объект исследования	13
1.1 Общая характеристика здания цеха	13
1.2 Организация работ в цехе	18
2 Баланс металла в цехе	25
2.1 Баланс металла в электросталеплавильном цехе	25
2.2 Расчет шихты для выплавки стали St52.3N	33
2.3 Расчет оборудования раздаточного пролета	55
3 Результаты проведенного исследования	60
3.1 Технология выплавки и разливки стали марки St52.3N	60
3.2 Подготовка печи к плавке	63
3.3 Восстановительный период	68
4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	71
4.1 Техничко-экономическое обоснование проектирования цеха	71
4.2 Расчет капитальных вложений в основные фонды	71
4.3 Расчет производственной мощности	73
4.4 Расчет штата работников и заработной платы	75
4.5 Расчет затрат на материалы	82
4.6 Расчет затрат на тепло- и энергоресурсы	83
4.7 Планирование себестоимости продукции	83
4.8 Расчет вложений в оборотные средства цеха	84
5 Социальная ответственность	88
5.1 Описание рабочего места	88
5.2 Анализ опасных факторов произведенной среды	91
5.3 Охрана окружающей среды	101

Заключение	102
Список использованных источников	103
Приложение А Патентный поиск	110

Компакт диск: В конверте  
на обороте  
обложки

ФЮРА В51.048.001.000 План цеха (Лист 1). Файл E:\План цеха.cdw в формате Компас 3-DV 16.

ФЮРА В51.048.002.000 Разрез цеха (Лист 2). Файл E:\Разрез цеха.cdw в формате Компас 3-DV 16.

ФЮРА В51.048.003.000 ЛП. Технологическая схема.

Файл E:\технологическая схема.cdw в формате Компас 3-DV 16.

ФЮРА В51.048.004.000 ЛП. Техничко-экономические показатели.

Файл E:\техничко-экономические показатели.cdw в формате Компас 3-DV 16.

ФЮРА В51.048.005.000 ЛП. Схема газоочистки.

Файл E:\Схема газоочистки.cdw в формате Компас 3-DV 16.

Графический материал: На отдель-  
ных листах

ФЮРА В51.048.001.000 План цеха

ФЮРА В51.048.002.000 СБ Технологическая схема производства

ФЮРА В51.048.003.000 ЛП Техничко-экономические показатели

ФЮРА В51.048.004.000 ЛП Схема газоочистки

## Введение

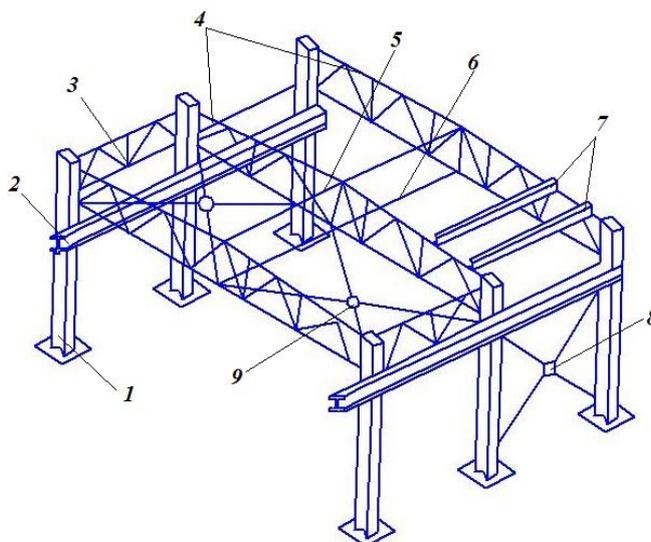
На мировом рынке производителей стали, конкурентно способными являются на сегодняшний день сталеплавильное производство, с высокой производительностью и более низкой себестоимостью сортамента выпускаемой стали, а также более высокого качества.

Юргинский машиностроительный завод имеет свободные площади для постройки нового цеха в котором будет установлены 25 тонная печь, агрегат комплексной обработки стали. Благодаря чему будет достигнута годовая производительность цеха 180000 т. стали в год. Постройка нового цеха на базе использования новейших технологий. Позволит увеличить качество выпускаемой продукции завода, снизить себестоимость сортамента стали, увеличить штат рабочих и повысить конкурентоспособность.

## 1 Объект исследования

### 1.1 Общая характеристика здания цеха

Существует три типа конструкции промышленных зданий: каркасный, бескаркасный и с неполным каркасом. В данном проекте применяется каркасный тип здания (рисунок 1).



1 – колонны; 2 – подкрановые балки; 3 – вертикальные связи между опорами ферм; 4 – стропильные фермы; 5 – вертикальные связи в коньке ферм; 6 – растяжки; 7 – прогоны; 8 – вертикальные крестовые связи между колоннами; 9 – горизонтальные крестовые связи в уровне нижнего пояса ферм

Рисунок 1 – Элементы стального каркаса

Здесь определенный набор конструктивных элементов здания (несущие элементы) образуют каркас – пространственную жесткую систему. Каркас воспринимает внешние воздействия на здание (ветер, снег), внутренние эксплуатационные нагрузки, собственную массу элементов здания и давления грунта на подземные части здания. К несущим элементам относятся фундаменты, колонны, подкрановые балки.

Другой набор конструктивных элементов каркасного здания – ограждающие элементы (крыша, стены) – изолируют оборудование, протекающие в здании процессы и работающих людей от внешнего пространства, и воздействия атмосферы.

Каркас состоит из поперечных плоских, взаимно связанных между собой рам. Каждая рама представляет собой сочетание двух вертикальных элементов (колонны) и соединяющий их горизонтальной детали (ригель) в виде балки или фермы (стропильная ферма).

Рамы связаны между собой элементами каркаса, носящими общее название – связи. По расположению различают горизонтальные и вертикальные связи. Роль горизонтальных связей выполняют и прогоны, укладываемые на верхний пояс стропильных ферм, плиты покрытия.

Вертикальные связи в виде ферм обеспечивают правильность установки верхушек колонн при монтаже, а также передачу продольных усилий с верхних участков торцевых стен на колонны.

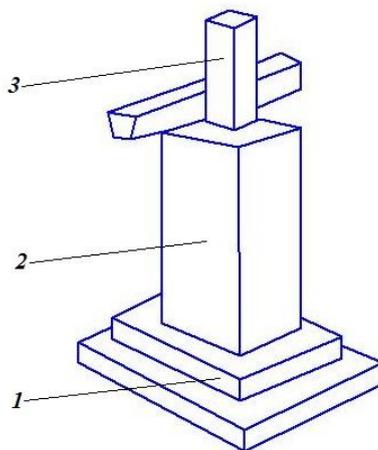
Основным материалом несущих конструкций одноэтажных промышленных зданий в настоящее время служит железобетон. Это один из наиболее долговечных и стойких материалов. С течением времени прочность его не только не уменьшается, но даже возрастает. Железобетон устойчив против коррозии и не требует защитной отделки и окраски, негорюч. Использование железобетонных конструкций позволяет уменьшить расход металла.

### 1.1.1 Конструкции фундаментов

Конструкции фундаментов промышленных зданий проектируются с учетом типа здания, геологических и гидрогеологических условий площадки строительства и общих условий организации производства строительного-монтажных работ.

Для каркасных зданий характерны одиночные столбчатые

фундаменты под несущие конструкции колонны (рисунок 2).



1 – монолитный фундамент (подошва); 2 – подколонник;  
3 – фундаментная балка

Рисунок 2 – Фундамент под отдельно стоящие колонны

### 1.1.2 Конструкция фундаментных балок

Для опирания самонесущих и навесных стен по периметру здания по обрезах фундамента укладывают фундаментные балки или рандбалки, изготавливаемые из железобетона. Фундаментную балку укладывают так, чтобы ее верхняя грань была выше уровня грунта, но ниже чистого пола помещения на 30 мм – отметка – 0,03 м. Такое расположение балки позволяет, во-первых, избежать касания грунта стенами и таким образом предотвратить их увлажнение и, во-вторых, устраивать двери и ворота без порогов.

### 1.1.3 Конструкции колонн

Колонны – основной элемент несущего каркаса одноэтажного здания (рисунок 3).

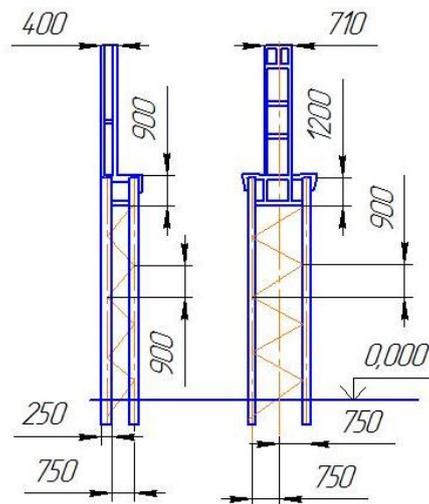


Рисунок 3 – Стальные колонны одноветвевые и двухветвевые

Они опираются на фундаменты и в свою очередь являются опорами для несущих конструкций покрытия. В зданиях, оборудованных мостовыми кранами, колонны служат также опорами для крановых балок; они могут служить опорами и для подкрановых и консольных катучих кранов, подвески трубопроводов; для крепления различного технологического и транспортного оборудования.

Колонны располагают строго по разбивочным осям. В зависимости от расположения в каркасе различают: средние колонны, их устанавливают в продольных рядах многопролетных зданий между смежными параллельными пролетами, и крайние колонны, устраиваемые вдоль наружных продольных стен. В данном проекте шаг колонн 6000 мм.

В колоннах различают верхнюю часть – надколонник, на который опираются несущие конструкции покрытия, основной стержень, по которому передаются нагрузки от покрытия и кранов. В металлической части выделяется также нижняя часть – башмак (база), передающий нагрузку колонны на фундамент.

#### 1.1.4 Конструкции подкрановых балок

Подкрановые балки с уложенными на них рельсами, образуют пути движения мостовых кранов. Поскольку подкрановые балки прочно соединяются с колоннами, они придают каркасу дополнительную жесткость.

Существует два вида подкрановых балок, разрезные и неодинаковые по длине. Разрезные балки состоят из секций длиной, равной двум шагам колонн и стыкующиеся между собой на опорных колоннах. По типу сечения – сплошные и сквозные. Балки сплошного сечения имеют профиль сплошного двутавра. Стенки балок усилены рёбрами жёсткости.

### 1.1.5 Конструкции стропильных и подстропильных ферм

Стропильные фермы несут покрытие здания. Применяем стропильные фермы с параллельными поясами. Верхний и нижний пояс имеет уклон 8 %, что компенсирует провисание конструкции при эксплуатации (рисунок 4).

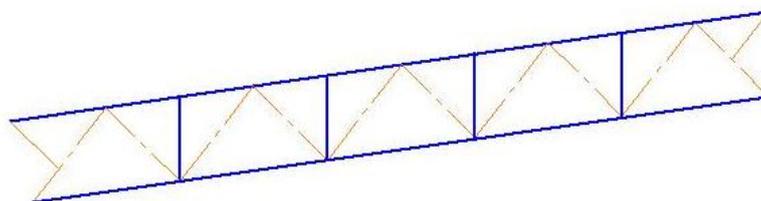


Рисунок 4 – Стропильная ферма

При проектировании конструкция подстропильных ферм принимается в зависимости от величины пролета, характера и значений действующих нагрузок, вида грузоподъемного оборудования, характера производства и других факторов.

Шаг установки стропильных ферм определяется шагом колонн крайнего ряда – 6000 мм. Таким образом, стропильная ферма с одной стороны опирается на колонну, с другой стороны – подстропильную ферму. В свою очередь подстропильная ферма опирается на соседние колонны

среднего ряда. Конструкция подстропильных ферм, в общем, такая же, как и стропильных ферм с параллельными поясами.

### 1.1.6 Конструкции стен

Наружные стены совместно с покрытиями защищают внутреннее пространство здания от внешних воздействий. В зависимости от конструкций и по роду статической работы стены подразделяют на несущие, самонесущие и навесные.

В цехе используются самонесущие стены, выполняемые из кирпича, мелких блоков или панелей. Торцевые стены испытывают большие нагрузки, в связи с этим для обеспечения их устойчивости сооружен дополнительный каркас, размещенный в плоскости стен. Он состоит из железобетонных стальных ригелей. Этот дополнительный каркас называют фахверком.

### 1.1.7 Конструкции покрытий

Покрытия служат для ограждения внутренних помещений здания от атмосферных осадков и внешних температурных воздействий. Применяют настилы из стальных листов, которые хорошо выдерживают неравномерный нагрев лучистым теплом расплавленного или раскалённого металла. Листы крепятся к прогонам металлическими болтами с крюками на концах. Для свода воды карниз выносится на 0,7 м за поверхность наружной стены. Существует недостаток, противостояние коррозии, поэтому через 7–10 лет данное покрытие следует окрашивать.

## 1.2 Организация работ в цехе

Проектируемый цех состоит из четырех пролётов: печного пролёта,

бункерного пролёта, внепечной обработки пролёта, и разливочного пролета.

### 1.2.1 Организация работ в печном пролете

В печном пролёте установлена одна дуговая сталеплавильная печь (ДСП) вместимостью 25 тонн, находящаяся в шумо-пылезащитной камере, оснащённая трансформатором 16,5 МВА который расположен на рабочей площадке.

Шумо-пылезащитная камера позволяет существенно повысить эффективность улавливания газов. Камера со звукоизоляцией из пеношамота имеет подвижный нижний щит для обслуживания рабочего окна печи и два верхних подвижных щита, которые при загрузке шихты, смене и перепуске электродов, и других крановых работах раздвигаются вправо и влево, вспомогательное оборудование для проведения металлургических процессов и обслуживание печи.

На рабочей площадке установлены стенды для хранения и наращивания электродов и помещения для управления ДСП.

Работа печного пролета подчинена выполнению следующих задач: доставка и загрузка в печь металлошихты, заправка печей, доставка электродов и организация их наращивания по мере расхода, организация уборки шлака, выпуск жидкого металла в сталеразливочный ковш, организация капитальных, холодных и горячих ремонтов печей.

Печь установлена выше нулевой отметки, такое конструкционное решение имеет ряд достоинств:

- удобно обслуживать нижние механизмы печи;
- можно лучше организовать уборку шлака;
- появляется дополнительная площадь под рабочей площадкой, которая используется под складские помещения.

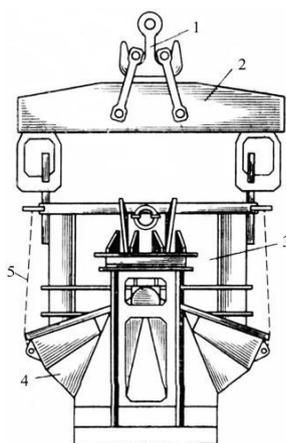
Для обслуживания печи сооружена рабочая площадка, представляющая собой металлическую конструкцию из опорных колонн,

продольных и поперечных балок и настила. Настил делается из железобетонных плит или выкладывается из огнеупорных кирпичей.

Уровень рабочей площадки 4 метра. На рабочей площадке расположен пост управления печью. Ширина рабочей площадки определяет ширину печного пролёта, она его перекрывает. По длине рабочая площадка не доходит до торцов печного пролёта, следовательно, мостовые краны могут обслуживать нулевую отметку печного пролёта. На нулевой отметке в торцах пролёта расположены стенды для ремонта свода печи.

Пролёт обслуживается двумя литейными кранами грузоподъёмностью 50/12,50. Работа с бадьями (загружёнными и порожними), транспортировка печных трансформаторов на ревизию и обратно выполняется главным подъёмом. Вспомогательные работы перепуск и замена электродов на печи, подача инструмента, огнеупоров, работа с заправочными машинами, отгрузка мусора выполняется малым подъёмом.

Подготовка и загрузка металлошихты в бадьи осуществляется в отделении подготовки лома, откуда на автобадьевозах доставляется в печной пролёт ЭСПЦ. В печном пролете саморазгружающиеся бадьи (рисунок 5)



1 – крюк главного подъема крана; 2 – траверса; 3 – корпус;  
4 – челюсти; 5 – канат.

Рисунок 5 – Завалочная бадья грейферного типа

С автобадьезов поднимают завалочным мостовым краном, и устанавливаются в непосредственной близости от печи. У шумозащитной камеры печи подвижные щиты раздвигаются, отворачивается свод печи, бадьез поднимается краном и происходит загрузка металлолома в печь.

Скачивание и уборка шлака осуществляется через рабочее окно печи. Шлак самотеком удаляется из печи в чугунную шлаковую чашу, установленную стационарно под печью. Объем шлаковой чаши составляет 11 м<sup>3</sup>, и он рассчитывается на прием шлака от одной – двух плавки. Подачу шлаковой чаши под печь и транспортировку наполненных чаш в шлаковое отделение осуществляют автошлаковозом (рисунок 6).

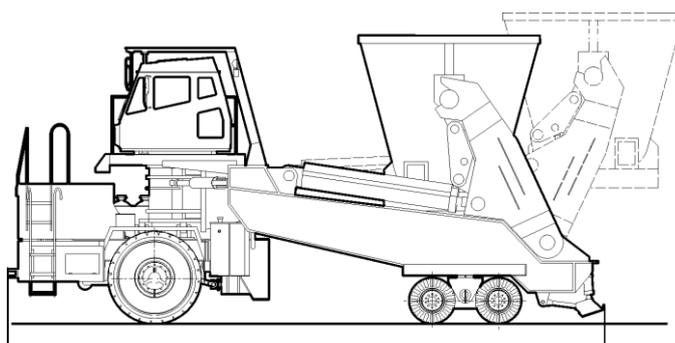


Рисунок 6 – Автошлаковоз

### 1.2.2 Организация работ в бункерном пролете

Бункерный пролет предназначен для хранения оперативного запаса сыпучих материалов (шлакообразующие, окислители, ферросплавы, заправочные) находящихся в стационарных бункерах вместимостью 20-30 м<sup>3</sup>, установленных над рабочей площадкой между печным и раздаточным пролетами.

Обслуживание бункерного пролета осуществляется с помощью мостового крана грузоподъемностью 10 тонн. Ввод сыпучих и ферросплавов в печь, окруженную шумозащитным кожухом, может быть осуществлен

через специальное отверстие в своде по труботечкам.

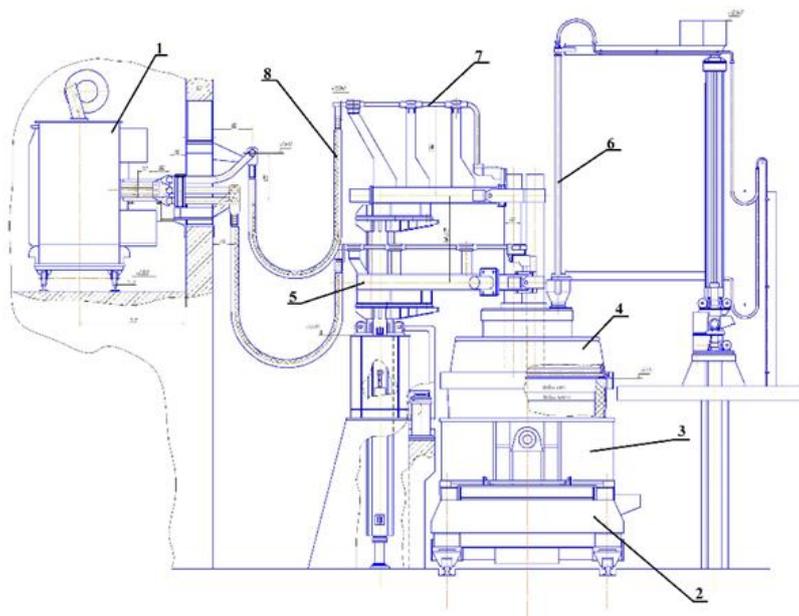
Сыпучие ферросплавы поступают из ОПС на автободьевозе в бункерный пролет. Расходные бункера загружаются с помощью мостового крана. Под каждым расходным бункером установлен вибропитатель и бункерные весы. Под весами ленточный конвейер, который подает материал в распределительную воронку и по труботечкам попадает в ДСП, АКОС. Управление осуществляется с пульта управления печью.

Система не может работать с раскаленными материалами, что при выплавке ряда марок стали очень важно. По этой причине применяется заправочная машина, при работе которых неизбежна потеря производительности печей. Кроме того, в системе не предусмотрена загрузка заправочной машины. Для загрузки её на рабочей площадке установлен блок расходных бункеров.

### 1.2.3 Организация работ внепечной обработка пролёте

В внепечной обработка пролете размещены: один АКОС, вакуумная камера, участок ремонта сталеразливочных ковшей, стенд ломки футеровки сталеразливочных ковшей, стенд для хранения сталеразливочных ковшей, стенд для монтажа шибберных затворов, передаточная тележка.

После выпуска стали в ковш на сталевозе, в него подаются сыпучие для наведения шлака защищающий металл от вторичного окисления. Далее ковш с металлом на сталевозе переезжает в раздаточный пролет, где краном раздаточного пролёта ковш устанавливают под свод АКОСа (рисунок 7).



1 – трансформатор; 2 – тележка передаточная; 3 – ковш  
сталерозливочный;

4 – свод АКОСа; 5 – электрододержатель; 6 – фурма; 7 – трубы  
токопроводящие; 8 – кабель гибкий

Рисунок 7 – Схема агрегата ковш-печь

Управление сталевозом дистанционное, точность остановки сталевоза  $\pm 30$  мм.

В АКОСе выполняются практически все технологические операции: раскисление, легирование, десульфурация, вдувание порошкообразных материалов, подогрев металла, продувка нейтральным газом.

Пролет внепечной обработки обслуживается литейными кранами. Работа с ковшами (разливка стали, кантовка) выполняется главным подъемом. Для перестановки шлаковых чаш, разгрузки оборудования используется средний подъем, для вспомогательных работ – транспортировка огнеупоров, стопоров используется малый подъем.

### 1.2.5 Организация работ в разливочном пролете

Этот пролет предназначен для проведения разливки металла с целью

получения слитков. В разливочном пролете установлены: разливочный плац, стенд для хранения изложниц, стенд для охлаждения ковшей, шлаковые чаши, склад готовой продукции, передаточная тележка. Имеется мостовой кран и стипперный кран

После внепечной обработки ковш с металлом с помощью мостового крана устанавливается на передаточную тележку и переезжает в разливочный пролет, где с помощью крана разливочного пролета происходит разливка в изложницы. После остывания слитки извлекаются из изложниц стипперным краном и отправляются в склад готовой продукции

## 2 Баланс металла в цехе

### 2.1 Баланс металла в электросталеплавильном цехе

Для составления баланса необходимо определить количество отходов, образующихся в металлургических и механических цехах.

Отходы, которые могут быть использованы в качестве шихты для плавки стали, называют возвратимыми отходами. Отходы, которые не могут быть использованы как шихта, невозвратимые отходы.

Проектируемый цех будет производить 180000 тонн в год, низколегированных марок стали. Сортамент и состав приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Сортамент и химический состав сталей, выплавляемых в ЭСПЦ

Номер группы	Производство тыс.т/год	Наименование группы	Марки стали	Химический состав, %				
				C	Mn	Si	Cr	Ni
1	100	Сталь углеродистая ГОСТ DIN 17100	St 52-3	0.2	1.6	0,55	0,3	-
			080M40	0,38-0,44	0,6-0,9	0,55	0,3	-
			070M20	0,13-0,22	0,6-0,9	0,15-0,45	0,3	-
			CK45	0,42-0,5	0,5-0,8	0,1-0,35	0,4	-
			C 22.8	0,18-0,22	0,4-0,9	0,15-0,35	0,3	-
			Среднее по группе		0,81	0,4	0,32	-
2	40	Хромистая ГОСТ 4543-71	20X	0,17-0,23	0,5-0,8	0,17-0,37	0,7-1,0	-
			30X	0,25-0,33	0,5-0,8	0,17-0,37	0,8-1,0	-
			35X	0,31-0,39	0,5-0,8	0,17-0,37	0,8-1,0	-
			40X	0,36-0,44	0,5-0,8	0,17-0,37	0,8-1,0	-
			50X	0,46-0,54	0,5-0,8	0,17-0,37	0,8-1,0	-
			Среднее по группе		0,65	0,27	0,95	-
3	25	Углеродистая Качественная конструкционная ГОСТ 1050-74	20	0,17-0,24	0,35-0,65	0,17-0,37	-	-
			40	0,37-0,45	0,50-0,80	0,17-0,37	-	-
			50	0,47-0,55	0,50-0,80	0,17-0,37	-	-
			60Г	0,57-0,65	0,70-1,00	0,17-0,37	-	-
			Среднее по группе		0,70	0,27	-	-

Продолжение таблицы 1

4	15	Хромоникелевая ГОСТ 4543-71	03ХН25	0,18	0,6-1,4	0,15-0,35	0,3	0,4
			40ХН	0,36-0,44	0,50-0,80	0,17-0,37	0,45-0,75	1,00-1,40
			Среднее по группе		0,825	0,26	0,75	0,8
ВСЕГО	180							

Опираясь на сортамент выплавляемых цехами марок стали рассчитывают количество возвратимых отходов и потребность в шихте на одну тонну готовой продукции. Результаты приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Собственные отходы электросталеплавильного цеха и потребность в металлической шихте

Группа марок	Производство, т/год	Возвратимые отходы						Угар		Требуется металлической шихты, т/год
		Обрезь		Скрап		всего		%	т	
		%	т	%	т	%	т			
1	100000	4	4000	0,7	768	4,7	4713,3	7	7000	116481,3
2	40000	3,5	1400	0,7	280	4,2	1680	6	2400	45760
3	25000	3,5	875	0,7	175	4,2	1050	7	1750	28850
4	15000	3,5	525	0,7	105	4,2	630	7	1050	17310
Всего	180000		6800		1328		8073,3		12200	208401,3

Расход шихты на 1 т. продукции составит:

$$f = \frac{\text{Ш}}{Q}; \quad (1)$$

$$f = \frac{208401,3}{180000} = 1,15.$$

В соответствии с этим выход годного по цеху составит:

$$f = \frac{Q}{\text{Ш}} \% ; \quad (2)$$

$$f = \frac{Q}{\text{Ш}} = \frac{180000}{208401,3} \times 100\% = 86,37.$$

Таблица 3 – Количество отходов при разливке в изложницы

Группа марок	Поступило на обработку, тыс. тонн	Обрезь		Угар		КР	Масса годного, тыс. тонн
		%	т	%	т		
1	100	9,0	9	2	2	1,13	88,5
2	40	9,0	3,6	2	0,8	1,13	35,4
3	25	9,0	2,25	2	0,5	1,13	22,1
4	15	9,0	1,35	2	0,3	1,13	13,3
Всего	180		16,2		3,6		159,3

Коэффициент расхода (КР), характеризующий расход слитков на 1т годных поковок равен:

$$КР = 100/(100-a-b) = 100/89 = 1,13. \quad (3)$$

По данным таблицы 3 составляется таблица 4.

Таблица 4 – Баланс металла по цехам тыс. т

Статьи баланса	Группа марок				Сумма, т
	1	2	3	4	
Отходы: обрезь	9000	3600	2250	1350	16200
угар	2000	800	500	300	3600
Годные слитки	88500	35400	22100	13300	159300
Итого	99500	39800	24850	14950	179100

По данным таблицы вычисляется сквозной коэффициент расхода слитков:

$$\text{СКР} = \frac{(\text{масса слитков из электросталеплавильного цеха})}{(\text{масса проката на складе готовой продукции})}, \quad (4)$$

$$\text{СКР} = \frac{180000}{179100} = 1,01.$$

И выход годного:

$$\text{ВГ} = \frac{100}{(\text{СКР})} = \frac{100}{1,01} = 99 \%. \quad (5)$$

Таблица 5 – Общее количество возвратимых отходов тыс. т

Источник поступления	Группа марок				Сумма, т
	1	2	3	4	
Из ЭСПЦ	4713,3	1680	1050	630	8073,3
Из прокатных цехов	9000	3600	2250	1350	16200
Всего	13713,3	5280	3300	1980	24273,3

### 2.1.1 Расход ферросплавов и легирующих материалов

Возвратимые отходы электросталеплавильного цеха и прокатных цехов используются для выплавки стали методом переплава. При расплавлении шихты часть легирующих элементов окисляется, коэффициент усвоения (использования) легирующих отходов зависит от многих факторов, таких как сродство к кислороду, содержание элементов в

отходах, насыпной вес скрапа. Обычно принимают, что кремний, алюминий и другие высокоактивные элементы выгорают полностью (коэффициент усвоения равен нулю).

Таблица 6 – Возврат легирующих из отходов, тыс.т.

Группа	Масса возвратимых отходов	Возврат марганца			Возврат хрома			Возврат никеля		
		Среднее содержание, %	Коэффициент усвоения	Масса марганца из отходов	Среднее содержание, %	Коэффициент усвоения	Масса хрома из отходов	Среднее содержание, %	Коэффициент усвоения	Масса никеля из отходов
1	13713,3	0,81	0,8	88,86	0,32	0,85	37,3	0,4	0,97	53,21
2	5280	0,65	0,8	27,45	0,95	0,85	42,6	-	-	
3	3300	0,70	0,8	18,48	-	-		-	-	
4	1980	0,825	0,8	13,1	0,75	0,85	12,6	0,8	0,97	15,36
Итого	24273,3			147,89			92,5			68,57

Потребность цеха в ферросплаве какого-либо вида производится с помощью формулы:

$$\Phi = \frac{G(a-b) - 100 \cdot B}{m \cdot n}, \quad (6)$$

где  $\Phi$  – масса ферросплава, т;

$G$  – масса жидкого металла, т;

$a$  – содержание данного элемента в готовой стали, %;

$b$  – содержание его в ванне перед легированием, % ;

$B$  – возврат элемент из легированных отходов (лома), т;

$m$  – базовое содержание элементов в ферросплаве, %;

$n$  – коэффициент усвоения.

Таблица 7 – Потребность цеха в феррохроме

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание хрома в стали, %	Остаточная концентрация хрома, %	Возврат хрома	Содержание хрома в феррохроме, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве, тыс.т
1	104713,3	0,32	0	37,3	80	0,95	391,8

Продолжение таблицы 7

2	41680	0,95	0	42,6	80	0,95	465
4	15630	0,75	0	12,6	80	0,95	137,6
Сумма	162023,3			92,5			994,4

$$\Phi_1 = \frac{104713,3 \cdot (0,32 - 0) - 100 \cdot 37,3}{0,95 \cdot 80} = 391,8;$$

$$\Phi_2 = \frac{41680 \cdot (0,95 - 0) - 100 \cdot 42,6}{0,95 \cdot 80} = 465;$$

$$\Phi_3 = \frac{15630 \cdot (0,75 - 0) - 100 \cdot 12,6}{0,95 \cdot 80} = 137,6.$$

Таблица 8 – Потребность цеха в ферромарганце

Группа марок	Масса Жидкого	Среднее Содержание марганца в стали, %	Остаточная концентрация марганца, %	Возврат марганца, т	Содержание марганца в ферромарганце, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве, тыс.т
1	104713,3	0,81	0,1	88,86	65	0,95	1060,1
2	41680	0,65	0,1	27,45	65	0,95	326,8
3	26050	0,70	0,1	18,48	65	0,95	223,2
4	15630	0,825	0,1	13,1	65	0,95	162
Сумма	188073,3			148			1772,1

$$\Phi_1 = \frac{104713,3 \cdot (0,81 - 0,1) - 100 \cdot 88,86}{0,95 \cdot 65} = 1060,1;$$

$$\Phi_2 = \frac{41680 \cdot (0,65 - 0,1) - 100 \cdot 27,45}{0,95 \cdot 65} = 326,8;$$

$$\Phi_3 = \frac{26050 \cdot (0,70 - 0,1) - 100 \cdot 18,48}{0,95 \cdot 65} = 223,2;$$

$$\Phi_4 = \frac{15630 \cdot (0,825 - 0,1) - 100 \cdot 13,3}{0,95 \cdot 65} = 162.$$

Таблица 9 – Потребность цеха в ферросилиции

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание кремния в стали, %	Остаточная концентрация кремния, %	Возврат, т	Содержание кремния в ферросилиции, %	Кэф-фициент усвоения	Потребность в сплаве
1	104713,3	0,4	0	0	75	0,9	620,5
2	41680	0,27	0	0	75	0,9	166,7
3	26050	0,27	0	0	75	0,9	104,2
4	15630	0,26	0	0	75	0,9	60,2
Сумма	188073,3			0			951,6

$$\Phi_1 = \frac{104713,3 \cdot (0,4 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 620,5;$$

$$\Phi_2 = \frac{41680 \cdot (0,27 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 166,7;$$

$$\Phi_3 = \frac{26050 \cdot (0,27 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 104,2;$$

$$\Phi_4 = \frac{15630 \cdot (0,26 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 60,2.$$

Расход алюминия для конечного раскисления составляет 0,4 кг/т.

Таблица 10 – Потребность цеха в никеле

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание никеля в стали, %	Остаточная концентрация никеля, %	Возврат, т	Содержание никеля в ферросилиции, %	Кэф-фициент усвоения	Потребность в сплаве
1	104713,3	0,4	0,25	53,21	100	0,97	107,1
4	15630	0,8	0,25	15,36	100	0,97	72,8
Сумма	120343,3			68,57			180

$$\Phi_1 = \frac{104713,3 \cdot (0,4 - 0,25) - 100 \cdot 53,21}{0,97 \cdot 100} = 107,1.$$

$$\Phi_1 = \frac{15630 \cdot (0,8 - 0,25) - 100 \cdot 15,36}{0,97 \cdot 100} = 72,8.$$

Таблица 11 – Баланс металла по электросталеплавильному цеху

Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
Стальной лом	188356,6	Годные слитки	180000
Собственные отходы	24273,3	Обрезь ЭСПЦ	6800
Ферромарганец	1772,1	Скрап	1328
Феррохром	994,4	Угар	12200
Никель	180	Обрезь	16200
Ферросилиций	951,6	Итого	216528
Итого	216528		

## 2.2 Расчет шихты для выплавки стали St52.3N

### 2.2.1 Исходные данные

Расчет материального баланса производится на 100 кг шихты.

Таблице 12 – Химический состав углеродистого лома, оборотного лома, кокса и готовой стали приведен

Наименование материала	Элементы, %										
	C	Mn	Si	P	S	Cu	Ni	Cr	Fe	Al	
Лом углеродистый ГОСТ 2187-75	0,30	0,50	0,27	0,40	0,042	0,15	0,20	0,20	Ост.		70 %
Оборотный лом	0,20	1,1	0,30	0,030	0,030	≤ 0,30	≤ 0,40	≤ 0,30		0,030	30 %
Средний химический состав лома	0,27	0,68	0,28	0,037	0,038						100 %
Готовая сталь марки St 52 - 3	0,17- 0,22	0,90- 1,6	≤ 0,55	≤ 0,035	≤ 0,035	≤ 0,30	≤ 0,40	≤ 0,30		0,02- 0,06	
Кокс	82,0				0,080						

Таблице 13 – Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов приведён

Материалы	Состав, %									
	CaO	MgO	Mn	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Влага	Σ
Известь	92,0	3,3		2,5	1,0	0,60		0,10		100,0
Плавиновый Шпат				4,0		1,0	95,0			100,0
Железная Руда	6,2			2,8	1,0	90,0				100,0
Магнезит	1,0	92,0	1,0	3,0	1,0	2,0				100,0

Таблица 14 – Химический состав применяемых при плавке раскислителей и легирующих приведен

Наименование материала	Элемент, %					
	Si	Mn	Cr	C	P	S
Ферросилиций ФС-45 ГОСТ 1415	45	≤0,40	≤0,40		≤0,05	≤0,02
Силикомарганец MnC 20 ГОСТ 4756	20	70		1,5	0,10	≤0,03

Таблица 15 – На основе практических данных приведены коэффициенты усвоения элементов из применяемых ферросплавов и кокса.

Наименование материала	Элемент	Коэффициент усвоения, (η), %
Ферросилиций	Si	50.0
Силикомарганец	Si	70.0
Марганец	Mn	97.0
Алюминий	Al	50.0
Кокс	C	60.0

### 2.2.2 Расчёт составляющих завалки

Задаёмся химическим составом готовой стали, который приведён в таблице 16.

Таблица 16 – Химический состав готовой стали

Элемент	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu	Al
Содержание, %	0,20	0,30	1,1	0,015	0,015	≤ 0,30	≤ 0,40	≤ 0,30	0,03

Определяем соотношение между составляющими шихты.

Шихтовка по углероду.

Согласно данным таблицы 13 углерод в шихту вносится углеродистым

ломом, обратным ломом и коксом, т.е.:

$$C_{ш} = C_{угл.лом} + C_{об.лом} + C_{к.} \quad (7)$$

После расплавления шихты в металле должно быть углерода  $C_{распл.}$ :

$$C_{распл.} = C_{ш} + \Delta C_p, \quad (8)$$

где  $\Delta C_p$  – количество окисленного углерода в период расплавления, %.

В зависимости от количества окислителя, легковесности металлического лома и других факторов  $\Delta C_p = 0,1-0,2$  % по абсолютной величине. Принимаю  $\Delta C_p = 0,1$  %. В тоже время содержание углерода в металле по расплавлению можно выразить соотношением:

$$C_{распл.} = C_{к.о.п.} + \Delta C_{о.п.}, \quad (9)$$

где  $C_{к.о.п.}$  – содержание углерода в металле в конце окислительного периода, % ;

$C_{о.п.}$  – количество окисленного углерода в окислительный период, %.

По практическим данным в окислительный период окисляются от 0,2 до 0,5 % углерода. Принимаю  $\Delta C_{о.п.} = 0,3$  %.  $C_{к.о.п.}$  можно выразить соотношением:

$$C_{к.о.п.} = C_{г.ст.} - C_{акп.}, \quad (10)$$

где  $C_{г.ст.}$  – содержание углерода в готовой стали, %, согласно таблице  $13C_{г.ст.} = 0,2$  %;

$C_{акп.}$  – количество углерода, вносимого в металл в агрегате ковш-печь, %.

Подставляя в уравнение (88) выражение (90), получаю:

$$C_{распл.} = C_{г.ст.} - C_{акп.} + C_{о.п.}, \quad (11)$$

Из равенства (88) и (91) получаю  $C_{ш} + \Delta C_p = C_{г.ст.} - C_{акп.} + C_{о.п.}$ , следовательно:

$$C_{ш.} = C_{г.ст.} + \Delta C_p + \Delta C_{о.п.} - C_{акп.} \quad (12)$$

Определяем количества углерода, вносимого в металл в агрегате ковш-печь

Количество углерода, внесенное в металл ферросплавами:

$$C_{\text{фер.}} = ([X]_{\text{г.ст.}} + [C]_{\text{фер.}}) \cdot 100 / ([X]_{\text{фер.}} \cdot \eta_x), \quad (13)$$

где  $[X]_{\text{г.ст.}}$  – содержание легирующего элемента в готовой стали (таблица 13), %;

$[C]_{\text{фер.}}$  – содержание углерода в данном ферросплаве (таблица 15), %;

$[X]_{\text{фер.}}$  – содержание легирующего элемента в данном ферросплаве (таблица 15), %;

$\eta_x$  – коэффициент извлечения легирующего элемента из ферросплава, (таблица 16), %.

Из таблицы 15 следует, что углерод есть только в силикомарганце.

Принимаю  $C_{\text{СМН20}} = 1,5$  %,  $\text{Mn}_{\text{СМН20}} = 70$  %,  $[\text{Mn}]_{\text{г.ст.}} = 1,1$  %.

Имеем:

$$C_{\text{фер.}} = (1,1 + 1,5) \cdot 100 / (70 \cdot 97) = 0,038 \text{ \%}.$$

Определяю из уравнения (93) содержание углерода в шихте:

$$C_{\text{ш.}} = 0,2 + 0,1 + 0,3 - 0,038 = 0,562 \text{ \%}.$$

Количество углерода в шихте равно:

$$G_{\text{Сш.}} = G_{\text{ш.}} \cdot \frac{C_{\text{ш.}}}{100} = 100 \cdot \frac{0,562}{100} = 0,562 \text{ кг.} \quad (14)$$

Количество кокса можно выразит соотношением:

$$G_{\text{Ск}} = \frac{G_{\text{к}} \cdot C_{\text{к}} \cdot \eta_c}{100 \cdot 100}, \quad (15)$$

где из таблице 15 и таблице 16 принимаю  $C_{\text{к}} = 82$  %,  $\eta_c = 60$  %.

Имеем:

$$G_{\text{Ск}} = \frac{G_{\text{к}} \cdot C_{\text{к}} \cdot \eta_c}{100 \cdot 100} = 0,492 \cdot G_{\text{к}} \text{ кг.}$$

Определение количества металлического лома ( $G_{\text{лома}}$ )

Вес металлического лома в завалке составит:

$$G_{\text{лома}} = G_{\text{ш.}} - G_{\text{к}} = 100,0 - G_{\text{к}}, \text{ кг.} \quad (16)$$

Это количество металлического лома внесет углерода, кг.:

$$G_{\text{Слома}} = \frac{G_{\text{лома}} \cdot C_{\text{лома}}}{100}, \quad (17)$$

где  $C_{\text{лома}}$  – содержание углерода в металлического ломе по таблице 13, %

$$G_{\text{Слома}} = \frac{(100,0 - G_{\text{к}}) \cdot 0,27}{100}.$$

Полученные значения  $C_{\text{ш}}$ ,  $G_{\text{Слома}}$  и  $G_{\text{к}}$  подставляю в выражение (96).

Получаю:

$$0,562 = (100,0 - G_{\text{к}}) \cdot 0,27 / 100 + 0,492 \cdot G_{\text{к}}, \quad (18)$$

Решая уравнение (98), определяю  $G_{\text{к}} = 0,596$  кг, тогда  $G_{\text{Слома}} = 99,404$  кг.

Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами приведено в таблице 17.

Таблица 17 – Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами приведено

Наименование материала	Вес, кг.	Содержание элементов, внесенных в металл, кг									
		C	Mn	Si	S	P	Cu	Ni	Cr	Fe	$\Sigma$
Металлический лом	99.404	0.301	0.50 2	0.271	0.042	0.040	0.150	0.201	0.201	97.6 96	
Кокс	0.596	0.293									
Итого, кг.	100	0.594	0.502	0.271	0.042	0.040	0.150	0.201	0.201	97.6 96	99.6 97
Итого, %		0.596	0.503	0.272	0.042	0.040	0.150	0.201	0.201	97.9 92	100

### 2.2.3 Период расплавления и окислительный период

Плавку ведем с применением железной руды и технического кислорода. Условно принимаем, что технический кислород расходуется лишь на реакцию окисления углерода и железа, а остальные окислительные реакции идут за счет закиси железа железной руды.

В период расплавления и окислительный период окисляются следующие элементы:

1) углерод окисляется на  $\Delta C = \Delta C_{\text{р}} + \Delta C_{\text{о.п.}} = 0,1 + 0,3 = 0,4$  %:

$$G_{\Delta C} = \frac{99,697 \cdot 0,4}{100} = 0,398 \text{ кг.} \quad (19)$$

2) кремний окисляется полностью – 0,271 кг;

3) марганец окисляется на 55 – 70 %. Принимаю – 65 %, тогда:

$$G_{Mn} = \frac{0,502 \cdot 65,0}{100} = 0,33 \text{ кг.} \quad (20)$$

4) сера, медь, никель, молибден полностью переходят в металл;

5) фосфор в готовом металле должно быть 0,010 %. Следовательно, нужно окислить  $\Delta P = 0,036 - 0,010 = 0,026$  %, тогда:

$$G_p = \frac{G_{мет.} \cdot \Delta P}{100} = \frac{99,697 \cdot 0,026}{100} = 0,026 \text{ кг.} \quad (21)$$

6) железо окисляется на 2- 4 %. Принимаю – 3 %, тогда:

$$G_{Fe} = \frac{97,696 \cdot 3,0}{100} = 2,93 \text{ кг.} \quad (22)$$

По практическим данным около 90 % железа окисляется до  $Fe_2O_3$  и испаряется в зоне электрических дуг, около 10 % окисляется до  $FeO$  и  $Fe_2O_3$  и переходит в шлак, причем задаемся соотношением  $FeO / Fe_2O_3 = 2-4$ .

Принимаю  $FeO / Fe_2O_3 = 3$ , т.е. из 10 % окислившегося железа в шлак 7,5 % железа окисляется до  $FeO$ , а 2,5 % железа – до  $Fe_2O_3$ .

Таким образом, в шлак переходит:

$$\frac{2,93 \cdot 10}{100} = 0,293 \text{ Fe, кг.} \quad (23)$$

Из этого количества окисляется:

$$FeO = \frac{0,293 \cdot 75}{100} = 0,220 \text{ кг;} \quad (24)$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,293 \cdot 25}{100} = 0,073 \text{ кг.} \quad (25)$$

В зоне электрических дуг испаряется:

$$\frac{2,93 \cdot 90}{100} = 2,637 \text{ Fe и } Fe_2O_3, \text{ кг.} \quad (26)$$

В таблице 18 приводится необходимое количество закиси железа для окисления указанных элементов и количество образовавшихся оксидов.

В таблице 19 приводится необходимое количество кислорода для окисления углерода и железа шихты и количество образовавшихся оксидов.

Таблица 18 – Количество закиси железа (FeO) и образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента	Потребное количество FeO, кг.	Количество образовавшегося оксида, кг.	Количество восстановленного в металл железа, кг.
$[Mn]+(FeO)=(MnO)+[Fe]$	0,33	$0,33 \cdot 72/55=0,432$	$G_{MnO}=0,33 \cdot 71/55=0,426$	$Fe=0,33 \cdot 56/55=0,336$
$[Si]+2(FeO)=(SiO_2)+2[Fe]$	0,271	$0,271 \cdot 72 \cdot 2/28=1,39$	$G_{SiO}=0,271 \cdot 60/28=$ $=0,58$	$Fe=0,271 \cdot 112/28=1,084$
$2[P]+5FeO=(P_2O_5)+5[Fe]$	0,026	$0,026 \cdot 72 \cdot 5/62=0,151$	$G_{P_2O_5}=0,026 \cdot 142/62=$ $=0,06$	$Fe=0,026 \cdot 5 \cdot 56/62=0,11$ 7
Итого :		$\Sigma FeO = 1,973$		$\Sigma Fe = 1,537$

Таблица 19 – Количество кислорода и образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента, кг.	Необходимое количество кислорода, кг.	Количество образовавшегося оксида, кг.
$[C]+(FeO)=(CO)+[Fe]$	0,398	$0,398 \cdot 16/12=0,53$	$CO=0,398 \cdot 28/12=0,928$
$Fe+0,5O_2=FeO$	0,220	$0,220 \cdot 16/56=0,062$	$FeO=0,220 \cdot 72/56=0,282$
$2Fe+1,5O_2=Fe_2O_3$	0,073	$0,073 \cdot 3 \cdot 16/112=0,031$	$Fe_2O_3=0,073 \cdot 160/112=$ $=0,104$
Испаряется в зоне дуг	2,637	$2,637 \cdot 3 \cdot 16/112=1,130$	$Fe_2O_3=2,637 \cdot 160/112=$ $=3,767$
Итого:		$\Sigma = 1,753$	

Определение количество шлака окислительного периода и периода расплавления

Одной из задач окислительного периода является удаление фосфора из металла. По существующей технологии около 80 % P удаляется из металла в период расплавления, а остальное количество – в начале окислительного периода.

Коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом выражается следующим соотношением:

$$\frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = \frac{\{P_{исх.} - [P]\} \cdot 229}{[P]^2 \cdot Ш_{о.п.}}, \quad (27)$$

где  $(P_2O_5) / [P]^2$  – коэффициент распределения между металлом и шлаком;  
 $P_{исх.}$  – содержание фосфора в шлаке, %;  
 $[P]$  – содержание фосфора в готовом металле, %;  
 $Ш_{о.п.}$  – количество шлака, % (от массы металла).

Принимаю  $CaO / SiO_2 = 2,8$ ;  $FeO = 20$  %;  $t = 1600^{\circ}C$ ;  $(P_2O_5) / [P]^2 = 10850$ .

Из выражения (107) определяю количество шлака. Принимаю  $P_{исх.} = 0,036$  %;  $[P] = 0,010$  %, получаю:

$$Ш_{о.п.} = \frac{(0,036 - 0,010) \cdot 229}{(10850 \cdot 0,010^2)} = 5,49 \text{ кг.} \quad (28)$$

Определение состава шлака окислительного периода

Для упрощения расчета принимаю, что шлак в основном состоит из окислов примесей, для хорошей дефосфорации принял, что  $(FeO) = 20$  %, а основность шлака  $CaO / SiO_2 = 2,8$ .

По практическим данным около 10 %  $MgO$  из подины перейдет в шлак, т.е.:

$$G_{Ш_{о.п.}} = G_{MnO} + G_{P_2O_5} + G_{Fe_2O_3} + G_{MgO} + G_{FeO} + G_{SiO_2} + G_{CaO}, \quad (29)$$

Количество  $(MnO)$ ,  $(P_2O_5)$ ,  $(Fe_2O_3)$  приведено в табл. Количество  $(FeO)$ ,  $(MgO)$ , содержащиеся в шлаке:

$$G_{FeO} = \frac{G_{Ш_{о.п.}} \cdot (FeO)}{100} = \frac{5,49 \cdot 20}{100} = 1,1 \text{ кг;} \quad (30)$$

$$G_{MgO} = \frac{G_{Ш_{о.п.}} \cdot (FeO)}{100} = \frac{5,49 \cdot 20}{100} = 0,549 \text{ кг.} \quad (31)$$

Так как основность шлака  $CaO / SiO_2 = 2,8$ , содержание  $CaO$  в шлаке можно выразить  $CaO = 2,8 \times SiO_2$ . Таким образом, получаем из уравнения:

$$5,49 = 0,426 + 0,06 + 0,105 + 0,549 + 1,1 + G_{SiO_2} + 2,8 \cdot G_{SiO_2},$$

отсюда  $G_{SiO_2} = 0,855$  кг,  $G_{CaO} = 2,394$  кг.

Данные о весовом количестве и химическом составе шлака окислительного

периода приведены в таблице 20.

Таблица 20 – Химический состав шлака окислительного периода

Окисел	CaO	SiO <sub>2</sub>	MnO	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	Итого
Масса, кг	2,394	0,855	0,426	1,1	0,105	0,06	0,549	5,49
%	43,60	15,57	7,75	20	1,91	1,09	10	100,00

#### Определение расхода извести

Расход извести  $G_{\text{изв}}$  для обеспечения заданной основности шлака равен:

$$G_{\text{изв}} = \frac{(CaO)_{\text{шл}} \cdot 100}{(CaO)_{\text{изв}}} = \frac{2,394 \cdot 100}{92} = 2,602 \text{ кг.} \quad (32)$$

#### Определение расхода железной руды

Для поддержания в шлаке FeO = 20 % требуется 1,1 кг FeO, но в шлаке уже есть 0,284 кг FeO (таблица 20). Следовательно, потребность в FeO составляет:

$$(FeO) = 1,1 - 0,284 = 0,816 \text{ кг.} \quad (33)$$

При окислении элементов Mn, Si, P тратится 1,973 кг FeO (таблица 20). Таким образом, общая потребность в FeO = 0,816 + 1,973 = 2,789 кг. Необходимое количество FeO вносится железной рудой.

В пересчете на Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> по реакции:



потребуется следующее количество Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>:

$$G_{Fe_2O_3} = \frac{2,789 \cdot 160}{3 \cdot 72} = 2,06 \text{ кг.} \quad (35)$$

Необходимо в печь присадить железной руды:

$$G_{\text{жр}} = \frac{Fe_2O_3 \cdot 100}{(Fe_2O_3)_{\text{жр}}} = \frac{2,06 \cdot 100}{90} = 2,28 \text{ кг.} \quad (36)$$

#### 2.2.4 Определение состава металла конца окислительного периода

Для определения состава металла в конце окислительного периода используются данные таблиц 19 – 21.

Химический состав металла в конце окислительного периода приведен в таблице 21.

Таблица 21 – Химический состав металла в конце окислительного периода приведен

Элемент	Внесено шихтовыми материалами, кг	Окислилось в период плавления и окислительный период, кг	Осталось в конце окислительного периода, кг	Состав, %
C	0,594	0,398	0,196	0,201
Si	0,271	0,271	–	–
Mn	0,502	0,33	0,172	0,176
P	0,040	0,026	0,014	0,014
S	0,042	–	0,042	0,043
Cu	0,150	–	0,150	0,154
Ni	0,201	–	0,201	0,206
Cr	0,201	–	0,201	0,206
Fe	97,696	2,93	94,766+1,537=96,303	98,994
			97,281	100

Предварительное раскисление

Определение количества раскислителей.

Потребность в раскислителях и легирующих определяю по формуле:

$$G_{\text{фер}} = G_{\text{мет}} \cdot ([X]_{\text{г.м.}} - [X]_{\text{к.о.п.}}) \cdot 100 / ([X]_{\text{фер}} \cdot \eta), \quad (37)$$

где  $G_{\text{фер}}$  – количество необходимого ферросплава, кг;

$[X]_{\text{к.о.п}}$  – содержание легирующего элемента в металле в конце окислительного периода, %;

$[X]_{\text{фер}}$  – содержание легирующего элемента в ферросплаве, %;

$\eta$  – коэффициент усвоения легирующего элемента из данного ферросплава.

Предварительное раскисление осуществляю с помощью ферросилиция 45 %.

Используя выражение определяю необходимое количество ферросилиция из расчета получения в полупродукте  $[Si]_{\text{п.п}}=0,10 - 0,15$  %, принимаю  $[Si]_{\text{п.п}} = 0,125$  %. Вес металла  $G_{\text{мет}}$  условно принимаю равным весу металла в конце окислительного периода (таблица 22). Принимаю  $Si_{\text{Фс45}}=45$  %,  $\eta_{\text{si}} = 50$ , тогда:

$$\begin{aligned} G_{\text{Фс45}} &= G_{\text{мет}} \cdot ([Si]_{\text{п.п}} - [Si]_{\text{к.о.п}}) \cdot 100 / (Si_{\text{Фс45}} \cdot \eta_{\text{si}}) = \\ &= 97,281 \cdot (0,125 - 0) \cdot 100 / (45 \cdot 50) = 0,540 \text{ кг.} \end{aligned} \quad (38)$$

Определение количества шлака, необходимого для десульфурации

После полного расплавления шихты, достижения заданной температуры (1580 – 1600 °С) и содержания углерода проводим

предварительное раскисление и выпуск полупродукта в ковш через эркерное выпускное отверстие. Шлак и часть металла (10 – 15 %) остаются в печи.

Количество шлака определяем, исходя из задачи десульфурации.

Принимаю серу в готовом металле –  $[S]_{\text{г.м.}} = 0,015$  %. В конце окислительного периода металл содержал 0,042 % серы, таблица 22. Таким образом необходимо удалить:

$$0,042 - 0,015 = 0,027 \% S.$$

Это количество соответствует:

$$G_S = G_{\text{мет}}, \%S / 100 = 97,281 \cdot 0,027 / 100 = 0,026 \text{ кг.} \quad (39)$$

Коэффициент распределения серы между шлаком и металлом составляет 30–60. Принимаю:

$$n_s = \frac{(S)}{[S]} = 55. \quad (40)$$

Шлак должен содержать серы:

$$(S) = n_s \cdot [S] = 55 \cdot 0,015 = 0,8 \% , \quad (41)$$

Отсюда количество шлака:

$$\text{Ш} = G_s \cdot 100 / (S) = 0,026 \cdot 100 / 0,8 = 3,25 \text{ кг}. \quad (42)$$

По практическим данным, шлак наводится из шлаковой смеси ( $G_{\text{шл.см.}}$ ), в состав которого входят известь, полавиковый шпат в соотношении 3 : 1.

$$G_{\text{шл.см.}} = \text{Ш} = 3,25 \text{ кг}, \quad (43)$$

Следовательно, в шлаковой смеси содержится:

$$G_{\text{изв.}} = G_{\text{шл.см.}} \cdot 3/4 = 3,25 \cdot 3/4 = 2,43 \text{ кг}, \quad (44)$$

$$G_{\text{пл.шп.}} = G_{\text{шл.см.}} \cdot 1/4 = 3,25 \cdot 1/4 = 0,81 \text{ кг}. \quad (45)$$

Обработка металла в агрегате ковш – печь

Определение количества раскислителей и легирующих

Используя выражение определяем количество силикомарганца из расчета получения в готовом металле  $[Mn]_{\text{г.м.}} = 1,1 \%$ . Масса металла  $G_{\text{мет}}$  условно принимаю равной массе металла в конце окислительного периода (таблица 22). Принимаю  $Mn_{\text{СМН}} = 70,0 \%$  ,  $\eta_{Mn} = 97,0$  .

$$\begin{aligned} G_{MnC20} &= G_{\text{мет.}} \cdot ([Mn]_{\text{г.м.}} - [Mn]_{\text{к.о.п.}}) \cdot 100 / ([Mn]_{MnC} \cdot \eta_{Mn}) = \\ &= 97,281 \cdot (1,1 - 0,176) \cdot 100 / (70 \cdot 97) = 1,32 \text{ кг}. \end{aligned} \quad (46)$$

Силикомарганец вносит в металл также и кремний, причем по практическим данным принимаю, что 30 % кремния силикомарганца расходуется на раскисление, а 70 % кремния используется для легирования металла, т.е.  $\eta_{Si} = 70 \%$ .

Определяю содержание кремния в металле, внесенного полученным количеством силикомарганца, принимаю  $Si_{\text{СМН}} = 20 \%$  (таблица 15), содержание кремния в металле после предварительного раскисления  $[Si]_{\text{п.п.}} = 0,125 \%$ .

$$\begin{aligned}
 [\text{Si}]_{\text{мет.}} &= G_{\text{MnC20}} \cdot [\text{Si}]_{\text{MnC20}} \cdot \eta_{\text{Si}} / (G_{\text{мет.}} \cdot 100) + [\text{Si}]_{\text{п.п.}} \\
 &= 1,32 \cdot 20 \cdot 70 / (97,281 \cdot 100) + 0,125 = 0,31 \% \quad . \quad (47)
 \end{aligned}$$

Окончательное раскисление осуществляю алюминием, подаваемым в металл в виде алюминиевой проволоки (диаметр 9–16 мм.) с помощью трайб – аппаратов.

Используя выражение определяем количество алюминия из расчета получения в готовом металле  $[\text{Al}]_{\text{г.м.}} = 0.030 \%$ .

Принимаю  $\text{Al} = 99.9 \%$ ,  $\eta_{\text{Al}} = 50 \%$ , тогда:

$$\begin{aligned}
 G_{\text{Al}} &= G_{\text{мет.}} \cdot [\text{Al}]_{\text{г.м.}} \cdot 100 / (\text{Al} \cdot \eta_{\text{Al}}) = \\
 &= 97,281 \cdot 0,03 \cdot 100 / (99,9 \cdot 50) = 0,058 \text{ кг.} \quad (48)
 \end{aligned}$$

Количество основных элементов, вносимых раскислителями и легирующими приведено в таблице 22.

Таблица 22 - вносимых раскислителями и легирующими приведено

Наименование ферросплава	Элемент		
	C	Si	Mn
Ферросилиций 45 %	---	0,12	---
Силикомарганец MnC20	0,038	0,176	1,32
	0,038 кг.	0,296 кг.	1,32 кг.

Состав готового металла определяем, используя данные таблиц 21, 23.

Состав готового металла приведен в таблице 24.

Таблица 23 – Состав готового металла приведен

Источник поступления	Элемент										Всего
	C	Mn	S	P	Ni	Cr	Cu	Si	Fe	Al	
Количество элементов в конце окислительного периода, кг.	0,201	0,176	0,043	0,014	≤0,206	≤0,26	≤0,154	---	98,994	---	
Внесено элементов ферросплавами, кг.	0,038	1,32	---	---	---			0,296	0,89	0,029	
Удалено шлаком, кг.	---	---	0,026	---	---	---	---	---	---	---	---
Итого, кг.	0,23	1,071	0,017	0,014	≤0,206	≤0,206	≤0,154	0,296	99,884	0,029	102,107
Состав, %	0,22	1,048	0,016	0,013	≤0,201	≤0,201	≤0,150	0,290	97,82	0,03	

Определение расхода шихтовых материалов на 1 т. стали

Расход шихтовых материалов определяется:

$$g_{ш.м.} = \frac{G_{ш.м.} \cdot 1000}{G_{г.м.}}, \quad (49)$$

где  $G_{ш.м.}$  – количество шихтовых материалов, кг;

$G_{г.м.}$  – масса готового металла, кг.

$$G_{г.м.} = G_C + G_{Mn} + G_{Si} + G_{Fe} = 0,038 + 0,296 + 1,32 + 0,89 + 97,281 = 99,825 \text{ кг.}$$

Металлический лом:

$$99,884 \cdot 1000 / 99,825 = 1000,59 \text{ кг,}$$

Кокс:

$$0,596 \cdot 1000 / 99,825 = 5,97 \text{ кг,}$$

Известь;

$$(2,602 + 2,43) \cdot 1000 / 99,825 = 50,40 \text{ кг,}$$

Плавиновый шпат:

$$0,81 \cdot 1000 / 99,825 = 8,11 \text{ кг,}$$

Газообразный технический кислород:

$$1,753 \cdot 1000 / 99,825 = 17,56 \text{ кг,}$$

Железная руда:

$$2,28 \cdot 1000 / 99,825 = 22,84 \text{ кг,}$$

Силикомарганец:

$$1,32 \cdot 1000 / 99,825 = 13,22 \text{ кг,}$$

Ферросилиций:

$$0,540 \cdot 1000 / 99,825 = 5,40 \text{ кг,}$$

Алюминий:

$$0,058 \cdot 1000 / 99,825 = 0,58 \text{ кг.}$$

## 2.3 Расчёт оборудования цеха

### 2.3.1 Расчет количества ДСП

Расчёт количества печей в цехе ведётся по формуле:

$$n_n = \frac{25 \times \Pi_{\text{ц}} \times T}{24 \times \Phi \times M \times B}, \quad (50)$$

где  $\Pi_{\text{ц}}$  – годовая производительность цеха (литых заготовок или слитков), т/год;

$T$  – средняя продолжительность плавки, г;

$\Phi$  – фонд времени работы печи сут/год;

$M$  – масса одной плавки по жидкому металлу, т;

$B$  – выход годного по цеху, %;

Средняя продолжительность плавки ( $T$ ) складывается из следующих стадий:

$$T = t_{\text{запр}} + t_{\text{зав}} + t_{\text{эл}} + t_{\text{распл}} + t_{\text{ок}} + t_{\text{вып}}. \quad (51)$$

Продолжительность заправки печи ( $t_{\text{запр}}$ ) принимается для печей, работающих одношлаковым процессом, равным 5 мин.

Продолжительность завалки шихты ( $t_{\text{зав}}$ ) принимается равным 5 мин.

Продолжительность операций по наращиванию электродов ( $t_{\text{эл}}$ ) принимается 5 мин.

Продолжительность расплавления ( $t_{\text{распл}}$ ) складывается из времени расплавления шихты при включенной печи ( $t_{\text{вкл}}$ ) и времени, необходимого для технологических операций, выполняемых при включенной печи ( $t_{\text{выкл}}$ ) – подвалка шихты в колодцы для предотвращения поломки электродов. Таким образом:  $t_{\text{распл}} = t_{\text{вкл}} + t_{\text{выкл}}$ .

Продолжительность расплавления при включенной печи рассчитывается по формуле:

$$t_{\text{вкл}} = \frac{W_{\text{эл}} \times \eta_{\text{лит}} \times \eta_{\text{эл}} + P_{\text{пот}} \times t_{\text{выкл}}}{P_{\text{ср}} \times \eta_{\text{ср}} \times b / G - P_{\text{пот}}}, \quad (52)$$

где  $W_{эл}$  – фактический удельный расход электроэнергии на расплавление завалки в печах от 3 до 100 т на плавках конструкционных марок сталей принимается 420 кВт·ч/т переводим в МДж в 1кВт·ч = 3,6 МДж, тогда  $420 \times 3,6 = 1512$  МДж.

$\eta_{эл}$  – электрический к.п.д. печной установки, для печей вместимостью от 3 до 100т принимается = 0,94.

$\eta_{ит}$  – коэффициент, учитывающий полноту использования тепловой энергии на нагрев, плавление и перегрев над ликвидусом металла и шлака для печей вместимостью 25т = 0,82.

$P_{пот}$  – мощность тепловых потерь на 1 т металлошихты на расплавление для 25 – тонной печи = 75,4 МДж/т–ч.

$P_{ср}$  – средняя активная мощность, подаваемая в печь при расплавлении для печей нормальной мощности  $P = 0,7S$ ,  $S$  – установленная мощность трансформатора, принимаем 16,5 МВА, тогда  $0,7 \times 16,5 \times 3600 = 41580$  МДж.

$G$  – масса жидкого металла, 25 т.

$V$  – выход годного металла 95 %

$$t_{вкл} = \frac{1512 \times 0,94 \times 0,82 + 75,4 \times 0,083}{\frac{41580 \times 0,95 \times 0,91}{25} + 250 + 280 - 75,4} = 32,44 \text{ мин.}$$

Находим  $t_{распл} = 32,44 + 5 = 37,44$  мин.

Продолжительность окислительного периода ( $t_{ок}$ ) при плавке стали одношлаковым процессом принимается = 13 мин.

Продолжительность выпуска ( $t_{вып}$ ) из 25–т печи = 5 мин.

Подставляем значения:

$$T = 5 + 5 + 5 + 37,44 + 13 + 1,5 = 66,94 = 1,11 \text{ ч.}$$

Фонд времени работы печи –  $\Phi$ , равный 340 сут.

Подставляем значения в формулу (1):

$$n_n = \frac{25 \times 180000 \times 1,11}{24 \times 340 \times 25 \times 95} = 0,257.$$

Принимаем 1 печь.

### 2.3.2 Расчет количества кранов печного пролета

Грузоподъёмность кранов печного пролёта для 25 тонной печи составляет 50/12,5

Количество кранов печного пролёта  $n$  определяется из соотношения:

$$n = \frac{N \times T_{кр} \times K}{1440 \times \eta} \quad (53)$$

где  $N$  – количество плавков по цеху за сутки:

$$N = \frac{\Pi_{ц}}{В \times \Phi \times М} = \frac{180000}{0,94 \times 313 \times 25} = 24,47.$$

Принимаем количество плавков  $N = 25$  шт.

$T_{кр}$  – задолженность крана на одну плавку (время на каждую операцию крана), мин/пл;

$K$  – коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей принимаем равным 1,2;

$\eta$  – коэффициент использования крана, по нормам ГИПРОМЕЗА принимается равным 0,8.

Задолженность крана печного пролёта ( $T_{кр}$ ) складывается из продолжительности следующих видов работ:

$t_1$  – подача заправочной машины к печи 2 мин;

$t_2$  – заправка печи 5 мин;

$t_3$  – возврат заправочной машины 2 мин;

$t_4$  – подъем 2-х порожних бадей со скраповоза и их подача к печи 4 мин;

$t_5$  – разгрузка бадей в печь 3 мин;

$t_6$  – возврат 2-х порожних бадей к проему и установка их на скраповоз 4 мин;

$t_7$  – подача новых электродов на печь и удаление старых электродов 4 мин;

$t_8$  – печепуск электродов 4 мин;

$t_9$  – подача инструмента и электродов к печи 4 мин;

$t_{10}$  – простои на планово-предупредительный ремонты и осмотры

$$t_{10} = 150/N = 150/23 = 6,79.$$

Таким образом, общая продолжительность учтенных крановых работ составляет:

$$T_1 = 2 + 5 + 2 + 4 + 3 + 4 + 4 + 4 + 4 + 6,79 = 38,79 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ составляет 30 % от учтенных, т. е.

$$T_2 = 0,3 \times T_1,$$

$$T_2 = 0,3 \times 38,79 = 11,637 \text{ мин.}$$

Общая задолженность крана на одну плавку:

$$T_{кр} = T_1 + T_2,$$

$$T_{кр} = 11,637 + 38,79 = 50,43 \text{ мин.}$$

Подставляем значения в формулу (4)

$$n = \frac{25 \times 50,43 \times 1,1}{1440 \times 0,8} = 1,2 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 крана.

### 2.3.3 Расчет количества шлаковых чаш

Количество шлаковых чаш рассчитывается по формуле:

$$n = \left( z \times \frac{N \times \tau_{об}}{24} \right) \times K + \frac{N \times M_{шл.} \times \tau_{об}}{24 \times \rho \times V \times A} + 2, \quad (54)$$

где  $Z$  – количество печей;

$N$  – количество плавков по цеху в сутки,  $N = 25$ ;

$\tau_{об}$  – продолжительность оборота чаш в шлаковый двор, ч,  $\tau_{об} = 1$  час;

$M$  – масса шлака в ковше,  $M = 1$  т;

$\rho$  – плотность шлака, т/м<sup>3</sup>,  $\rho = 3$  т/м<sup>3</sup>;

$V$  – номинальный объём шлаковой чаши, м<sup>3</sup>,  $V = 11$  м<sup>3</sup>;

$K$  – коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей,  
 $K=1,15$ ;

$A$  – допустимая степень заполнения чаш,  $A=0,8$ .

$$n = \left( 1 \times \frac{25 \times 1}{24} \right) \times 1,15 + \left( \frac{25 \times 1 \times 1 \times 1}{24 \times 3 \times 11 \times 0,8} \right) + 2 = 3,24 \text{ шт.}$$

Принимаем 4 чаши.

#### 2.3.4. Расчет количества бункеров для сыпучих в бункерном пролете

Запас сыпучих материалов хранится в стационарных бункерах объемом  $30 \text{ м}^3$ , установленных над рабочей площадкой в специальном бункерном пролёте.

Объем бункеров для хранения сыпучих материалов определяется по следующей формуле:

$$V_i = \frac{A_i \times P_i}{Y_i \times K}, \quad (55)$$

где  $A_i$  – расход  $i$ -того материала по цеху за сутки, т/сутки;

$P_i$  – норма запаса  $i$ -того материала, количество суток;

$Y_i$  – величина насыпной массы  $i$ -того материала в бункере, т/м<sup>3</sup>;

$K$  – коэффициент заполнения бункера (для сыпучих материалов  $K = 0,8$ ).

$$A_i = a_i \times G \times N.$$

где  $a_i$  – удельный расход  $i$ -го компонента (определяется при расчете шихты), кг/т;

$G$  – вместимость печи, т;

$N$  – количество плавков по цеху за сутки, шт.

Количество бункеров под  $i$ -тый материал равно

$$n = \frac{V_1}{V_6}, \quad (56)$$

где  $V_6$  – объем одного бункера, ( $30 \text{ м}^3$ ).

Общее количество бункеров бункерном пролете определяется:

$$V_6 = V_{i1} + V_{i2} + \dots + V_{in}, \quad (57)$$

где  $V_i$  – объем бункеров под  $i$  – ый материал;

$n$  – количество наименований сыпучих материалов.

В таблице 25 приведены используемые материалы при выплавке конструкционных марок стали.

Таблица 25 – Насыпная масса и нормы запаса материалов

Наименование материала	Насыпная масса, т/м <sup>3</sup>	Нормы запаса, сутки
Железная руда	2,7	2
Известь	0,8	2
Кокс	0,5	2
Феррохром	3,0	3
Силикомарганец	2,5	3
Ферросилиций ФС75	1,5	3
Кварцит	1,55	0,5
Плавиновый шпат	1.7	2
Шамот	1,5	0,5

Железной руды

$$A = 0,01554 \times 25 \times 40 = 15,54 \text{ т/сутки};$$

$$V = \frac{15,54 \times 2}{2,7 \times 0,8} = 14,39 \text{ м}^3;$$

$$n = \frac{14,39}{25,3} = 1 \text{ шт.}$$

Кокса

$$A = 0,00755 \times 25 \times 40 = 7,55 \text{ т/сутки};$$

$$V = \frac{7,55 \times 2}{0,5 \times 0,8} = 37,75 \text{ м}^3;$$

$$n = \frac{37,75}{30} = 2 \text{ шт.}$$

Ферромарганец

$$A = 0,01588 \times 25 \times 40 = 15,8 \text{ т/сутки};$$

$$V = \frac{15,8 \times 3}{3 \times 0,8} = 23,82 \text{ м}^3;$$

$$n = \frac{23,82}{30} = 1 \text{ шт.}$$

Ферросилиция ФС75

$$A = 0,01012 \times 25 \times 40 = 10,12 \text{ т/сутки};$$

$$V = \frac{10,12 \times 3}{2,7 \times 0,8} = 25,3 \text{ м}^3;$$

$$n = \frac{25,3}{30} = 1 \text{ шт.}$$

Известь

$$A = 0,010604 \times 25 \times 40 = 106,04 \text{ т/сутки};$$

$$V = \frac{106,04 \times 2}{0,8 \times 0,8} = 82,84 \text{ м}^3;$$

$$n = \frac{82,84}{30} = 3 \text{ шт.}$$

Плавиковый шпат

$$A = 0,01882 \times 25 \times 40 = 18,82 \text{ т/сутки};$$

$$V = \frac{18,82 \times 2}{1,7 \times 0,8} = 27,68 \text{ м}^3;$$

$$n = \frac{27,68}{30} = 1 \text{ шт.}$$

Кварцит

$$A = 0,00077 \times 25 \times 40 = 0,77 \text{ т/сутки};$$

$$V = \frac{0,77 \times 1,1}{1,6 \times 0,8} = 0,66 \text{ м}^3;$$

$$n = \frac{0,66}{30} = 1 \text{ шт.}$$

Шамот

$$A = 0,01882 \times 25 \times 40 = 18,82 \text{ т/сутки};$$

$$V = \frac{18,82 \times 1,1}{1,5 \times 0,8} = 18,48 \text{ м}^3;$$

$$n = \frac{18,48}{30} = 1 \text{ шт.}$$

Общее количество бункеров в бункерном пролёте составит:

$$V_6 = 11 \text{ шт.}$$

2.3.5 Расчет оборудования раздаточного пролета

2.3.6 Расчёт количества АКОСов

Количества агрегатов для внепечной обработки определяется по формуле:

$$n = \frac{N \times T}{1440}, \quad (58)$$

где  $N$  – максимальное количество плавков в цехе за сутки, обрабатываемых на рассчитываемом агрегате, шт;

$T$  – задолженность агрегата на одну плавку, мин.

Задолженность агрегата складывается из:

$t_1$  – ожидание сталеразливочного ковша с плавкой включая перестановку ковша под крышку агрегата 10 мин;

$t_2$  – продувка аргоном для усреднения ванны 3 мин;

$t_3$  – отбор пробы металла, замер температуры, ожидание анализа 10 мин;

$t_4$  – присадка ферросплавов, вдувание порошков подогрев расплава 20 мин;

$t_5$  – выдача ковша на разливку стали 10 мин.

Продолжительность неучтенных работ принимать 10 % от учтенных.

$$T=53 \times 1,1=58,3 \text{ мин.}$$

Поставляем значения в формулу (5):

$$n = \frac{23 \times 58,3}{1440} = 0,89 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 АКЭС.

### 2.3.7 Расчёт количества вакууматоров

Расчет количества агрегатов для конкретного способа обработки проводится по формуле:

$$n = \frac{zT}{1440}, \quad (59)$$

где  $N$  – максимальное количество плавков в цехе за сутки, обрабатываемых на рассчитываемом агрегате, шт;

$T$  – задолженность агрегата на одну плавку, мин.

Ориентировочные величины продолжительности операций при последующей обработке стали в вакуум-камере (мин):

$t_1$  – ожидание сталеразливочного ковша с плавкой, включая подачу ковша краном под установку 10 мин;

$t_2$  – обработка металла вакуумом с корректировкой химического состава до 30 мин;

$t_3$  – подъем камеры, выдача ковша из-под установки ожидание передачи в разливочный пролет 10 мин;

Продолжительность неучтенных работ принимать 10 % от учтенных.

$$T=50 \times 1,1=55 \text{ мин.}$$

Подставляем значения в формулу (5):

$$n = \frac{23/3 \times 55}{1440} = 0,28 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 вакууматор.

### 2.3.8 Расчет количества сталеразливочных ковшей

Количество сталеразливочных ковшей (с учетом одного резервного и одного в капитальном ремонте) рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{N \times T_1}{1440} + \frac{N \times T_2}{24 \times m} + 2. \quad (60)$$

где  $N$  – число плавов в цехе за сутки;

$T_1$  – задолженность ковша на одну плавку, мин.;

$m$  – средняя стойкость рабочей футеровки, 35 плавов.

$T_2$  – продолжительность холодного ремонта, включая ломку футеровки, ее кладку и сушку, ч.

Задолженность ковша на плавку ( $T_1$ ) при выпуске стали в ковш, установленный на сталевозе, складывается из следующих операций, мин.:

1. выпуска металла, включая захват ковша на стенде для сушки 5–10 мин.;
2. выпуск металла 5–10 мин.;
3. измерение температуры, выдержка и подача ковша на разливку 5–20 мин.;

$$T_1 = 5 + 5 + 10 = 20 \text{ мин.}$$

Задолженность ковша на холодный ремонт ( $T_2$ ) складывается из следующих операций, мин.:

1. слив шлака из ковша 5–10 мин.;
2. охлаждение ковша 90–120 мин.;
3. текущий ремонт ковша, включая удаление скрапины, удаление шиберного затвора, очистку и мелкий ремонт футеровки 40–60 мин.;
4. установка шиберного затвора, включая перестановку ковша на стенд для монтажа шиберного затвора 15–25 мин.;

5. сушка и разогрев ковша, включая установку ковша на стенд для сушки 60–90 мин.

$$T_2 = 5 + 90 + 50 + 15 + 60 = 220 \text{ мин.}$$

$$n = \frac{23 \times 20}{1440} + \frac{23 \times 220}{24 \times 35} + 2 = 8,34.$$

Принимаем количество сталеразливочных ковшей равным 9.

### 2.3.9 Расчет количества автобадьевозов

Расчет количества автобадьевозов проводится по формуле:

$$C = \frac{N \times T}{1440}, \quad (61)$$

где  $N$  – количество плавков в цехе за сутки, шт.;

$T$  – задолженность автобадьевозов на плавку, мин.

Продолжительность переезда автобадьевозов к проему в рабочей площадке и обратно:

$$T_1 = 2 \times B \times L / W, \quad (62)$$

где  $L$  – расстояние от ОПЛ до приема 1000 м;

$W$  – скорость автобадьевозов, 15 км/ч = 250 м/мин.;

$B$  – количество приемов загрузки шихты на плавку = 2 приема.

$$T_1 = 2 \times 2 \times 1000 / 250 = 16 \text{ мин.}$$

Время на разгрузку содержимого бадьи в печь складывается:

– подъем бадьи (5 мин);

– доставка ее к печи (5 мин);

– разгрузка бадьи и отправка порожней бадьи на автобадьевоз (3 мин).

$$T_2 = 5 + 5 + 3 = 13 \text{ мин.}$$

– время загрузки бадьи ОПЛ (10 мин).

Общая задолженность:

$$T_{\text{общ.}} = 16 + 13 + 3 = 34 \text{ мин.}$$

$$C = \frac{23 \times 34}{1440} = 0,52 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 автобадъев.

### 2.3.10 Расчет количества изложниц

Количество изложниц на плавку рассчитывается по формуле, шт:

$$n_{\text{изл.}} = \frac{M_{\text{ж.с.}} \times N}{M_{\text{сл.}} \times 2} + 2, \quad (63)$$

где  $M_{\text{ж.с.}}$  – выход жидкой стали за плавку, т;

$N$  – количество плавов в сутки, шт;

$M_{\text{сл.}}$  – масса слитка, т;

2 – резервные изложницы.

$$n_{\text{изл.}} = \frac{25 \times 23}{12,5 \times 2} + 2 = 24 \text{ шт.}$$

Принимаем количество изложниц равное 24.

### 3 Результаты проведенного исследования

#### 3.1 Технология выплавки и разливки стали марки St52.3N

Сталь St52.3N – конструкционный сплав обыкновенного качества для общего применения. Минимальный предел прочности – 52 кгс/м<sup>2</sup> (3–я группа качества). Применяется для изготовления стальные профили (широкополочные двутавровые балки), стальные прутья, катанки, плоский прокат (полосы, листы, широкие полосы), бесшовные и сварные квадратные и прямоугольные полые профили, поковки и полуфабрикаты (заготовки).

Плавка стали включает следующие этапы: подготовка печи к плавке; загрузка шихты; расплавления шихты и окислительный период; внепечная обработка; разливка.

Технология плавки стали в дуговой печи определяется составом выплавляемой стали и предъявляемыми к ней требованиям, а также качеством шихты.

Углеродистая шихта характеризуется повышенным содержанием углерода, фосфора, серы и отсутствием или незначительным количеством легирующих элементов. Для передела такой шихты в качественную сталь требуется проведение специального окислительного периода, в течение которого окисляются углерод, фосфор и некоторые сопутствующие элементы: кремний, марганец и др. Наличие окислительного периода является характерной особенностью технологии плавки на свежей шихте, поэтому её называют ещё плавкой с полным окислением.

Плавка высококачественной стали на свежей шихте включает следующие этапы:

- 1) подготовка шихтовых материалов;
- 2) подготовка печи к плавке;
- 3) загрузка шихты;
- 4) период плавления;
- 5) окислительный период;

б) восстановительный период в АКОСе.

Проведение всех периодов плавки позволяет глубоко очистить металл от вредных примесей - фосфора и серы. Окисление углерода в окислительный период вызывает кипение ванны и способствует дегазации металла – удалению растворённых в нём водорода и азота.

Шихтовые материалы. Для получения стали в электропечи необходимы следующие шихтовые материалы: металлическая часть, шлакообразующие, окислители, добавочные материалы (раскислители и легирующие).

Металлическая часть. Нелегированный (углеродистый) лом не должен быть загрязнён цветными металлами (свинцом, цинком, оловом и др.), особенно медью и мышьяком, которые практически полностью переходят из шихты в металл и могут оказать существенное влияние на его свойства. Нежелательно также, чтобы в углеродистых отходах содержалось фосфора более 0,05 % так как удаление таких количеств фосфора требует продолжительного окислительного периода. Металлический лом должен иметь определённые габариты. Мелкий лом, как правило, более окислен, замусорен и загрязнён маслом. Разложение в зоне дуг ржавчины (гидрата окиси железа) и масла приводит к появлению в атмосфере печи атомарного водорода, интенсивно поглощаемого металлом.

Малая насыпная масса мелкого лома не позволяет завалить в печь всю шихту в один приём, вследствие чего, после расплавления первой порции шихты, приходится осуществлять подвалку. Это снижает производительность печи и увеличивает потери тепла. Нежелательно, чтобы в шихте были чрезмерно крупные куски – бракованные слитки, недоливки и т.п. В дуговой печи можно расплавлять крупногабаритный лом, но продолжительность плавления при этом увеличивается, длительное время приходится работать на высокой мощности, что отрицательно сказывается на стойкости футеровки. По этой причине максимальная масса отдельных кусков не должна превышать одной пятидесятой массы всей завалки.

Шлакообразующие. При выплавке стали для образования основного шлака используют известь, известняк, плавиковый шпат, шамотный бой. Содержание серы в известняке в большинстве случаев низкое, однако оно возрастает после обжига за счёт серы топлива. Повышенное содержание серы в шлаке затрудняет процесс десульфурации. Содержание других окислов в извести ограничивают по следующим соображениям: кремнезёма, чтобы при заданной основности шлака количество его было меньше: окиси магния, чтобы шлак был более жидкотекучим и активным; окислов железа, чтобы не затруднять процесс десульфурации.

Для разжижения высокоосновных шлаков применяют плавиковый шпат и шамотный бой. Использование плавикового шпата  $\text{CaF}_2$  (90–95 %  $\text{CaF}_2$ ; не более 3,0 %  $\text{SiO}_2$  и не более 0,2 % S) позволяет разжижать высокоосновные шлаки без уменьшения их основности, что чрезвычайно важно для эффективного удаления серы.

Окислители. Для интенсификации окислительных процессов в металл необходимо вводить кислород. Источниками кислорода служат; железная руда, окалина и агломерат. Присадка руды небольшими порциями обеспечивает длительное равномерное кипение металла без повышения его температуры, так как присаживаемая руда постоянно охлаждает металл. Это имеет особое значение для эффективного удаления фосфора. Руду используют в завалку и в окислительный период через шлак. Руда имеет определённый размер (50–100 мм). Мелкая руда растворяется в шлаке, а крупные куски вызывают бурное вспенивание металла и шлака.

Руда также должна удовлетворять требованиям по химическому составу; в ней не должно содержаться много окислов железа и мало кремнезёма, серы и фосфора.

Раскислители и легирующие. Для раскисления и легирования применяют раскислители и легирующие в чистом виде или в виде сплавов с железом или друг с другом. Для раскисления и легирования применяют металлический алюминий, никель, хром, марганец, молибден, титан;

ферросплавы: ферросилиций, ферромарганец, феррохром, феррованадий, ферромolibден, ферротитан, а также комплексные сплавы: силикомарганец, силикокальций и т.д. Сплавы, применяемые в качестве раскислителей и легирующих, должны удовлетворять ряду требований:

а) содержание основного легирующего элемента в сплаве должно быть максимальным, при низком содержании легирующих элементов увеличивается масса присадки, что удлиняет время её проплавления и ведёт к увеличению расхода электроэнергии и снижению производительности печи;

б) сплавы должны быть чистыми от вредных для стали примесей, шлаковых включений и газов, это особенно важно, потому что значительную их часть присаживают в печь лишь к концу плавки, когда рафинирование ванны закончено.

Науглероживатели. К числу науглероживателей принадлежат материалы, содержащие углерод и используемые для увеличения содержания углерода в металле. Они входят в состав шихты, либо их вводят в жидкий металл, либо вводят в конце ведения плавки. Для науглероживания металла используют главным образом кокс и электродный бой. Основное требование, предъявляемое к науглероживателям, они должны быть чистыми по вредным примесям (низкое содержание серы) и вносить мало золы.

### 3.2.1 Подготовка печи к плавке

Огнеупорная футеровка печи изнашивается и для поддержания её в рабочем состоянии необходимо регулярно ремонтировать наиболее пострадавшие её участки. Поэтому после каждой плавки печь тщательно осматривается, подину прощупывают железным штырём, выявляют все повреждённые места и принимают меры по устранению обнаруженных повреждений.

Сразу же после выпуска плавки печь необходимо очистить от остатков металла и шлака. Систематическое накопление остатков шлака на подине

приводит к её зарастанию и уменьшению объёма ванны, в результате чего уровень зеркала металла поднимается, а это затрудняет ведение процесса (металл труднее перемешать, печь нельзя наклонять для схода шлака самотёком) и увеличивает опасность прорыва металла через откосы или порог рабочего окна. Кроме того шлак, смешиваясь с заправочными материалами понижает их огнеупорность и способствует размягчению футеровки при высоких температурах.

Наличие остатков металла на подине также недопустимо, особенно при переходе на выплавку стали другой марки или при плохом состоянии подины. В случае смены марки выплавляемой стали остатки металла могут явиться причиной непопадания в заданный состав металла, например по никелю, хрому, молибдену и т.п. Наличие остатков также не даёт возможности проводить качественный ремонт подины, так как оно препятствует свариванию заправочных материалов с футеровкой. После расплавления металла заправочный материал всплывает, и это приводит к загущению шлака и дальнейшему разрушению подины. Поэтому для полного слива шлака перед выпуском плавки его разжижают.

Повреждённые участки футеровки заправляют сухим магнезитовым порошком, а места наибольших повреждений – порошком, смоченным в жидком стекле. Наиболее пригоден для заправки специальный мелкозернистый порошок при размере зерна до 1,5 мм без включений извести и доломита.

### 3.2.3 Загрузка шихты

Загрузка шихты осуществляется сверху при помощи загрузочных бадей. Вся шихта загружается в один приём, длительность загрузки составляет 5–10 мин. Быстрая загрузка позволяет сохранять тепло, аккумулированное кладкой печи, в результате чего сокращается продолжительность плавления, уменьшается расход электроэнергии и электродов и увеличивает стойкость

футеровки. При завалке сверху порядок укладки шихты в бадье предопределяет расположение в печи. Для предохранения подины от ударов крупных падающих кусков на дно бадьи загружено небольшое количество мелкого лома. Наиболее крупная шихта догружена впроемку с шихтой средних размеров в центральной части бадьи так, что в печи крупные куски оказываются непосредственно под электродами, а сверху загружена мелкая шихта.

Такая последовательность загрузки бадьи обеспечивает плотную укладку шихты в печи, что очень важно для стабильного горения дуг. Наличие сверху мелочи обеспечивает вначале плавления быстрое погружение электродов и исключает прямое воздействие излучения дуг на футеровку, а присутствие в шихте под электродами крупных кусков замедляет проплавление колодцев и исключает возможность погружения электродов до подины раньше, чем накопится слой жидкого металла, защищающий подину от прямого воздействия дуг. При наличии в шихте легирующих элементов они расположены так, что обеспечивается максимальная скорость их проплавления и минимальный угар. Для более раннего образования шлака, предохраняющего металл от окисления и для дефосфорации в процессе плавления в завалку вводят известь в количестве 2–3 % и железную руду 1–1,5 % от массы садки.

### 3.2.4 Период плавления

Главная задача этого периода – как можно быстрее перевести металл в жидкое состояние. Большое тепловосприятие ванны в период плавления позволяет в этот период работать с максимальной мощностью и при максимальном напряжении на дуге. Лишь в самом начале плавления, когда дуги открыты и расположены высоко, излучение длинных дуг может привести к перегреву футеровки. Поэтому в первые минуты применяют более низкое напряжение. После образования колодцев, дуги оказываются

экранированными шихтой, что позволяет перейти к плавлению при максимальных напряжениях и мощности.

Работа на самой высокой ступени напряжения в период плавления целесообразна по двум причинам. Во–первых, чем выше напряжение, тем при той же мощности меньше сила тока и тем меньше потери в цепи, т.е. тем выше электрический К.П.Д. Во–вторых, чем выше напряжение, тем длиннее дуга и тем на большую поверхность шихты распространяется её излучение. Если шихта подобрана и уложена правильно, то расположенная сверху мелкая шихта быстро проплавляется и дуги погружаются в шихту, не оказывая на футеровку заметного воздействия. Дуги прожигают в твёрдой шихте колодцы диаметром на 30–40 % больше диаметра электродов. Через 25–30 минуты, считая от начала плавления, электроды опускаются в крайнее нижнее положение – до поверхности скопившегося на подине жидкого металла. В процессе плавления происходит окисление примесей, вносимых шихтой. Практически полностью окисляются алюминий, титан, кремний, значительное количество хрома, марганца и др. примесей.

После полного расплавления шихты отбирают пробу металла на полный химический анализ, и на  $\frac{3}{4}$  скачивают шлак, вместе с которым удаляется значительная часть окислившегося фосфора. В случае получения в первой пробе низкого содержания углерода, шлак скачивают начисто, и, используя либо кокс, либо электродный бой, проводят науглероживание металла. Затем в печь присаживают известь с плавиковым шпатом в количестве 1,5–2 % от массы металла и после их растворения приступают к окислительному периоду.

### 3.2.3 Окислительный период

В окислительный период необходимо реализовать следующие основные мероприятия:

- понизить содержание фосфора ниже допустимых пределов в

готовой стали;

- возможно полно удалить растворённые в металле газы (водород, азот);
- нагреть металл до температуры, на 120–130 °С, превышающей температуру ликвидуса;
- привести ванну в стандартное по окисленности состояние.

Одновременно окисляются и другие примеси: углерод, кремний, марганец, хром и др. Окисление фосфора осуществляется присадками железной руды с известью. Начало присадки руды осуществляется после предварительного подогрева металла, чтобы сразу же после введения руды началось окисление углерода и кипение металла. Руда и известь отдаются равномерными порциями, чтобы поддержать энергичное кипение металла. Шлак в этот период должен быть пенистым, жидкоподвижным и самотёком сходить через порог рабочего окна. Обеспечение самопроизвольного стекания и обновления шлака необходимо для эффективного удаления фосфора.

Для контроля за ходом окислительных процессов регулярно через 5–15 минут отбирают пробы металла, в которых проверяют содержание фосфора и углерода. Правильно организованный температурный режим окислительного периода, постоянное обновление шлака при поддержании его основности в пределах 2,7–3 и высоком содержании в нём закиси железа 15–20 % позволяют без особых затруднений понизить содержание фосфора до 0,01 % и менее.

Кроме режима фосфора, в окислительный период регламентируется режим углерода. Предусматривается, чтобы за период кипения было окислено не менее 0,3 % углерода при выплавке высокоуглеродистой стали, содержащей 0,6% углерода и не менее 0,5 % при выплавке средне- и низкоуглеродистой стали. Окисление такого количества углерода необходимо для дегазации металла. Интенсивное кипение ванны, вызванное окислением углерода, является единственным эффективным средством снижения содержания азота в электропечи, причём эффективность дегазации возрастает с увеличением скорости окисления углерода. Поэтому после понижения до

необходимых значений концентраций фосфора окисление углерода целесообразно интенсифицировать.

Режим марганца в окислительный период не регламентируется, потому что реакция окисления марганца близка к равновесному, поэтому нормальный ход плавки с необходимым повышением температуры к концу периода сопровождается восстановлением марганца из металла.

В окислительный период окисляется и хром, причём значительное его количество окисляется ещё в период плавления. Скачивание шлака в период плавления и постепенное его обновление в течение окислительного периода способствует дальнейшему окислению хрома и потере его со шлаком. Тугоплавкие окислы хрома сильно понижают текучесть шлака и затрудняют процесс окисления фосфора. Поэтому использование хромистых отходов на плавках с полным окислением нецелесообразно. С целью использования содержащихся в шихте никеля и молибдена в завалку дают некоторое количество хромоникелевых и хромомолибденовых отходов, с условием, чтобы содержание хрома в первой пробе не превышало 0,4 %.

В окислительный период удаляется до 40 % серы, вносимой шихтой. Успешной десульфурации способствует высокая основность шлака (не менее 2,7–2,8) и его постоянное обновление.

### 3.3 Восстановительный период

По окончании окислительного периода сталь раскисляют в восстановительный период в АКОСе. После выпуска плавки ковш с металлом устанавливается под водоохлаждаемую крышку агрегата ковш-печь и уже там происходит восстановительный период.

Основными задачами восстановительного периода являются:

- раскисление металла;
- удаление серы;
- корректировка химического состава металла;

- регулирование температуры металла;
- подготовка к разливке.

В начале восстановительного периода содержание углерода составляет на 0,03–0,01 % меньше нижнего предела в готовой стали. Восстановительный период начинается наведением известкового шлака в смеси с плавиковым шпатом и шамотом в соотношении 5:1:1 в количестве 2,0–3,5 % от массы металла. Для быстрого проплавления шлаковой смеси первые 10 минут после включения тока работают на средней ступени напряжения трансформатора. Подводимую мощность регулируют в соответствии с температурой металла.

Затем присаживают металлические раскислители в виде ферромарганца, силикомарганца и других сплавов. Количество присадок такое, что обеспечивается содержание марганца на нижнем пределе и введением 0,15–0,2 % кремния, алюминий вводится в количестве 0,5 кг/т металла. После чего присаживают шлаковую смесь, и после образования жидкого шлака его обрабатывают раскислительной смесью (молотый ферросилиций + кокс).

В результате образуется слабокарбидный или белый шлак, содержащий менее 1,0 % FeO и 50–60 % CaO при основности 2,5–3,0 и характеризующийся высокой десульфурующей способностью. Количество кислорода в металле, благодаря глубинному раскислению резко уменьшается, что повышает скорость десульфурации. Увеличению скорости десульфурации способствует повышение жидкотекучести шлака при сохранении высокой основности его, что достигается присадками плавикового шпата.

Плавиковый шпат, кроме того, оказывает прямое влияние на десульфурацию, образуя с серой CaS и летучие соединения SF<sub>6</sub>. Так как сера удаляется в результате её диффузии к поверхности раздела металл-шлак, то увеличению скорости десульфурации способствует увеличение поверхности контакта металла со шлаком. Десульфурации металла во время выпуска плавки способствует глубокое раскисление металла и шлака, формирование к моменту выпуска жидкоподвижного высокоосновного шлака и слив металла

вместе со шлаком мощной струёй.

Учитывая это, шлак перед выпуском разжижают присадками плавикового шпата и раскисляют порошком алюминия, а за 3–5 минуты до выпуска в металлическую ванну присаживают алюминий.

После раскисления в стали остаётся 0,02–0,04 % растворённого алюминия. Такое количество растворённого алюминия необходимо для нейтрализации кислорода, поступающего из атмосферы во время выпуска и разливки, и для регулирования величины зерна аустенита, так как присутствие в металле избыточного алюминия делает сталь мелкозернистой.

Одной из главных задач восстановительного периода является доводка металла до заданного химического состава, поэтому в начале этого периода, сразу после образования шлакового покрова отбирают пробу на определение содержания углерода, марганца, хрома и никеля. При диффузионно – осадочном раскислении марганец вводится из расчёта получения нижнего предела заданного содержания, имея ввиду что некоторое количество может восстановиться из шлака.

Перед выпуском стали отбираются контрольные пробы на полный химический анализ и раскисленность. Выпуск производится по высушенному желобу в ковш. Сталь выпускают вместе со шлаком. За счет перемешивания струи металла со шлаком хорошо проходит процесс удаления серы из стали. Коэффициент распределения серы между металлом и шлаком увеличивается с 15–40 до 70–80.

## 4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

### 4.1 Технико-экономическое обоснование проектирования цеха

Проектируемый ЭСПЦ расположен в городе Юрга на территории ООО “Юргинский машзавод”. Предприятие располагает собственной ТЭЦ, имеет развитую транспортную инфраструктуру и десятки цехов, представляющих машиностроительный комплекс с полным производственным циклом. Что позволяет производить большое количество различных машин и продукции для металлургического производства. Благодаря большому количеству различной продукции предприятие имеет обширные рынки сбыта в различных отраслях.

В проектируемом ЭСПЦ будет производиться сталь марки St52,3N которая является конструкционной низколегированной, специально предназначенной для сварных конструкций.

В ЭСПЦ будет установлена одна дуговая электросталеплавильная печь вместимостью 25 тонн, один агрегат комплексной обработки стали (АКОС–25), циркуляционный вакууматор. Производительность цеха составляет 180000 тонн стали в год.

### 4.2 Расчет капитальных вложений в основные фонды

Проектируемый сортамент продукции:

- Сталь углеродистая ГОСТ– DIN– 17100–100000 т/год;
- Хромистая ГОСТ– 4543–71–40000 т/год;
- Углеродистая Качественная конструкционная ГОСТ 1050–74 – 25000 т/год;
- Хромоникелевая ГОСТ 4543–71 – 15000 т/год;

Капитальные вложения предназначены для строительства ЭСПЦ.

$$K_{oi} = C_{oi} \times (1 + G_{ti} + G_{mi}) \times n_i, \quad (64)$$

где  $C_{oi}$  – цена приобретения единицы  $i$ -того оборудования, руб.;

$G_{ti}$ ,  $G_{mi}$  – коэффициенты, учитывающие соответственно долю транспортно заготовительных затрат (0,05–0,08), на монтаж и освоение  $i$ -того оборудования (0,08–0,15);

$n_i$  – количество единиц  $i$ -того оборудования.

Смета капитальных вложений на строительство цеха представлена в таблице 26.

Таблица – 26 Смета капитальных вложений на строительство цеха

Наименование	Количество единиц	Цена единицы, руб	Стоимость единицы с учетом $G_t$ и $G_m$	Полная стоимость, руб	Норма амортизации, %	Годовая сумма амортизации, руб
Здания						
Главный корпус	1	65987412,6	75885524,5	75885524,5	3,7	2807764,41
Всего по зданиям				75885524,5		2807764,41
Сооружения						
Трансформаторная	1	16257500	19846125	19846125	4,7	932767,875
Газоочистное сооружение	1	501989886	617447559	617447559	4,7	29020035
Прочее		5172445	6362108	6362108	4,7	299019
Всего по сооружениям				643655792		30251821,9
Рабочее оборудование						
ДСП-25	1	199527810	229456982	229456982	6,7	15373617,8
АКОС	1	105532518	121362396	121362396	6,7	8131280,5
Вакууматор	1	150500400	173075460	173075460	6,7	11596055,8
Изложницы	24	250000	287500	6900000	6,7	462300
Стальковши	9	236591	272079,65	2448716,8	11,1	27180,7
Сталевоз	1	1200045	1380051,75	1380051,7	11,1	153185,7
Шлаковая чаша	5	205620	236463	1182315	11,1	131236,9
Бадья завалочная	2	356514	409991,1	819982,2	11,1	91018,1
Автошлаковоз	1	800500	920575	920575	10,5	96660,3
Автобадьевоз	1	748376	860632,4	860632,4	10,5	90366,4

### Продолжение таблицы 26

Трайб аппарат	1	600525	690603,75	690603,7	10,5	72513,3
Всего по рабочему оборудованию				539097714,8		36225415,5
Крановое оборудование						
Кран 50/12,5 т	4	15000000	17250000	69000000	5,8	4002000
Кран 30 т	2	10 000 000	11500000	23000000	5,8	1334000
Кран 10 т	1	4 000 000	4600000	4600000	5,8	266800
Всего по крановому оборудованию				96600000		5602800
Всего				1355239031		74887801,8

### 4.3 Расчет производственной мощности

Производственная мощность  $M$  – это максимальный годовой объем продукции в номенклатуре, установленной проектным заданием. Производственная программа  $Впл$  представляет собой систему плановых заданий по выпуску продукции установленной номенклатуры и ассортимента. Между  $M$  и  $Впл$  должно выполняться соотношение:  $M > Впл$ . Объем всего производства в цехе находится в прямой зависимости от производительности и от степени использования календарного времени. Для расчета производственной мощности определяются номинальный и действительный фонды работы основного оборудования на производстве. Номинальное время работы оборудования  $T_{ном}$  составляет

$$T_{ном} = T_{кал} - (T_{к.р} + T_{х.р}), \quad (65)$$

где  $T_{кал}$  – календарное количество дней в году,  $T_{кал} = 365$  сут;

$T_{кр}$  – длительность капитальных ремонтов в году,  $T_{кр} = 7$  сут;

$T_{хр}$  – длительность холодных(текущих) ремонтов в году,  $T_{хр} = 8$  сут.

$T_{г.п.}$  – продолжительность горячих простоев,  $T_{г.п.} = 10$  сут.

Отсюда:

$$T_{ном.} = 365 - (7 + 8) = 350 \text{ суток.}$$

Фактическое время работы оборудования  $T_{ф.}$  составляет:

$$T_{\phi} = T_{\text{ном}} - T_{\text{г.п}}, \quad (66)$$

$$T_{\phi} = 350 - 10 = 340 \text{ суток.}$$

Суточная производительность печь в фактические сутки составляет:

$$N_{\text{сут.}} = \frac{24 \times Q_c \times B}{T_{\text{пл.}}}, \quad (67)$$

где  $Q_c$  – масса садки печи, 25 т;

$B$  – выход годного, 95 %;

$T_{\text{пл.}}$  – длительность одной плавки, 1,11 ч.

Отсюда:

$$N_{\text{сут.}} = \frac{24 \times 25 \times 0,95}{1,11} = 513,52 \text{ т/сут.}$$

Фактическая годовая производительность стали по цеху определяется по формуле:

$$B_{\text{г.}} = N_{\text{сут.}} \times n_{\text{п.}} \times T_{\phi}, \quad (68)$$

где  $n_{\text{п.}}$  – количество печей в цехе, шт.

Отсюда:

$$B_{\text{г.}} = 513,52 \times 1 \times 340 = 174597 \text{ т/год.}$$

Производственная мощность цеха (с учетом коэффициента использования мощности  $K_{\text{и.м.}} = 0,96$ ) составляет:

$$\text{ПМ} = \frac{B_{\text{г.}}}{K_{\text{и.м.}}} = \frac{174597}{0,96} = 181872 \text{ т.} \quad (69)$$

Таблица 27 – Производственные показатели цеха

Показатели	Индекс	Проектные данные
Мощность трансформатора, кВА	W	16500
Масса садки, т	$Q_c$	25
Капитальные ремонты, сут.	$T_{\text{к.р.}}$	7
Холодные ремонты, сут.	$T_{\text{х.р.}}$	8
Горячие ремонты, сут.	$T_{\text{г.р.}}$	10
Фактическое время работы, сут.	$T_{\phi}$	340
Календарное время, сут.	$T_{\text{к}}$	365
Длительность плавки, ч	$T_{\text{пл}}$	1,11

Продолжение таблицы 27

Количество плавков в сутки, шт.	Nпл	25
Суточная производительность цеха, т/сут	Nсут	513,52
Фактическая производительность, т/год	Bг	174597
Производственная мощность цеха, т/год	Пг	181872

#### 4.4 Расчёт штата работников и заработной платы

Рабочие электроплавильных цехов работают по непрерывному четырех бригадному графику в три смены при восьмичасовом рабочем дне. Различают следующие виды штатов: сменный (расстановочный) – Шр; суточный – Шс; подменный на выходные дни – Шв; суточный штат с подменой на выходные дни – Шсв; резервный штат на отпуск (РО) и невыходы по уважительным причинам (РН); списочный штат – Шсп.

Численность персонала приведена в таблице 28.

Таблица 28 – Штатное расписание рабочего персонала.

Профессия	Тарифный разряд	Расстановочный штат					Резерв штата на отпуск	Резерв штата на выходные	Списочный штат
		Смены			Итого в сутки	Итого с подменой			
		I	II	III					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Печной пролет									
Ремонтный персонал	4	4	4	4	10	11	1	1	13
Огнеупорщик	5	3	3	3	9	10	1	1	12
На ДСП – 25									
Сталевар печи	7	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный	6	1	1	1	3	4	1	1	6

Продолжение таблицы 28

2-ой подручный	5	1	1	1	3	4	1	1	6
3-ий подручный	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Пультовщик	4	2	2	2	6	7	1	1	10
Машинист крана	5	1	1	1	3	4	1	1	6
Бункерный пролет									
Шихтовщик	3	3	3	3	9	10	1	1	12
Машинист крана	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Всего		4	4	4	12	14	2	2	18
Разливочный пролет									
Оператор сталево­за	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Огнеупорщик	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Шлаковщик	3	3	3	3	9	10	1	1	12
Оператор циркуляционного вакууматора	7	2	2	2	6	7	1	1	10
Подручный оператора	6	2	2	2	6	7	1	1	9
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Оператор АКОСа	7	1	1	1	3	4	1	1	6
Стале­вар АКОСа	6	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный стале­вара	5	1	1	1	3	4	1	1	6
2-ой подручный стале­вара	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Всего		24	24	24	72	88	16	16	121
Пролет МНЛЗ									
Разливщик	6	6	6	6	18	19	1	1	21
Оператор системы гидравлики и	5	3	3	3	9	10	1	1	12

Продолжение таблицы 28

охлаждения									
Оператор разливочного поста	5	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Ремонтный персонал	4	4	4	4	12	13	1	1	15
Бригадир газорезчик	7	2	2	2	6	6	1	1	8
Оператор газорезки	6	2	2	2	6	6	1	1	8
Всего		34	34	34	102	111	13	13	137
Вспомогательный пролет									
Машинист крана	6	2	2	2	6	7	1	1	10
Обработчик поверхности заготовок	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Всего		5	5	5	15	17	2	2	22
Итого по цеху									296

Таблица 29 – Штатное расписание для руководителей, ИТР, служащих, МОП и учеников

Категория работающих, должность	Число работников, чел	Количество смен работы	Проектная численность, чел.
Начальник цеха	1	1	1
Заместитель начальника цеха по оборудованию	1	1	1
Заместитель начальника цеха по производству	1	1	1
Энергетик цеха	1	1	1
Механик цеха	1	1	1
Электрик цеха	1	1	1
Начальник технического отдела	1	1	1
Начальник производственного	1	1	1

Продолжение таблицы 29

отдела			
Начальник печного отделения	1	1	1
Начальник отделения разливки стали	1	1	1
Начальник отдела персонала	1	1	1
Старший мастер по ремонту механического оборудования	1	1	1
Старший мастер по ремонту электрооборудования	1	1	1
Мастер по ремонту энергооборудования	1	3	3
Мастер по ремонту механического оборудования	1	3	3
Мастер по ремонту электрооборудования	1	3	3
Бюро программного обеспечения	1	3	3
Начальник смены	1	3	3
Старший мастер печь-ковш и УВС	1	1	1
Старший мастер электропечей	1	1	1
Старший мастер разливки	1	1	1
Старший мастер МНЛЗ	1	1	1
Начальник технологического бюро	1	1	1
Диспетчер	1	3	3
Сменный мастер печь-ковш и УВС	1	3	3
Сменный мастер электропечи	1	3	3
Сменный мастер разливки	1	3	3
Сменный мастер МНЛЗ	1	3	3
Инженер технолог	2	1	2
Учетно-экономическое	2	1	2

Продолжение таблицы 29

бюро			
Инженер по организации и нормированию труда	2	1	2
Инженер по подготовке кадров	1	1	1
Инженер по ОТ и ТБ	1	1	1
Табельщик	1	1	1
Секретарь	1	1	1
Завхоз	1	1	1
Электрики	1	1	1
Водители	2	3	3
Итого ИТР и служащих			66

Таким образом, списочный состав работающих в цехе составляет 486 человек, из которых 66 человека ИТР, 413 остальных рабочих.

Тарифная ставка – это размер оплаты, на основе которого производится расчет зарплаты работников.

Таблица 30 – Тарифные ставки по разрядам

Тарифная ставка, руб/ч	Разряд		
	4	5	6
	32,40	36,61	41,38

Для расчета средней заработной платы принимаем, что в цехе средний разряд шестой, тогда тарифная ставка будет равна 41,38 рублей. Исходные данные для расчета заработной платы приведены в таблице 34.

Таблица 31 – Исходные данные для расчета заработной платы

Разряд	Тарифная ставка	Отработано часов			
		всего	Ночных	вечерних	праздничных
6	41,38	192	64	32	8

Заработная плата по тарифной ставке за месяц определяется по формуле:

$$ЗП_{ппр} = ТС \times K_{\text{час}} \times K_{\text{вп}}, \quad (70)$$

где ЗП<sub>ппр</sub> – часовая тарифная ставка, руб/ч;  
К<sub>час</sub> – количество отработанных часов в месяц;  
К<sub>вп</sub> – коэффициент, учитывающий выполнение плана.

$$\text{ЗП}_{\text{ппр}} = 36,61 \times 192 \times 1 = 7029 \text{ руб.} \quad (70)$$

Доплата за работу в ночное время Д<sub>ночн</sub>, рассчитывается по формуле:

$$D_{\text{ночн}} = K_{\text{ч.ночн}} \times \text{ТС} \times K_{\text{н}}, \quad (71)$$

где К<sub>ч.ночн</sub> – количество отработанных ночных часов в месяц;  
ТС – тарифная ставка, руб;  
К<sub>н</sub> – коэффициент, учитывающий доплату за работу в ночное время (40 % к тарифной ставке).

$$D_{\text{ночн}} = 64 \times 36,61 \times 0,4 = 937 \text{ руб.}$$

Доплата за работу в вечернее время Д<sub>веч</sub>, рассчитывается по формуле:

$$D_{\text{веч}} = K_{\text{ч.веч}} \times \text{ТС} \times K_{\text{веч}}, \quad (72)$$

где К<sub>ч.веч</sub> – количество отработанных вечерних часов в месяц;  
К<sub>веч</sub> – коэффициент, учитывающий доплату за работу в вечернее время (20 % к ТС).

$$D_{\text{веч}} = 32 \times 36,61 \times 0,2 = 234 \text{ руб.}$$

Доплата за работу в праздничные дни Д<sub>пр</sub>, рассчитывается по формуле:

$$D_{\text{пр}} = K_{\text{ч.пр}} \times \text{ТС} \times K_{\text{пр}}, \quad (73)$$

где К<sub>ч.пр</sub> – количество отработанных праздничных часов в месяц;  
К<sub>пр</sub> – коэффициент, учитывающий доплату за работу в праздничные дни (100 % к ТС).

$$D_{\text{пр}} = 8 \times 36,61 \times 1 = 292 \text{ руб.}$$

Доплата за вредность Д<sub>вр</sub>, рассчитывается по формуле:

$$D_{\text{вр}} = K_{\text{час}} \times \text{ТС} \times K_{\text{вр}}, \quad (74)$$

где К<sub>вр</sub> – коэффициент, учитывающий доплату за вредность (24 % к ТС).

$$D_{\text{вр}} = 192 \times 36,61 \times 0,24 = 1686 \text{ руб.}$$

Премия за месяц ПР<sub>мес</sub>, определяется по формуле:

$$\text{ПР}_{\text{мес}} = \text{ТС} \times K_{\text{час}} \times K_{\text{п}}, \quad (75)$$

где К<sub>п</sub> – коэффициент, учитывающий размер премии (50 % к ТС)

$$\text{ПР}_{\text{мес}} = 36,61 \times 192 \times 0,50 = 3514 \text{ руб.}$$

Основная заработная плата без начисления районного коэффициента определяется по формуле:

$$\text{ЗП}_{\text{осн}} = \text{ЗП}_{\text{ппр}} + \text{Д}_{\text{ночн}} + \text{Д}_{\text{веч}} + \text{Д}_{\text{пр}} + \text{Д}_{\text{вр}} + \text{ПР}_{\text{мес}}, \quad (76)$$

$$\text{ЗП}_{\text{осн}} = 7029 + 937 + 234 + 292 + 1686 + 3514 = 13692 \text{ руб.}$$

Заработная плата с учётом районного коэффициента определяется по формуле:

$$\text{ЗП}_{\text{мес}} = \text{ЗП}_{\text{осн}} \times \text{К}_p, \quad (77)$$

где  $\text{К}_p$  – районный коэффициент (1,30 % к начисленной заработной плате).

$$\text{ЗП}_{\text{мес}} = 13692 \times 1,30 = 17799 \text{ руб.}$$

Заработная плата с подоходного налога 13 % равна:

$$\text{ЗП}_{\text{мес}} = 17799 \times 1,13 = 20112 \text{ руб.}$$

Основной фонд оплаты труда рабочих составит:

$$\text{ОФОТ}_{\text{раб}} = 20112 \times 296 = 8306256 \text{ руб/мес.}$$

где 296 – численность рабочих.

Зарплата управленческого персонала и специалистов составляет 20 % от фонда заработной платы рабочих. Основной фонд оплаты труда управленческого персонала и специалистов составит:

$$\text{ОФОТ}_{\text{рук}} = 8306256 \times 0,20 = 1661251 \text{ руб/мес.}$$

Таким образом получаем среднемесячную заработную плату ИТР равной:

$$\text{ЗП}_{\text{итр}} = \frac{1661251}{66} = 25170 \text{ руб/мес.}$$

Фонд заработной платы (ФЗП<sub>год</sub>) на всех рабочих за год составит:

$$\text{ФЗП}_{\text{год}} = (8306256 + 1661251) \times 12 = 119610084 \text{ руб/год.}$$

Величина страховых взносов СВ:

$$\text{СВ} = 119610084 \times 30/100 = 35883025 \text{ руб/год.}$$

Затраты по ЗП на 1 тонну стали составляют:

$$\text{З}_{\text{зп}} = \frac{\text{ФЗП}_{\text{год}}}{\text{В}_T}, \quad (78)$$

$$З_{зп} = \frac{119610084}{174597} = 685 \text{ руб/т.}$$

Затраты на социальное страхование  $З_{стр}$  в месяц составляют 30 % ФЗП в месяц:

$$З_{стр} = \frac{\text{ФЗП}_{\text{год}} \times 0,30}{V_{\text{г}}}, \quad (79)$$

$$З_{стр} = \frac{119610084 \times 0,30}{174597} = 205,5 \text{ руб/т.}$$

Цеховые расходы  $Ц_{р}$  составляют 380 % от заработной платы работников в год:

$$Ц_{р.год} = \frac{\text{ФЗП} \cdot 380}{100}, \quad (80)$$

$$Ц_{р.год} = \frac{119610084 \times 380}{100} = 454518319 \text{ руб/т.}$$

Цеховые расходы  $Ц_{р}$  в год на 1 тонну стали определяются по формуле:

$$Ц_{р} = \frac{Ц_{р.год}}{V_{\text{г}}}, \quad (81)$$

$$Ц_{р} = \frac{454518319}{174597} = 2603 \text{ руб/т.}$$

#### 4.5 Расчёт затрат на материалы

Таблица 32 – Затраты на материалы на одну тонну стали

Статья затрат	Проектный вариант		
	Норма расхода, кг	Цена за 1 кг, руб.	Сумма затрат, руб.
Стальной лом	1000,59	8,1	8104,779
Ферросилиций ФС75	5,40	68	367,2
Силикамарганец ФМн20	13,22	94	1242,68
Алюминий	0,58	100	58
Кокс	5,97	22,9	136,713
Железная руда	22,84	3,9	88,959
Известь	50,40	9	453,6

Продолжение таблицы 32

Плавленый шпат	8,11	11	89,21
Всего затрат на материал (Цмат.)	1099		10541,141

#### 4.6 Расчет затрат на тепло- и энергоресурсы

Расчет затрат расходов тепло- и энергоресурсов на выплавку одной тонны продукции представлены в таблице 33.

Таблица 33 – Стоимость тепло- и энергоресурсов на производство одной тонны продукции

Наименование статьи затрат	Цена за единицу, руб/ед	Норма расхода, ед/т	Сумма расхода, ед/т
Электроэнергия, кВт/ч	3,15	594	1871,1
Теплоэнергия, Гкал	194,6	0,385	74,9
Кислород, м <sup>3</sup>	10,95	6	65,7
Сжатый воздух, м <sup>3</sup>	89	0,95	84,5
Вода техническая, м <sup>3</sup>	2,78	61	169,5
Аргон, м <sup>3</sup>	120	1	120
Итого			2385,7

#### 4.7 Планирование себестоимости продукции

Себестоимости 1 тонны выплавляемой стали калькулируется с учетом принятых технических и технологических решений, коэффициентов, цен и затрат. Проектная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции включает:

- материальные затраты на единицу продукции  $P'_m$ ;
- стоимость тепло- и энергоресурсов на единицу продукции  $P'_{тэ}$ ;
- удельные затраты на заработную плату ФЗП' и страховые взносы СВ' на единицу продукции;
- затраты на амортизацию цехового оборудования;
- общецеховые расходы  $P'_{оц}$ ;

- общезаводские расходы  $P'_{оз}$ ;
- коммерческие расходы  $P'_{ком}$ .

Удельные затраты на амортизацию цехового оборудования  $A'$  рассчитываются по формуле

$$A = \frac{A_{общ}}{B_{г}}, \quad (82)$$

Где  $A_{общ}$  – годовая сумма амортизации по всем объектам основных фондов за год, руб./год (из таблицы).

$$A = \frac{74887801,8}{174597} = 428,9 \text{ руб/год.}$$

Цеховая себестоимость ( $C_{пр}$ ) 1 тонны стали складывается из статьи материалов, статьи теплоэнергоресурсов, статьи заработной платы, амортизации, цеховых расходов:

$$C_{пр} = 10541,141 + 2385,7 + 685 + 205,5 + 2603 + 428,9 = 16849,241$$

Общезаводские и коммерческие расходы на единицу выпускаемой продукции условно принимаются в процентном отношении к другим калькуляционным статьям.

Общезаводские и коммерческие расходы составляют 15 % от цеховой себестоимости.

$$P'_{оз} = C_{пр} \times 15;$$

$$P'_{оз} = 16849,241 \cdot 0,15 = 2527,4 \text{ руб/т.}$$

$$P'_{ком} = 16849,241 \cdot 0,15 = 2524,4 \text{ руб/т} \quad (83)$$

В итоге общая проектная себестоимость 1 тонны продукции  $C_{пр}$  составит:

$$C'_{пр} = P'_{м} + P'_{тэ} + ФЗП' + СВ' + A' + P'_{оц} + P'_{оз} + P'_{ком} = 10541,141 + 2385,7 + 685 + 205,5 + 2603 + 428,9 + 2988,2 + 2988,2 = 22396 \text{ руб.}$$

#### 4.8 Расчет вложений в оборотные средства цеха

Сумма затрат определяется по формуле:

$$КОС = Н_{пз} + Н_{зч} + Н_{гп}, \quad (84)$$

где  $Н_{пз}$  – норматив на оборотные запасы сырья, руб.;

$Н_{зч}$  – норматив на незавершенное производство, руб.;

$Н_{гп}$  – норматив на годовую продукцию, руб.

1) Норматив на производственные запасы сырья:

$$Н_{пз} = \frac{\sum C_i \times B_{ni} \times d_i}{365}, \quad (85)$$

где  $C_i$  – норматив на производственные запасы сырья, руб.;

$B_{ni}$  – годовой выпуск  $i$ -го сплава, руб.;

$d_i = 15$  – норма запаса  $i$ -го вида производственных шихты, дни;

$$Н_{пз} = \frac{10541,141 \times 174597 \times 15}{365} = 75634997 \text{ руб.}$$

2) Норматив на незавершенное производство:

$$Н_{зч} = \frac{B_n \times T_{ц}}{350} \times C_T \times K_n, \quad (86)$$

где  $T_{ц}$  – длительность производственного цикла, дни;

$T_r$  – время ремонтов, дни;

$C_T$  – себестоимость единицы продукции, руб.;

$K_n$  – коэффициент нарастания затрат.

$$K_n = \frac{M + 0,5 \times P}{M + P}, \quad (87)$$

где  $M$  – стоимость заданной шихты на 1 тонну сплава, руб.;

$P$  – расходы по переделу на 1 тонну сплава, руб.;

$$K_n = \frac{10541,141 + 0,5 \times 22396}{10541,141 + 22396} = 0,66.$$

$$Н_{зч} = \frac{174597 \times 15}{350} \times 22396 \times 0,67 = 112280736,7 \text{ руб.}$$

3) Норматив на готовую продукцию:

$$Н_{гп} = \frac{B_N \times C_R \times d_R}{365}, \quad (88)$$

где  $dR$  – норма запаса готовой продукции, дни.

$$H_{\text{гп}} = \frac{174597 \times 22396 \times 4}{365} = 42852322,3 \text{ руб.}$$

4) Сумма капитальных вложений в оборотные средства:

$$K_{\text{ос}} = 75634997 + 112280736,7 + 42852322,3 = 230768056 \text{ руб.}$$

5) Расчет удельных капитальных вложений в производственные фонды:

Рассчитывается по формуле:

$$K = \frac{K_{\text{оф}} + K_{\text{ос}}}{B}, \quad (89)$$

где  $K_{\text{оф}}$  – капитальные вложения в основные фонды руб;

$K_{\text{ос}}$  – капитальные вложения в оборотные средства, руб.

$$K = \frac{1626286837,2 + 230768056}{174597} = 10636,2 \text{ руб.}$$

б) Определение экономической эффективности реконструкции.

$$Ц = C_{\text{пр}} \times 10 \%, \quad (81)$$

$$Ц = 22396 \times 0,10 = 2236,9 \text{ руб.}$$

$$\text{Прибыль } \Pi = \sum Ц \times B_{\text{н}} = 2236,9 \times 174597 = 390556029,3 \text{ руб.} \quad (90)$$

Коэффициент экономической эффективности проекта:

$$E = \frac{\Pi}{(K_{\text{оф}} + K_{\text{ос}})} = \frac{390556029,3}{1626286837,2 + 230768056} = 0,21, \quad (91)$$

Тогда срок окупаемости составит:

$$T = \frac{1}{E} = \frac{1}{0,21} = 4,7. \quad (92)$$

Таблица 34 – Техничко-экономические показатели

Наименование показателей	Проектные данные
Капитальные вложения на строительство, руб	1626286837,2
Прибыль, руб	390556029,3
Суточная производительность цеха, т/сут	513,52
Производственная мощность, т/год	181872
Годовая производительность, т/год	180000

Продолжение таблицы 34

Себестоимость 1 тонны стали, руб.	22396
Среднемесячная заработная плата, руб:	
– рабочих	20112
– ИТР	25170
Численность рабочих	
– рабочих	362
– руководителей	66
Срок окупаемости, год	4,7

Вывод: исходя из проделанной работы по разделу ФМРиР выяснили сколько нам требуется денег на капитальные вложения для строительства, выявили заработную плату для всего рабочего класса с их социальными доходами. Провели расчеты численности рабочих и руководителей, а также посчитали срок окупаемости цеха.

## 5 Социальная ответственность

### 5.1 Описание рабочего времени

Выбор площадки для строительства металлургических предприятий и размещение на них зданий и сооружений произведено в соответствии с требованиями СанПин 2.2.1/2.1.1.1200-03 («Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий»).

Завод ОАО «Юргинский Машзавод», расположен с подветренной стороны по отношению к населённому пункту, чтобы газы, пыль и дым не попадали в жилой сектор. Ширина защитной зоны равна 1000 м, с учётом того, что на предприятии организованы специальные меры по борьбе с выбросами. В защитной зоне высажены кустарники и деревья.

С учётом господствующего направления ветров, которое принято по средней розе ветров тёплого периода года на основе многолетних наблюдений, продольные оси цеха расположены под углом  $30^{\circ}$  к направлению ветров (в основном юго-восточный).

Технологические процессы производства стали сопровождаются образованием громадных количеств различных пыли и газов, которые загрязняют атмосферу.

Газы, выделяющие в печи имеют следующий примерный состав, %: CO – 1–2; H<sub>2</sub>O – 16; NO<sub>2</sub> – 0,03; CO<sub>2</sub> – 5–7; N<sub>2</sub> – 65; O<sub>2</sub> – 10.

Количество выделяющейся пыли составляет в среднем 7,5 кг/т стали и зависит от гранулометрического состава вводимых в печь сыпучих материалов и ферросплавов, а также от способа их выделения в печь и интенсивности газоотсоса.

Примерный химический состав пыли, %: Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 54,3; Mn<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 11,7; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 6,4; P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 1,1; SiO<sub>2</sub> – 7,3; CaO – 6,2; MgO – 4,8; SO<sub>2</sub> – 2,7.

При работе сталелитейного участка происходит загрязнение окружающей среды отходами производства, газами, сточными водами.

Сточные воды газоочистки электросталеплавильных цехов загрязняются мельчайшими ферромагнитными взвесями, включающими оксиды железа, алюминия, марганца, магния, никеля, кремния, кальция хрома и др. Пыль, выносимая из печи, склонна к слипанию, плохо смачивается водой, а примерно 70 % частиц, содержащихся в сточных водах, характеризуется крупностью  $< 10$  мкм; взвесь сточных вод электросталеплавильных цехов очень трудно осаждаются.

В соответствии с требованиями СанПиН 2.1.6.1032-01 «Гигиенические требования к обеспечению качества атмосферного воздуха населенных мест» металлургические предприятия должны иметь утвержденные ПДВ при отсутствии ПДК вредных веществ, содержащихся в выбросах проектируемого цеха, технологического процесса.

В сталеплавильном производстве образуется ежегодно более 25 млн. т. шлаков, которые содержат железо (до 24 % в виде оксидов и до 20 % в металлургической форме); оксиды марганца (до 11 %); оксиды кальция, кремния, алюминия, магния, хрома, фосфора и сульфиды железа и марганца.

### 5.1.1 Вредные производственные факторы

К вредным производственным факторам относятся:

- физические факторы (температура, относительная влажность, скорость движения воздуха, тепловое излучение);
- неионизирующие, электромагнитные поля и излучения, электростатические поля, постоянные магнитные поля (в т. ч. геомагнитные), электрические и магнитные поля промышленной частоты (50 Гц), электромагнитные излучения радиочастотного диапазона (в т. ч. лазерное и ультрафиолетовое);
- ионизирующее излучение;
- производственный шум, ультразвук, инфразвук;
- вибрация (локальная, общая);
- аэрозоли (пыли) преимущественно фиброгенного действия;

- освещение – естественное (отсутствие, недостаточность), низкий КЕО, искусственное (недостаточная освещенность, прямая и отраженная слепящая блеклость, пульсация освещенности);
- электрически заряженные частицы воздуха – аэроны.
- химические факторы, в частности некоторые вещества биологической природы;
- биологические факторы – микроорганизмы, патогенные микроорганизмы;
- тяжесть труда – характеристика физической динамической нагрузкой, массой поднимаемого и переносимого груза, величиной статической нагрузки, формой рабочей позы, монотонностью;
- напряженность труда – характеристика трудового процесса, отражающая нагрузку на ЦНС, органы чувств, эмоциональную сферу работника, степень монотонности нагрузок, режим работы.

#### 5.1.2 Требования безопасности технологических процессов

Технологические процессы должны осуществляться в соответствии с утвержденными технологическими инструкциями,

На рабочих площадках плавильных агрегатов и других местах возможного попадания расплавленного металла или шлака не допускается наличие влаги, легко расплавляющихся материалов и веществ, способных взаимодействовать с расплавами.

Не допускается загрузка влажной шихты и материалов в агрегаты, содержащие расплавленный металл или шлак, а также расплавленного металла или шлака в агрегаты или сосуды, содержащие влагу или влажные материалы. Предельное содержание влаги или материалов, содержащих связанную воду, в шихте или других компонентах, загружаемых в плавильные агрегаты, определяется технологической инструкцией агрегата.

Запрещается эксплуатация плавильных агрегатов при разгерметизации системы водяного охлаждения этих агрегатов. Технические устройства и коммуникации, используемые при проведении технологических процессов,

связанных с применением (образованием) взрывопожароопасных или токсичных веществ, должны быть герметичными. В случае невозможности полной герметизации оборудования, места выделения опасных веществ должны оснащаться средствами контроля среды и оборудоваться местными отсосами. Герметизирующие устройства должны систематически осматриваться. Нарушение герметичности должно немедленно устраняться.

## 5.2 Анализ условий труда на объекте исследования

Промышленная площадка и генеральный план металлургического предприятия должны соответствовать главе СНиП по проектированию генеральных планов промышленных предприятий и СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03 «Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий». Производственные здания должны соответствовать требованиям главы СНиП по проектированию производственных зданий промышленных предприятий. Размеры санитарно-защитной зоны должны устанавливаться в соответствии с классификацией производств по СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03.

В рабочей зоне производственных помещений должны соблюдаться допустимые нормы температуры, относительной влажности и скорости движения воздуха в холодный и переходный периоды года. Тепловое облучение на постоянных рабочих местах за счет их рационального размещения и использования средств промышленной теплозащиты не должны превышать  $140 \text{ Вт/м}^2$ , иначе должны применяться средства индивидуальной защиты (СИЗ), а также дополнительно при тепловом облучении от  $350\text{--}2800 \text{ Вт/м}^2$  необходимо применять воздушное душирование.

Температура поверхностей технических устройств, аппаратов, трубопроводов и отражений на рабочих местах не должна превышать  $45 \text{ }^\circ\text{C}$ . При невозможности по техническим причинам достигнуть указанной температуры на рабочих местах вблизи источников лучистых и конвективных тепловых потоков должны быть приняты меры по защите производственного

персонала от возможного перегрева (экранирование, воздушное душирование и другие способы).

На предприятии должен быть составлен перечень опасных мест и помещений для работающих, проведен учет всех газоопасных мест путем их паспортизации, куда вносятся данные об особенностях газовых устройств и коммуникаций, сведения об их исправности, дефекты, обнаруженные как при текущей эксплуатации, так и при обязательном периодическом осмотре.

### 5.2.1 Анализ опасных и вредных веществ

Выявление возможных и анализ опасных и вредных факторов проводится на всех стадиях создания, внедрения, испытания, наладки, эксплуатации и ремонта спроектированного устройства, объекта или технологического процесса, предусмотрев вероятность возникновения аварийных ситуаций и чрезвычайных ситуаций. Таковые рассмотрим ниже.

Опасность поражения электротоком.

Производственные помещения электросталеплавильных цехов относятся к цехам с повышенной опасностью.

Основные требования безопасности к устройству внутри цеховой электрической сети:

- Внутри цеховую электрическую сеть выполняют из изолированных кабелей, защитные оболочки которых удовлетворяют требованиям механической прочности или прокладывают в металлических трубах.
- Кабели внутри производственных помещений прокладывают в каналах, устанавливаемых в полу и закрываемых сверху съемными покрытиями из огнестойких материалов.
- Кабели внутри цеха можно прокладывать по стенам, потолкам, металлическим конструкциям здания. Кабельные каналы устраивают глубиной не менее 40–60 см с учетом габаритных размеров соединительных и тройных муфт. Расстояние между силовыми кабелями,

проложенными в полу, принимают не менее 35 мм.

– Прокладка кабелей в каналах или туннелях, где находятся газопроводы горючих жидкостей, не разрешается из-за возможности их нагрева. Минимальное расстояние между трубопроводами с горючими жидкостями и промышленными кабельными линиями составляет 1 м.

Основные требования безопасности к наружной заводской сети:

– Воздушную электрическую сеть на территории предприятия выполняют из незащищенных проводов на изоляторах, т. к. ЭСПЦ потребляют электроэнергию напряжением выше 1000 В, то сеть должна находиться на высоте 7 м от земли.

– При выводе проводов через крыши расстояние до любой точки крыши должно быть не менее 2 м.

– Для сети применяют только алюминиевые многопроволочные провода сечением не менее 35 мм<sup>2</sup>.

Опасность получения ожогов.

При выпуске стали подручный сталевара находится в окружении: открытой летки (спереди), желоба, наполненного сталью ковша (сзади).

Тепловые воздействия на работающих.

Основные технологические процессы в металлургических цехах сопровождаются выделением огромных количеств тепла в воздух рабочей зоны, помещения.

Большая часть тепла (60–90 %) выделяется от первичных источников тепла, путем инфракрасного излучения, однако в дальнейшем это тепло частично преобразуется в конвекционное. Таким образом, выделившееся путем радиации тепло последовательно и многократно воздействует на находящиеся вблизи его источники рабочих с различной степенью интенсивности.

В сталеплавильных цехах достаточно большое число рабочих мест с инфракрасным излучением. К ним относятся: рабочая (завалочная) площадка, рабочая площадка у выпускного отверстия печи и желоба и другие.

Непосредственному облучению из открытого пространства печи подвергаются машинисты завалочных машин, сталевар и его подручные на ручных операциях по заправке порогов, подины, скачивания шлака, разделки и заделки порога, взятия пробы. Продолжительность разового облучения этих рабочих колеблется от нескольких секунд до 2–3 минут.

Своеобразие микроклиматических условий и трудовых процессов в металлургических цехах обуславливает изменения некоторых физиологических функций в процессе труда, наблюдаемые у рабочих сталеплавильных цехов. Особенно резкие физиологические сдвиги наблюдаются в сталеплавильных цехах у рабочих при так называемом холодном ремонте печей, а также при смене электродов на ходу у электросталеплавильных печей. Резкое учащение пульса (до 180 ударов в минуту) и нередко нарушение ритма сердечной деятельности, повышение температуры тела до 38–38,5 °С, профузное потение, быстро наступающая усталость.

Для работ средней тяжести и тяжелых при температуре воздуха ниже или выше 28 °С, но не более допустимых величин, скорость движения воздуха следует соответственно понижать или повышать из расчета 0,2 м/с на 1°С с учетом категории работ, но при этом она должна составлять не менее 0,3 м/с.

Количественная и качественная оценка загрязнителей воздуха.

Пыль в сталеплавильных цехах.

Печной пролёт: рабочая площадка печи, где концентрация пыли составляет 14,5 мг/м<sup>3</sup>, а предельно допустимая концентрация (ПДК) Шихтовый пролёт: рабочая площадка шихтовщика, где ПДК = 4,0 мг/м<sup>3</sup>, концентрация пыли 27,0 мг/м<sup>3</sup>.

Разливочный участок: подкрановые пути, ремонтная зона крана, где ПДК = 4,0 мг/м<sup>3</sup>, концентрация пыли 33,0 мг/м<sup>3</sup>.

Средства защиты: общеобменная приточная вытяжная вентиляция, средства индивидуальной защиты (СИЗ), выполнение аспирации участков.

Печные газы и содержащиеся в них аэрозоли электросталеплавильных

печей полностью поступают в воздух помещений. Отсутствие эффективных устройств для немедленного последующего удаления печных газов в атмосферу обуславливает накопление и распространение пыли в воздухе рабочих помещений.

#### 5) Повышенная загазованность.

Печной пролёт: рабочая площадка печи, где ПДК = 0,05 мг/м<sup>3</sup>, концентрация 0,3 мг/м<sup>3</sup>; кабина крана, где ПДК = 0,05 мг/м<sup>3</sup>, концентрация 0,64 мг/м<sup>3</sup>.

Разливочный участок: кабина крана, где ПДК = 0,05 мг/м<sup>3</sup>, концентрация 0,41 мг/м<sup>3</sup>; рабочая площадка разлильщиков, где ПДК = 0,05 мг/м<sup>3</sup>, концентрация 0,263 мг/м<sup>3</sup>; ремонтная зона крана на разливочном участке, где ПДК = 0,05 мг/м<sup>3</sup>, концентрация 0,41 мг/м<sup>3</sup>.

Средства защиты: аэрационный воздухообмен, СИЗ.

Повышение норм предельно допустимого уровня (ПДУ) температуры и относительной влажности рабочих участков.

Средства защиты: теплоизоляция помещений, воздушное душирование, установка кондиционеров и защитных экранов.

Повышенный уровень производственного шума.

Источники и интенсивность шумового воздействия.

Уровень шума на производстве и мероприятия, направленные на его уменьшение, устанавливаются в соответствии с СН 2.2.4/2.2.1.8.562–96 «Шум на рабочих местах, в помещениях жилых, общественных зданий и на территории жилой застройки».

Процесс производства стали сопровождается повышенным шумом. Шумные операции: перегружаемый металлический лом, шумят газовые горелки, движущиеся мостовые краны, железнодорожный и автомобильный транспорт. К наиболее шумным агрегатам относятся дуговые сталеплавильные печи. Если интенсивность шума, обусловленная движением кранов, перемещением и перегрузкой материалов, перемещением людей колеблется в пределах 75–85 дБ, то сила шума электропечи зависит от периода

плавки и подводимой электрической мощности. Наибольший шум возникает в первые несколько минут плавления холодного лома. Он представляет собой случайно распределенные во времени жесткие хлопки, вызванные разрывами электрических дуг между электродами и кусками лома, на фоне менее громких разрывов «блуждающих» дуг между отдельными кусками скрапа. Интенсивность шума в это время колеблется на уровне 115–120 дБ при частоте 20–4000 Гц. По мере нагрева лома уровень шума понижается до 100–05 дБ. При доминирующих частотах 100–4120 Гц. При проплавлении следующих подвалок картина повторяется. В окислительном периоде уровень шума, в зависимости от подаваемой мощности, колеблется в пределах 85–103 дБ. Эти обстоятельства ставят остро вопрос о шумозащите в цехах, оснащенных высокомоощными печами.

Несмотря на существенное уменьшение шума по мере удаления от источника 115 дБ непосредственно у печи и 90 дБ на расстоянии 16–18 м, средний уровень шума в смену (8 часов) в районе работы сталеваров  $S_{СР} = 102–105$  дБ. В тяжелых условиях работают также ковшевые (95–96 дБ), шихтовщики и машинисты кранов печного и раздаточного пролетов (85–88 дБ), каменщики по наборке сводов (86–91 дБ).

Средства защиты: звукоизоляция пролётов и рабочих мест.

Электромагнитные поля

Электромагнитная энергия высоких частот находит широкое применение на всех металлургических предприятиях и производствах.

В соответствии с СанПиН 2.2.4.1191–03 «Электромагнитные поля в производственных условиях» интенсивности электромагнитных полей на рабочих местах не должны превышать по электрической составляющей: в диапазоне частот 60 КГц–1,5 МГц – 5 А/м; в диапазоне СВЧ (300 МГц–30 ГГц) при облучении в течении всего рабочего дня – 10 мкВт/см<sup>2</sup>. Допускается при обслуживании не более 2 часов в течении рабочего дня – 100 мкВт/см<sup>2</sup>.

Повышение норм предельно допустимого уровня (ПДУ) температуры и относительной влажности рабочих участков.

Средства защиты: теплоизоляция помещений, воздушное душирование, установка кондиционеров и защитных экранов.

Повышенный уровень производственного шума.

Основным источником шума в цехе является электропечь.

Шихтовый пролёт: бригадир, шихтовщик, ПДУ шума 85дБ, фактический уровень шума 88 дБ.

Печной пролёт: сталевар, ПДУ шума 85дБ, фактический уровень шума 103 дБ; пульт управления, ПДУ шума 65дБ, фактический уровень шума 78 дБ; машинист крана, ПДУ шума 85дБ, фактический уровень шума 88 дБ.

Средства защиты: звукоизоляция пролётов и рабочих мест.

Пониженный уровень искусственной освещённости.

Шихтовый пролёт: нормальный уровень освещения 100 лк, фактическая освещённость 78 лк.

Печной пролёт: нормальный уровень освещения 150 лк, фактическая освещённость 120 лк.

Разливочный участок: нормальный уровень освещения 150 лк, фактическая освещённость 135 лк.

Средства защиты: установка дополнительных источников искусственного освещения.

Повышенный уровень вибрации.

Причины вибрации – электрическое оборудование в цехе (виброинструмент, дуговые сталеплавильные печи и др.).

Печной пролёт и разливочный участок: машинист крана, допустимая частота вибрации 63 Гц, фактическая 103 Гц; рабочее место сталеваров, подручных, слесарей, допустимая частота вибрации 63 Гц, фактическая 120 Гц.

Средства защиты: применение СИЗ (спецодежда, спецобувь, диэлектрические перчатки и галоши, очки, респираторы, нарукавники, наколенники, головные уборы и т.д.), регламентированный режим труда, вентиляция участков.

Из всего вышеуказанного следует, что условия труда не соответствуют нормам охраны труда. В связи с этим в цехе разработаны специальные мероприятия по снижению опасных и вредных факторов и улучшению условий труда.

#### 5.2.2 Специальные мероприятия по повышению безопасности и безвредности технологических процессов, по безопасности труда

##### Оснащение рабочих техническими средствами безопасности

Для предотвращения воздействия на работающих вредных и опасных факторов необходимо выполнить следующие мероприятия:

- управление режимом работы печей должно быть механизированным;
- транспортирование стали самоходными тележками с дистанционным управлением;
- перепуск электродов должен осуществляться автоматически или с дистанционным управлением;
- оборудование бункеров вибраторами для предотвращения зависания в них материалов, что исключит спуск людей в бункеры для проведения опасных работ;
- отбор проб металла предусматривается с помощью специальной зондовой установки;
- планировочные решения и компоновка оборудования должны обеспечить безопасное передвижение рабочих по цеху и свободный доступ для обслуживания и ремонта оборудования;
- для пешеходного сообщения между основными технологическими участками предусматриваются пешеходные проходы, мостики;
- необходимо с целью обеспечения безопасных и безвредных условий труда предусмотреть площадки для обслуживания оборудования, площадки для монтажа и демонтажа оборудования;

- для обслуживания запорной, регулирующей и прочей арматуры, расположенной над полом, необходимо предусматривать стационарные площадки, конструкция настила площадок должна исключать скольжение людей при ходьбе;
- для предупреждения о пуске в работу оборудования должна быть предусмотрена звуковая световая сигнализация, сблокированная спусковым устройством механизмов.

Мероприятия по нормализации микроклимата, защита от тепловых воздействий.

Исключительно большое место в борьбе с избыточным теплом металлургических производств занимает производственная вентиляция. Одновременно она обеспечивает борьбу с вредными газами.

Аэрация является наиболее рациональным и экономичным способом удаления конвективного тепла из цеха. Для рассеивания тепла необходимо организовывать интенсивный воздухообмен.

Борьба с пылью и вредными выделениями. Вентиляция.

Для защиты рабочих от образующихся при технологических процессах вредностей (пыль, газ) в проекте предусматриваются специальные мероприятия по вентиляции, аспирации, газоочистке. Технологическое оборудование, в процессе работы которого образуется пыль, газ локализуем в защитное укрытие с устройством отсосов запыленного воздуха.

Электробезопасность.

Для защиты от случайного соприкосновения с токоведущими частями электрооборудование следует устанавливать в изолированных помещениях, либо предусматривать защитные ограждения, либо токоведущие части выносить на безопасное расстояние; применять низкое напряжение, предусматривать защитное отключение, блокировки, принудительную сигнализацию, применять бирочную систему для оборудования с электроприводами.

Пожарная безопасность.

При проектировании ЭСПЦ определяются участки и помещения, где хранятся и используются горючие и легковоспламеняющиеся вещества и материалы. В зависимости от площади размещения таких участков и количества горючих материалов согласно существующим нормам определяется необходимость устройства автоматической пожарной сигнализации или автоматического пожаротушения.

В цехе предусматриваются следующие противопожарные мероприятия:

- станция газового пожаротушения для тушения пожаров в камерах печных трансформаторов, в помещениях микропроцессорной станции;
- оборудование установками пожарной сигнализации помещений;
- оборудование в производственных помещениях противопожарных преград;
- эвакуационные выходы и пути эвакуации;
- обеспечение средствами пожаротушения (противопожарные уголки, огнетушители химические порошковые и пенные и т.д.).

Мероприятия по защите от шума, вибрации.

Сооружение шумозащитных помещений (посты управления, комнаты отдыха) предназначаются для временного пребывания в них сменных рабочих и ИТР и большую часть времени многие работы им, приходится выполнять вне этих помещений.

Для шумоизоляции стены камеры изготавливают из звукопоглощающего материала толщиной 400–500 мм с внутренней и наружной облицовкой из стального листа. Снижение шума составит 25–45 дБ. Отбор проб, измерение температуры – механизировано. Характерная особенность шумозащитной камеры – большая высота, до стропильных ферм.

В соответствии с СанПиН «Производственная вибрация» для защиты от вибрации на путях ее распространения от оборудования, установленного на перекрытиях, необходимо применить виброизолирующие опоры, акустические развязки площадок обслуживания машин. В качестве ИСЗ от вибрации применяются гасящие вибрацию рукавицы и специальная обувь из упругодемпфирующих материалов.

Защита от электромагнитных полей.

Основными принципами разработки средств защиты от воздействия электромагнитных волн при работе высокочастотных установок являются:

- Уменьшение излучений непосредственно от самого источника излучения.
- Экранирование рабочего места.
- Применение средств индивидуальной защиты.

В диапазонах высоких частот для снижения напряженности электромагнитного поля на рабочих местах необходимо предусмотреть два типа защиты:

- Раздельное экранирование высокочастотных элементов, являющихся источниками полей на рабочих местах (высокочастотный трансформатор, линии передачи высокочастотной энергии и нагревательный индуктор).
- Полное экранирование высокочастотного генератора, предусматривающее экранирование всей установки, кроме индуктора, который вместе с пультом управления выносится на экран. Излучающие элементы на плавильном участке (линии передачи высокочастотной энергии, плавильный индуктор экранируется отдельно).

### 5.3 Охрана окружающей среды

#### 5.3.1 Технологические мероприятия

Технологические процессы производства стали сопровождаются образованием громадных количеств различных пыли и газов, которые загрязняют атмосферу (СанПиН 2.1.6.1032-01 «Гигиенические требования к обеспечению качества атмосферного воздуха населенных мест»).

Сточные воды газоочистки электросталеплавильных цехов загрязняются мельчайшими ферромагнитными взвесями, включающими оксиды железа, алюминия, марганца, магния, никеля, кремния, кальция хрома и др. Пыль, выносимая из печи, склонна к слипанию, плохо смачивается водой, и примерно 70 % частиц содержащихся в сточных водах, характеризуется

крупностью < 10 мкм; взвесь сточных вод электросталеплавильных цехов очень трудно осаждаются.

Отходы металлургического производства в атмосферу можно условно разделить на три группы:

I. Дисперсные (в основном твердофазные) выбросы.

II. Газообразные кислотообразующие выбросы.

III. Супер–токсичные, канцерогенные и другие горючие выбросы.

В сталеплавильном производстве образуется ежегодно более 25 млн. т. шлаков, которые содержат железо (до 24 % в виде оксидов и до 20 % в металлургической форме); оксиды марганца (до 11 %); оксиды кальция, кремния, алюминия, магния, хрома, фосфора и сульфиды железа и марганца. Половина массы перерабатываемых шлаков идет на изготовление щебня, 30 % используется в качестве оборотного продукта (в виде флюсов); 20 % перерабатывается в удобрения для сельского хозяйства; часть шлаков идет на изготовление минераловатных изделий; совсем небольшое количество подвергается грануляции.

Железосодержащие шламы и пыли после пылегазоочистных установок используются как добавки в агломерационную шихту и при производстве стройматериалов.

Во избежание загрязнения окружающей среды твердыми отходами производства (шлак) они вывозятся из цеха на специальных платформах в отделение переработки шлака.

Таблица 35 – Весовое количество и химический состав шлака

Окисел	CaO	SiO <sub>2</sub>	MnO	FeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	Итого
Масса, кг	0,897	0,729	0,679	0,53	2,73	0,10	0,037	0,33	6,03
Окисел	CaO	SiO <sub>2</sub>	MnO	FeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	Итого
%	14,88	12,09	11,26	8,79	45,27	1,66	0,61	5,47	100,00

Часть твердых отходов (отработанная футеровка ковшей) перерабатывается в цехе. Во избежание загрязнения водного бассейна сточными водами, они проходят отчистку в специальных отстойниках и используются повторно (оборотный закрытый цикл) по действующим нормам СанПиН 2.1.5.980-00 «Гигиенические требования к охране поверхностных вод». Для охраны водоёмов от загрязнения сточными водами предусмотрено введение водооборотных циклов. Так же при реконструкции необходимо предусмотреть мероприятия по сокращению водопотребления.

### 5.3.2 Санитарно-технические мероприятия

Очистку технологических газов от пыли осуществляют сухим способом в электрофильтрах. Газ отводится от печи в корпус конвейера для подогрева металлического лома, а далее, пройдя через корпус, удаляется через газоход, расположенный в конце подогревательной части корпуса конвейера.

Очистку технологических газов от пыли осуществляют сухим способом в электрофильтрах. Газ от печи удаляется через газоход. Для осуществления дожигания и охлаждения газов в секции подогрева устанавливаются створчатые клапаны для подачи атмосферного воздуха, здесь окись углерода и загрязняющие вещества сжигаются без расхода какого-либо топлива. После этого газ отводится по газоходу в систему газоотчистки.

В кровле цеха под фонарем устанавливаются зонты для АКП и печи, через них удаляются неорганизованные выбросы. Неорганизованные выбросы очищаются в сухом пластинчатом электрофильтре. Очищенные газы с помощью дымоотсоса выбрасываются в дымовую трубу. В электрофильтре очистка газов от твердых и жидких частиц происходит под действием электрических сил. Частицам сообщается электрический заряд, и они под действием электрического поля осаждаются из газового потока.

Общий вид электрофильтра приведен на рисунке 9.

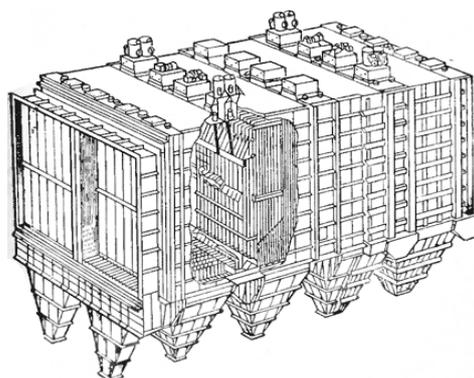


Рисунок 8 – Общий вид электрофильтра УГТ

Электрофильтр типа УГТ – унифицированный, горизонтальный, температурный. Предназначен для высокоэффективной очистки от пыли неагрессивных газов с температурой до 425 °С в химической промышленности, промышленности строительных материалов, в черной и цветной металлургии. Осадительные электроды – прутковые, коронирующие электроды безрамной конструкции из проволочных элементов диаметром 2,5 мм, натянутых грузами. Высота электродов 7,5 м, 10 м; площадь активного сечения 20, 30, 40, 60 м<sup>2</sup>; межэлектродный шаг 260, 300 мм; Количество электрических полей 3–4; запыленность газов на входе не более 50 г/м<sup>3</sup>. Встряхивание осадительных и коронирующих электродов ударно-молотковое.

На рисунке 8 представлена схема совмещенной очистки газов, отводимых от электропечи и через зонт под фонарем цеха, в сухом электрофильтре. Газ отводится от печи через водоохлаждаемый патрубок, расположенный в своде печи. Между патрубком и газоотводящим трубопроводом имеется воздушный зазор, дающий возможность регулировать количество отсасываемого газа. Оксид углерода дожигается в камере и далее охлаждается. Дожигание и охлаждение газа осуществляется атмосферным воздухом, поступающим в камеру дожигания через клапан. После этого газ отводится в систему газоочистки по газопроводу, снабженному клапаном, с помощью которого регулируют количество газа. Уровень очистки отходящих от печи газов составляет 99 %.

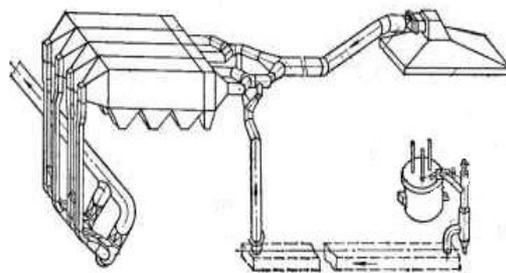


Рисунок 9 – Схема совмещенной очистки газов, отводимых от электропечи и через зонт под фонарем цеха

## Заключение

В разработанном проекте ЭСПЦ производительностью 180000 тонн стали был разработан цех, включающий в себя: печной пролет, бункерный пролет, пролет внепечной обработки и разливочный пролет.

Выплавку стали производят в ДСП–25 с одношлаковым процессом. Внепечная обработка стали проводится, в агрегате комплексной обработки стали и вакуум камере. Разливка проводится в разливочном пролете в изложницы.

Была разработана технология выплавки, внепечной обработки и разливки стали марки St52.3N.

В экономической части расчеты показали, срок окупаемости  $T_{ок} = 4,7$  года. Годовой экономический эффект составил 390556093.3 рублей, следовательно, проект цеха считается экономически целесообразным.

В разделе социальной ответственности проекта разработаны мероприятия по охране труда и охране окружающей среды, в результате улучшены условия труда на производственном участке, а также улучшена экологическая обстановка.

## Список использованных источников

1. Платонов М.А. Расчет оборудования шихтового пролета ЭСПЦ: Методическое указания к выполнению практической работы по дисциплине «Основы проектирования и оборудования цехов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» очной формы обучения. – Юрга: ЮТИ ТПУ, 2008. – 19 с.
2. Зинуров И.Ю. Оборудование и проектирование электросталеплавильного цеха: Учеб. пособие для вузов/ И.Ю. Зинуров Л.Е. Никольский – М.: Metallurgy, 1993. – 272 с.
3. Рожихина И.Д. Конструкции и проектирование электрических печей: Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Конструкции и проектирование электрических печей» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2006. – 52с.
4. Платонов М.А. Расчет оборудования печного пролета ЭСПЦ: Методическое указания к выполнению практической работы по дисциплине «Основы проектирования и оборудования цехов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2007. – 15 с.
5. Рожихина И.Д. Основы проектирования электрометаллургических цехов (электросталеплавильные цеха): учеб. пособие / И.Д. Рожихина, О.И. Нохрина, Р.А. Гизатулин; СибГИУ. – Новокузнецк, 2008. – 286 с.
6. Рожихина И.Д. Основы проектирования электрометаллургических цехов: Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Основы проектирования и оборудования цехов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2007. – 48 с.
7. Гизатулин Р.А. Методические указания для расчета баланса электросталеплавильного и литейного цехов. Для студентов специальности

110100 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2003. – 19 с.

8. Сулимова И.С. Расчет шихты для выплавки стали в дуговой печи по классической технологии: Методические указания к выполнению курсовой работы по дисциплине «Электрометаллургия стали и ферросплавов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» – Юрга: ЮТИ ТПУ, 2010. – 35 с.

9. Информационный портал о черной металлургии [Электронный ресурс]: Разливка стали в изложницы сверху – Режим доступа: <http://steeltimes.ru/allmet/casting/all/castingtype/002.php>.

10. Валуев Д.В. Внепечные и ковшевые процессы обработки стали в металлургии/ Д.В. Валуев; Юргинский технологический институт. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2010. – 202 с.

11. «Вулкан-ТМ» [Электронный ресурс]: Трайб-аппарат – Режим доступа: <http://www.vulkantm.com/ru/catalog/oborudovanie/traib/>.

12. Валуев Д.В. Разливка и кристаллизация стали и сплавов/ Д.В. Валуев; Юргинский технологический институт. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2010. – 226 с.

13. Лисачев А.Н. Экономическая часть выпускных квалификационных работ: методические указания к выполнению экономической части выпускных квалификационных работ, обучающихся по специальности 150101 «Металлургия черных металлов» всех форм обучения; Юргинский технологический институт – Юрга: Изд-во. ЮФ ТПУ, 2012. – 32 с.

14. Нохрина О.И. Требования при выполнении выпускной квалификационной работы: методические указания к оформлению выпускной квалификационной работы для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» очной и заочной форм обучения. – Юрга: Издательство Юргинского технологического института (филиала) Томского политехнического университета, 2012. – 45 с.

15. Экологическая безопасность, устойчивое развитие проблемы природоохраны, под редакцией Данилов – Данильян В.И, Осипов В.И, Махутов И.И и др. – М.: МГФ., Знание. 1999 – 704 с.

16. ООО «Спецмаш» [Электронный ресурс]: Ковши металлургические. Проект. Поставка. – Режим доступа: <http://www.nppsm.ru/106003.php>

17. ООО «Спецмаш» [Электронный ресурс]: Специальные стенды: настройки, регулировки, выбивки, сушки и т.п. Проект. Поставка. – Режим доступа: <http://www.nppsm.ru/106004.php>

18. Информационный портал о субъектах Российской Федерации [Электронный ресурс]: О внесении в качестве законодательной инициативе в Государственную Думу Федерального Собрания Российской Федерации проекта Федерального закона «О районных коэффициентах к заработной плате» – Режим доступа: <http://docs.pravo.ru/document/view/31291797>

19. Информационный портал о черной и цветной металлургии [Электронный ресурс]: Основные принципы получения заданного содержания фосфора в стали – Режим доступа: <http://uas.su/books/metstali/74/razdel74.php>

20. Промтехкомплект [Электронный ресурс]: Вставки и вкладыши в изложницы МКРВ–340 – Режим доступа: [http://ptk-nsk.ru/vstavki\\_i\\_vkladyshi\\_v\\_izlozhnicy\\_mk](http://ptk-nsk.ru/vstavki_i_vkladyshi_v_izlozhnicy_mk)

## Приложение А

### Патентный поиск

- 1) Патент № 2127650 В22D 1/10. Газопродуваемый кирпич для металлургических ёмкостей. Патентообладатель Хорст Келлинггер (DE).
- 2) Патент № 2152438 МПК<sup>7</sup> С21 7/06. Способ раскисления и науглероживания стали. Патентообладатель АО «КМК».
- 3) Патент RU № 2125113. Александров Б.Л., Криночкин Э.В., Мальцев Ю.Б., Попов С.К., Рабинович Е.М., Мерзляков Н.Е., Шаповалов А.С., Рабинович М.Е., Полищук А.В., Тараев С.П. Сплав для раскисления, легирования и модифицирования стали и его вариант. 2014.
- 4) Патент № 2391179 В22 D11/106 09/08. Способ защиты струи металла при разливке. Дегай А. С., Зуев М. В. и др. Патентообладатель ОАО «Северский трубный завод»
- 5) Патент № 2460808 МПК С21 С7/072 06/11. Способ продувки металла в сталеразливочном ковше Зуев М.В, Житлухин Е. Г. и др. Патентообладатель ОАО «Северский трубный завод»
- 6) Патент № 2460808 МПК С21 С7/072 06/11. Способ продувки металла в сталеразливочном ковше Зуев М.В, Житлухин Е. Г. и др. Патентообладатель ОАО «Северский трубный завод»
- 7) Патент № 2127650 В22D 1/10. Газопродуваемый кирпич для металлургических ёмкостей. Патентообладатель Хорст Келлинггер (DE).
- 8) Патент № 2303487. МПК В03С3/12 Способ очистки газов и электрофильтр для его реализации. Патентообладатель Носачев Л.В.
- 9) Патент № 2152438 МПК С21 7/06. Способ раскисления и науглероживания стали. Патентообладатель АО «КМК».