

Школа Юргинский технологический институт

Направление подготовки 22.03.02 «Металлургия»

Отделение промышленных технологий

### БАКАЛАВРСКАЯ РАБОТА

Тема работы
<b>Проект электросталеплавильного цеха производительностью 1,6 млн. тонн стали в год в условиях Дальневосточного металлургического завода (г. Комсомольск-на-Амуре)</b> УДК 669.187:621.746.5.001.6(571.6)

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B51	Волкова Татьяна Николаевна		

Руководитель ВКР

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОПТ	Платонов М.А.	К. Т. Н		

### 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		

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОТБ	Солодский С. А.	К. Т. Н.		

### ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

Руководитель ООП	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Промышленных технологий	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:

Руководитель 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
10В51	Волковой Татьяне Николаевне

Тема работы:

Проект электросталеплавильного цеха производительностью 1,6 млн. тонн стали в год в условиях Дальневосточного металлургического завода (г. Комсомольск-на-Амуре).

Утверждена приказом директора (дата, номер)

31.01.19

Срок сдачи студентом выполненной работы:

15.06.19

### ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

#### Исходные данные к работе

*(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.).*

Проект электросталеплавильного цеха производительностью 1,6 млн. тонн стали в год в условиях Дальневосточного металлургического завода (г. Комсомольск-на-Амуре)

<p><b>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов</b></p> <p><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></p> <p><i>(с точным указанием обязательных чертежей)</i></p>	<p>План цеха, разрез цеха, Технологическая схема, Схема газоочистки, Техничко-экономические показатели цеха</p>
<p><b>Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы</b></p> <p><i>(с указанием разделов)</i></p>	
<p><b>Раздел</b></p>	<p><b>Консультант</b></p>
<p><b>Финансовый менеджмент ресурсоэффективность и ресурсосбережение</b></p>	<p><b>Лизунков В.Г.</b></p>
<p><b>Социальная ответственность</b></p>	<p><b>Солодский С.А.</b></p>
<p><b>Нормоконтроль</b></p>	<p><b>Ибрагимов Е.А.</b></p>
<p><b>Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:</b></p>	
<p><b>Abstract</b></p>	

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

**Задание выдал руководитель:**

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОПТ	Платонов М.А.	К.Т.Н		

**Задание принял к исполнению студент:**

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B51	Волкова Татьяна Николаевна		

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

Студенту:

<b>Группа</b>	<b>ФИО</b>
10В51	Волковой Татьяне Николаевне

<b>Институт</b>	<b>ЮТИ ТПУ</b>	<b>Кафедра</b>	<b>МЧМ</b>
Уровень образования	Бакалавр	Направление/специальность	22.03.02 «Металлургия»

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

1. Стоимость ресурсов инженерного решения (ИР): материально-технических, энергетических, финансовых, информационных и человеческих	ДСП-100 – 398111240 руб. АКОС – 462130070 руб. Трансформатор – 142575000 руб. Вакууматор – 112510064 руб. МНЛЗ – 360000000 руб. Сталевоз – 1500013 руб. Трайб аппарат – 600525 руб. Кран 180+63/20 т – 20449283 руб. Кран 120+63/20 т – 18554823 руб.
2. Нормы и нормативы расходования ресурсов	Стальной лом – 986,27кг. Ферросилиций ФС75 – 11,66 кг. Силикомарганец СМп20 – 5,41 кг. Алюминий – 0,58 кг. Кокс – 5,78 кг. Железная руда – 19,35 кг. Известь – 71,5кг. Плавиковый шпат – 10,13 кг. Шамот – 10,13 кг. Никель – 4,51 кг.
3. Используемая система налогообложения, ставки налогов, отчислений	Общий режим налогообложения

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

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

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

1. Основные показатели эффективности ИР (технико-экономические показатели проекта)

<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		

**Задание принял к исполнению студент:**

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B51	Волкова Татьяна Николаевна		

## ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «СОЦИАЛЬНАЯ ОТВЕТСТВЕННОСТЬ»

Студенту:

Группа	ФИО
10B51	Волковой Татьяне Николаевне

Институт	ЮТИ ТПУ	Кафедра	МЧМ
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 разлива 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</li> </ul>	<p>Действие выявленных вредных факторов на организм человека. Допустимые нормы (согласно нормативно-технической документации). Разработка коллективных и рекомендации по</p>
--	--

<p>размерностью (с ссылкой на соответствующий нормативно-технический документ);</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>– предлагаемые средства защиты (сначала коллективной защиты, затем – индивидуальные защитные средства)</li> </ul>	использованию индивидуальных 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>	
При необходимости представить эскизные графические материалы к расчётному заданию (обязательно для специалистов и магистров)	Лист-плакат Схема газоочистки.

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

**Задание выдал консультант:**

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОТБ	Солодский С.А.	к.т.н. доцент		

**Задание принял к исполнению студент:**

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В51	Волкова Татьяна Николаевна		

## Реферат

Выпускная квалификационная работа содержит 125 с., 15 рисунков, 21 источник, 5 листов графического материала формата А1.

Ключевые слова: электросталеплавильный цех, электродуговая печь, АКOC, циркуляционный вакууматор, электрофильтр, МНЛЗ.

Объектом исследования является электросталеплавильный цех производительностью 1,6 млн.т стали в год в условиях Дальневосточного металлургического завода (г. Комсомольск-на-Амуре).

Цели и задачи работы: разработка проекта ЭСПЦ.

В 1 разделе «Объект исследования» описана организационная структура управления цеха, конструкция здания цеха, грузопотоки цеха, организация работ в цехе.

В 2 разделе «Расчеты и аналитика» представлены расчеты баланса металла и шихты, основного оборудования, использованного в ЭСПЦ.

В 3 разделе «Результаты проведенного исследования» рассмотрена технология выплавки и разливки, а также выбор оборудования для внепечной обработки и разливки стали марки 15ХСНД.

В 4 разделе «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение» представлено технико-экономическое обоснование проекта, расчеты капитальных вложений и производственной мощности, расчет фонда заработной платы и окупаемости строительства цеха.

В 5 разделе «Социальная ответственность» рассмотрены основные опасные и вредные факторы, их влияние на человека и методы борьбы с ними. Также представлены мероприятия по охране окружающей среды.

В заключении изложены основные характеристики проектируемого цеха и целесообразность данного проекта.



## Abstract

Final qualifying work contains 125 p., 21 figures, 15 sources, 5 sheets of A1 format graphic material.

Keywords: arc-furnace plant, electric arc furnace, ICCO, circulation vakumator, electrostatic, CCM.

The object of this study is to EAF plant capacity of 1,6 million tonnes of liquid steel per year in the conditions of the Far East metallurgical plant (Komsomolsk-on-Amur).

Aims and objectives: the development of EAF project.

1 In the "object of study" described the organizational structure of the department of management, shop building construction, freight traffic management, organization of work in the shop.

2 In the section "Calculations and Analytics" presented metal balance calculation and charge, the main equipment used in the EAF.

In section 3, "Results of the study" examined smelting and casting technology, as well as the selection of equipment for secondary metallurgy and casting 15HSND brand.

4 In the "Financial management, resource efficiency and resource conservation" presented a feasibility study of the project, estimates of capital investment and production capacity, payroll fund and return on construction management.

5 In the "Social Responsibility" Dangerous and harmful factors and their impact on human and methods of dealing with them. measures for environmental protection are also provided.

In conclusion, it sets out the main characteristics of the planned workshops and feasibility of the project.

## Содержание

Введение	11
1 Объект исследования	12
1.1 Техничко-экономическое обоснование	13
1.2 Общая характеристика здания цеха	16
1.3 Организация работ в цехе	21
2 Расчётная часть	30
2.1 Баланс металла в ЭСПЦ	30
2.2 Расчет шихты для выплавки стали 15ХСНД	39
2.3 Расчёт оборудования печного пролёта	61
2.4 Расчет количества бункеров для сыпучих	65
2.5. Расчет оборудования раздаточного пролета	68
3 Результаты проведенного исследования	79
3.1 Технология выплавки и внепечной обработки стали марки 15ХСНД	79
3.2. Разливка стали	83
4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	87
4.1Техничко-экономическое обоснование цеха	87
4.2 Расчёт основных фондов цеха при его строительстве	87
4.3 Расчёт производственной мощности	89
4.4 Расчет штата работников и заработной платы	91
4.5 Расчёт затрат на основные и вспомогательные материалы	100
4.6 Расчёт затрат на тепло-энергоресурсы	101
4.7 Планирование себестоимости продукции	103
4.8 Расчет вложений в оборотные средства цеха	105
5 Социальная ответственность	108
5.1 Описание рабочего места	108
5.2 Анализ вредных факторов производственной среды	109
5.3 Анализ опасных факторов произведенной среды	114

5.4 Охрана окружающей среды	115
5.5 Чрезвычайные ситуации на производстве	119
5.6 Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности	120
Заключение	121
Список использованных источников	122
Приложение А Патентный поиск	125

Компак диск:	В конверте на обороте обложки
--------------	-------------------------------------

ФЮРА В51.042.000.000 ПЗ Пояснительная записка. Файл Пояснительная записка.docx в формате Microsoft Office Word 2019.

ФЮРА В51.042.001.000. План цеха (Лист 1). Файл E:\План цеха.cdw в формате Компас 3-DV16

ФЮРА В51.042.001.000. Разрез цеха (Лист 2). Файл E:\Разрез цеха.cdw в формате Компас 3-DV16

ФЮРА В51.042.002.000 ЛП. Технологическая схема.

Файл E:\ Технологическая схема.cdw. в формате Компас 3-DV16

ФЮРА. В51.042.003.000 ЛП. Техничко–экономические показатели.

Файл E:\ Техничко–экономические показатели.cdw. в формате Компас 3-DV16

ФЮРА В51.042.004.000 ЛП. Схема газоочистки.

Файл E:\ Схема газоочистки.cdw. в формате Компас 3-DV16

Графический материал:	на отдельных листах
-----------------------	------------------------

ФЮРА В51.042.001.000 План цеха

ФЮРА В51.042.002.000 ЛП Технологическая схема производства

ФЮРА В51.042.003.000 ЛП Техничко-экономические показатели

ФЮРА В51.042.004.000 ЛП Схема газоочистки

## Введение

За последние годы электрометаллургия претерпела значительные изменения. Увеличилась ёмкость электропечей и мощность печных трансформаторов, упростилась технология плавки. Электропечи всё чаще используются для расплавления шихты, а процессы рафинирования и доведения состава металла до заданного переносятся в установки внепечной обработки.

Сталеплавильный цех представляет собой сложный взаимосвязанный и оснащённый разнообразным оборудованием комплекс зданий и сооружений, в котором осуществляют хранение запаса исходных материалов, подачу и загрузку их в печь, выплавку и разливку стали, уборку продуктов плавки и подготовку оборудования, обеспечивающего выполнение этих технологических процессов. Все отделения, входящие в комплекс электросталеплавильного цеха, обслуживаются железнодорожным и автомобильным транспортом. Бесперебойная работа сталеплавильных агрегатов и цеха в целом возможна лишь в случае своевременной доставки и загрузки в печь шихтовых материалов и уборки продуктов плавки. Поэтому при проектировании цеха первостепенное значение придают рациональной организации грузопотоков и транспорта.

В данной дипломной работе разработан проект цеха производительностью 1600000 тонн стали в год.

## 1 Объект исследования

### 1.1 Техничко-экономическое обоснование

ОАО «Амурметалл» (г. Комсомольск-на-Амуре) – единственное на Дальнем Востоке России электрометаллургическое предприятие по выплавке стали с последующим переделом в сортовой и листовой прокат и изделия дальнейшего передела.

В настоящее время предприятие располагает необходимым оборудованием для обеспечения работы двумя технологическими линиями производства заготовки: электропечь ДСП №1 – агрегат ковш-печь №1 – сортовая МНЛЗ №1; электропечь ДСП №2 – агрегат ковш-печь №2 – слябовая МНЛЗ №2.

В 2017 году ООО «Торэкс-Хабаровск» стало новым собственником имущественного комплекса завода «Амурметалл».

Ценовая политика, применяемая при закупках металлолома, позволяет обеспечить взаимовыгодное сотрудничество как с крупными трейдерами, поставляющими лом вторичных металлов из регионов Восточной и Западной Сибири, так и с поставщиками, осуществляющими его заготовку и отгрузку в Дальневосточном Федеральном округе. Основные объемы поставок обеспечиваются за счет компаний-сборщиков из Иркутской области и Хабаровского края. Кроме того, поставки осуществляются из Амурской области, Иркутской области, Республики Бурятия и Читинской области.

9 января 2018 года Компания «Торэкс-Хабаровск», владеющая заводом «Амурметалл» в Комсомольске-на-Амуре, и компания «Дэбан Гуандун Интернешнл» из Гонконга, представляющая интересы консорциума китайских инвесторов, планировавших реализовать проект по созданию металлургического кластера на территории Дальнего Востока, подписали соглашение о намерениях. В его рамках стороны намерены начать реализацию данного проекта в рамках уже имеющихся мощностей завода «Амурметалл» с последующей модернизацией завода и увеличением объёмов производства готовой продукции.

В планах консорциума в десятилетней перспективе - выйти на производство 30 млн тонн металлопродукции в год. Линейка выпуска не раскрывается, говорится лишь о «продукции высокого передела», которая будет поставляться в РФ, Юго-Восточную Азию и Тихоокеанский регион.

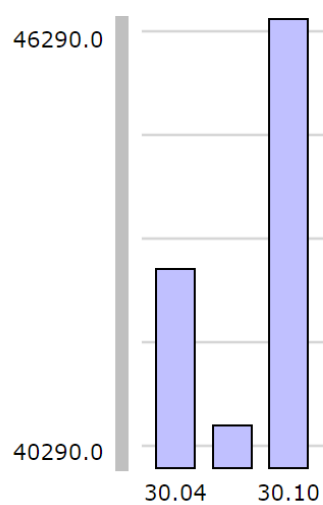
Изделия из низколегированной конструкционной стали 15ХСНД востребованы во многих отраслях производства, что подкрепляется широким предложением сортамента продукции этой марки. Наиболее часто прокат из стали 15ХСНД применяется для создания различных строительных конструкций. Это стало возможно благодаря высокому уровню механической прочности элемента, что дает уникальную возможность создавать в совокупности с другими марками сталей значительно более тонкие элементы конструкции.

Свариваемость такого сплава не имеет ограничений и производится всеми известными способами. Его можно подвергать ковке в интервале температур, от верхнего предела в 1200 °С до нижнего в 850 °С. Произведенные испытания после такой обработки показали, что этот металл не флокеночувствителен и не имеет склонности к отпускной хрупкости. За счет того, что в составе данного типа стали очень мало углерода, процесс сваривания довольно прост, ведь материал не перегревается и не закаливается. Проще говоря, отсутствуют стандартные побочные эффекты, которые обычно проявляются сильным снижением уровня пластичности стали или размера зерна материала.

Главная причина востребованности, рассматриваемой марки стали заключается в повышенной надежности изделий и строительных металлоконструкций, выполненных из нее. Данный сплав обеспечивает наилучшее сочетание прочности и простоты обработки, а широкий температурный диапазон позволяет использовать изделия из него на нефтяных и газовых разработках, расположенных в регионах с суровым климатом.

Конструкции из стали марки сочетают в себе хорошие эксплуатационные характеристики с низкими затратами на монтаж и обслуживание.

Динамика средних цен стали марки 15ХСНД в руб. (рисунок 1)



дата	минимум	максимум	среднее
30.10.17	46150.00	46430.00	46290.00
30.05.17	40010.00	40750.00	40290.00
30.04.17	41290.00	43390.00	42610.00

Рисунок 1 – Динамика средних цен стали марки 15ХСНД в руб.

Динамика изменения среднемесячных цен марки 15ХСНД в руб.  
(рисунок 2)

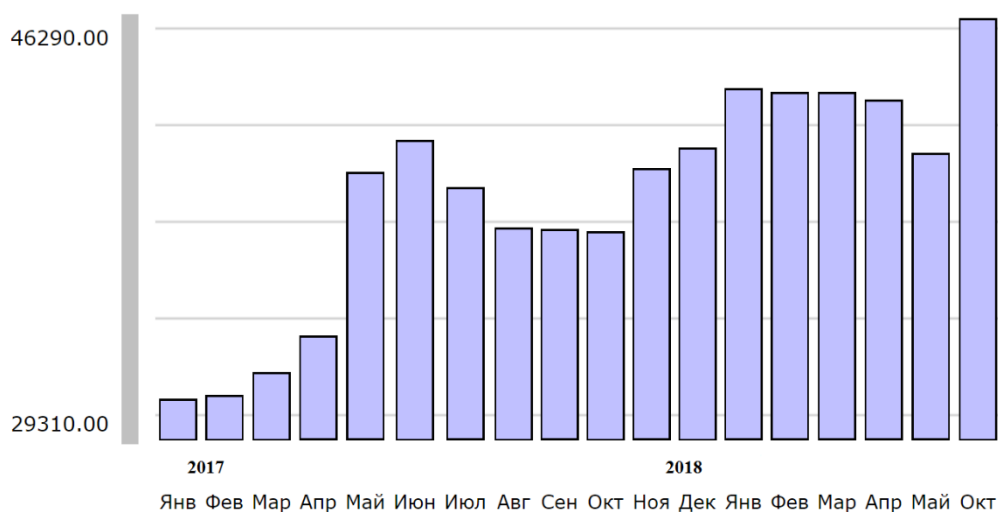
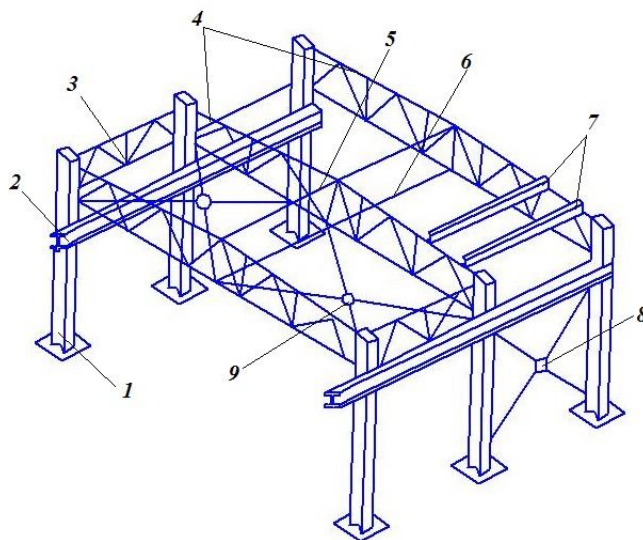


Рисунок 2 – Динамика изменения среднемесячных цен марки 15ХСНД в руб.

## 1.2 Общая характеристика здания цеха

Существует три типа конструкции промышленных зданий: каркасный, бескаркасный и с неполным каркасом. В данном проекте применяется каркасный тип здания (рисунок 3).



- 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 3 – 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.

#### 1.2.1 Конструкция фундаментных балок

Для опирания самонесущих и навесных стен по периметру здания по обрезам 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. 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.

### 1.2.2 Конструкции колонн

Колонны – основной элемент несущего каркаса одноэтажного здания (рисунок 4).

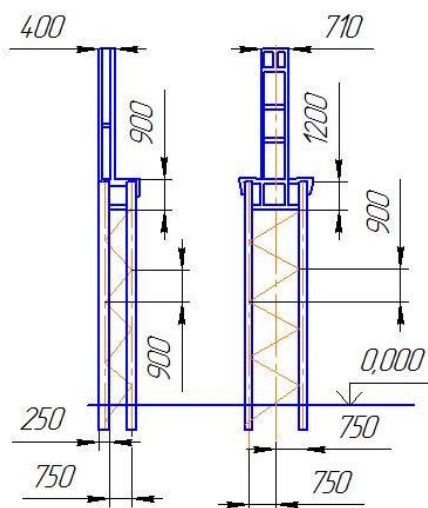


Рисунок 4 – Стальные колонны одноветьевые и двухветьевые

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 12000 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.

### 1.2.3 Конструкции подкрановых балок

Подкрановые балки с уложенными на них рельсами, образуют пути движения мостовых кранов.

Существует два вида: разрезные и неодинаковые по длине. По типу сечения – сплошные и сквозные. Балки сплошного сечения имеют профиль сплошного двутавра. Стенки балок усилены рёбрами жёсткости.

### 1.2.4 Конструкции стропильных и подстропильных ферм

Стропильные фермы несут покрытия здания (рисунок 5).

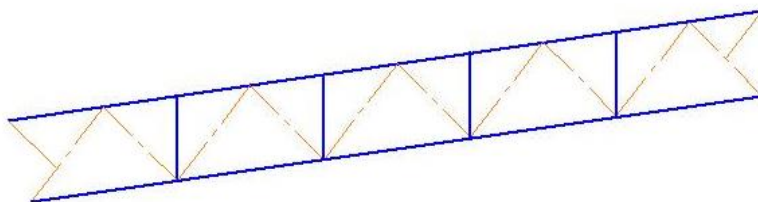


Рисунок 5 – Стропильная ферма

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 – 12000 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.

#### 1.2.4 Конструкции стен

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

Выбираем самонесущие стены, они воспринимают нагрузки только от собственной массы и ветра по всей высоте здания.

#### 1.2.5 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.

#### 1.2.6 Конструкции ворот

Ворота ЭСПЦ раздвижные, они имеют большую скорость открывания. Раздвижные ворота служат для проезда напольного автотранспорта. Для

создания оптимального микроклимата проёмы в цехе оборудованы воздушно тепловыми завесами.

### 1.3 Организация работ в цехе

Проектируемый цех состоит из пяти пролётов: печного пролёта, бункерного пролёта, раздаточного пролёта, пролета МНЛЗ и вспомогательного прлета.

Общая длина цеха составит 129 м, ширина пролетов: бункерного – 9 м, остальных – 30 м.

#### 1.3.1 Организация работ в печном пролете

В печном пролёте установлены две дуговые сталеплавильные печи (ДСП) вместимостью 100 тонн, находящихся в шумо-пылезащитной камере, оснащённые трансформатором 95 МВА. Конструкция камеры выполнена таким образом, что при движении крана с завалочной бадьей передняя стенка камеры перемещается внутрь камеры. В положении, когда бадья располагается над печью, проем в передней части камеры закрывается специальным щитом.

Каждая печь оборудована индивидуальной подстанцией (печным трансформатором) которая располагается на уровне рабочей площадки.

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 [2].

Печи установлены выше нулевой отметки, несмотря на увеличения стоимости здания, такое конструкционное решение имеет ряд достоинств: удобно обслуживать нижние механизмы печи, можно лучше организовать уборку шлака, появляется дополнительная площадь под рабочей площадкой,

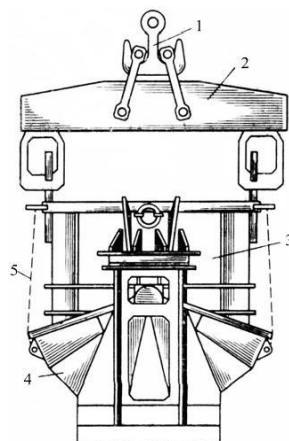
которая используется под складские помещения. Здесь располагаются ремонтные службы, удастся лучше скомпоновать электрическое оборудование в печных подстанциях. Наконец, отпадает забота об уровне грунтовых вод, в зоне выпуска стали из печи.

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 8 метров. На рабочей площадке расположен пост управления печью, устройство для свинчивания электродов, завалочные машины. Для ремонта футеровки печи имеется установка для торкретирования, кроме того, располагается устройство для свинчивания и наращивания электродов, а также участок для их хранения. Подача к печи электродов и их наращивание осуществляется с помощью вспомогательного крюка завалочного крана.

Организация ремонтов печей связана с проведением большого объема работ по замене отдельных элементов кладки ДСП, ремонту и профилактике электрического и механического оборудования печи. Рабочая площадка должна быть просторной для свободного маневрирования мультозавалочной машины с мультдой на хоботе. При этом рабочая площадка должна иметь минимальные размеры, чтобы не возрастала стоимость здания. По длине рабочая площадка не доходит до торцов печного пролёта, следовательно, мостовые краны могут обслуживать нулевую отметку печного пролёта. На нулевой отметке по обе стороны ближе к торцам пролета располагаются: стенды для набивки и ремонта сводов и другое оборудование. На автотранспорте подаются огнеупоры, оборудование и обслуживание ремонта печей, машин и механизмов.

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 6)



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

Рисунок 6 – Завалочная бадья грейферного типа

с автобадьевозов поднимают завалочным мостовым краном, и устанавливаются в непосредственной близости от печи. У шумо-пылезащитной камеры печи подвижные щиты раздвигаются, отворачивается свод печи, бадья 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  $16 \text{ м}^3$ , и он рассчитывается на прием шлака от одной – двух плавов. Подачу шлаковой чаши под печь и транспортировку наполненных чаш в шлаковое отделение осуществляют автошлаковозом (рисунок 7).

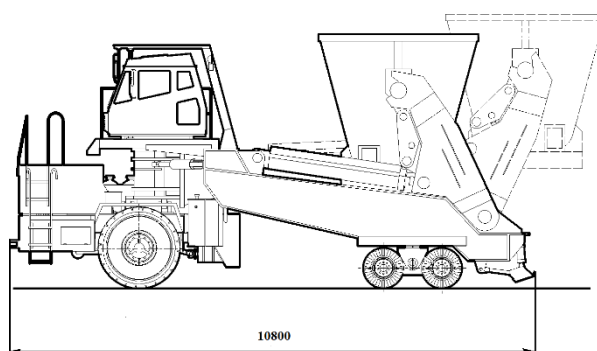


Рисунок 7 – Автошлаковоз

### 1.3.2 Организация работ в бункерном пролете [3]

ЭСПЦ потребляет большое количество разнообразных материалов лом из углеродистых и легированных марок стали, чугуна, известняк, известняк, плакированный шпат, кварцит, железную руду, ферросплавы различных марок. Каждый материал должен быть подан к определённому месту в нужное время и в нужном количестве с минимальными затратами ручного труда и капитальных вложений.

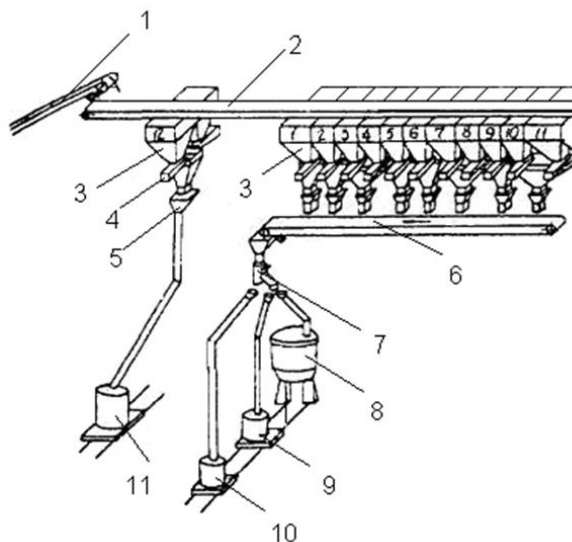
Оперативный запас сыпучих материалов (шлакообразующие, окислители, ферросплавы, заправочные) хранятся в стационарных бункерах вместимостью 20–30 м<sup>3</sup>. Бункера установлены над рабочей площадкой в бункерном пролёте, между печным и раздаточным пролётами.

Ввод сыпучих и ферросплавов в печь осуществляется через загрузочную воронку на своде ДСП.

Сыпучие ферросплавы поступают из отделения подготовки сыпучих по наклонному транспортёру в бункерный пролёт.

Расходные бункера загружаются с помощью ленточного конвейера и автоматической ленточной тележки. После подачи команды на заполнение расходных бункеров разгрузочная тележка перемещается и останавливается над нужным бункером. Включается наклонный конвейер, связывающий склад и бункерный пролёт, одновременно на складе включается вибропитатель, бункера с нужным материалом и ленточные весы. После выдачи заданного количества материала от ленточных весов поступает сигнал на отключения вибропитателя. Под каждым расходным бункером имеется вибропитатель и бункерные весы, под весами ленточный конвейер, который подаёт материал в распределительную воронку и по трубопроводам попадает в ДСП, ковш при выпуске или АКОВ (рисунок 8).





- 1, 2, 6 – конвейеры ленточные; 3 – бункер расходный;  
 4 – электровибрационный питатель; 5 – бункерные весы; 7 – поворотная тетка;  
 8 – дуговая печь; 9 – ковш на выпуске; 10 – ковш на установке внепечной  
 обработки стали; 11 – загрузочная бадья

Рисунок 8 – Организация подачи сыпучих и ферросплавов в ЭСПЦ

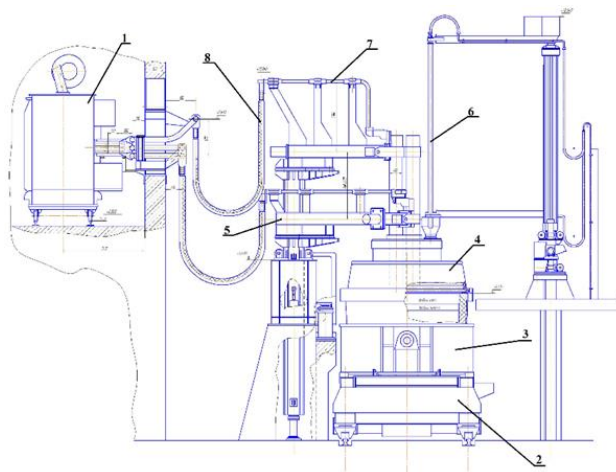
Управление осуществляется с пульта управления печью. Оператор задаёт количество компонентов, массу каждого компонента, адрес подачи (в печь, в ковш на выпуске или АКOC) и подаёт команду.

К достоинствам рассмотренной схемы можно отнести, полную механизацию и автоматизацию подачи материалов от склада до печи и ковша, высокую герметичность каждого из конвейеров, как пересыпного устройства, так и всего бункерного пролёта, что практически полностью предотвращает запылённость цеха. Однако следует иметь в виду, что для сооружения этой системы приходится увеличивать высоту бункерного пролёта, а это увеличивает стоимость здания; требуется тщательная предварительная подготовка материалов. Система не может работать с раскалёнными материалами, что при выплавке ряда марок стали очень важно, по этой причине применяется мультدوزавалочная машина

### 1.3.3 Организация работ в раздаточном пролёте

В раздаточном пролете, имеются два агрегата комплексной обработки стали (АКОСа), стенды для сушки, ломки, ремонта ковшей, шлаковые чаши и одна установка циркуляционного вакуумирования.

После выпуска стали в ковш на стелевозе, в него подаются сыпучие для наведения шлака защищающий металл от вторичного окисления. Далее ковш с металлом на стелевозе переезжает в раздаточный пролет, где краном раздаточного пролёта ковш устанавливают под свод АКОСа (рисунок 9).



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

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

Рисунок 9 – Схема агрегата ковш-печь

Управление стелевозом дистанционное, точность остановки стелевоза  $\pm 30$  мм.

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

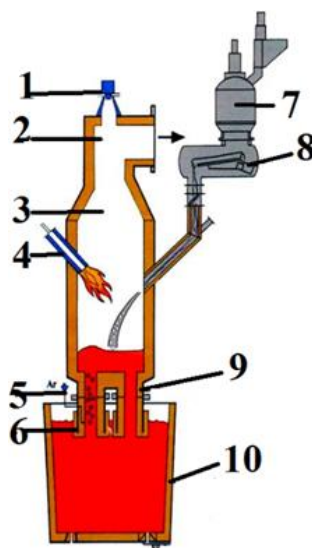
Для получения конструкционной стали, после обработки металла в АКОСе

ковш с металлом на стелевозе выезжает из-под свода АКОСа где краном раздаточного пролёта ковш устанавливают на поворотный стенд машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

Отдельные группы марок сталей (низкоуглеродистые, флокеночувствительные), требующие обработки в вакууме будут обрабатываться на установке циркуляционного вакуумирования, которая представляет собой камеру с огнеупорной футеровкой, оснащенной двумя патрубками, которые погружают в жидкий металл.

В результате снижения давления в системе и поддувки инертного газа в входящий погружной патрубок металл подсасывается в вакуум-камеру, где происходят его обезуглероживание и дегазация, а также другие реакции, связанные с дегазацией. Обработка всей плавки идет быстро за счет циркуляции жидкой стали. Погружение патрубков осуществляют путем опускания самой камеры или при подъеме ковша. В целях минимизации времени замены камеры может быть предусмотрена система быстросменных вакуум-камер.

Циркуляционное вакуумирование устанавливаем, ближе к торцу раздаточного пролёта ЭСПЦ, это необходимо для уменьшения вакуумной коммуникации, так как пароежекторную станцию располагаем вне цеха (рисунок 10).



1 – промышленная телевизионная камера; 2 – подключение вакуума;  
3 – камера РН; 4 – подогрев камеры; 5 – патрубок для подвода  
транспортирующего газа; 6 – погружная трубка на входе; 7 – шлюзовое  
устройство для ввода в камеру легирующих добавок; 8 – лотковый дозатор в  
вакуум-плотном кожухе; 9 – погружная трубка на выходе;  
10 – сталеразливочный ковш

Рисунок 10 – Схема РН – процесса (циркуляционного вакуумирования)

Такое расположение позволяет максимально использовать энергию, затраченную на отсос газа из камеры, которая может быть затрачена, если тракт отвода газов велик.

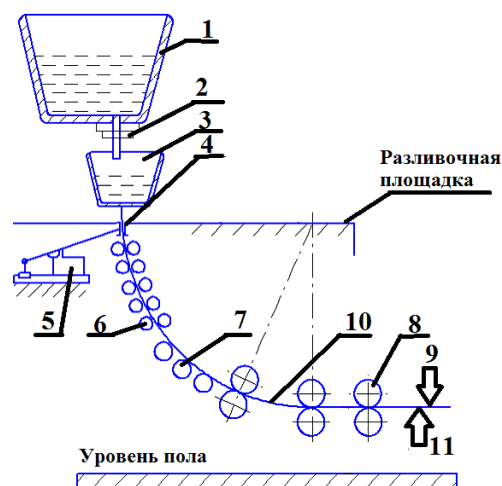
#### 1.3.4 Организация работ в пролёте МНЛЗ

Этот пролёт предназначен для проведения разливки металла на МНЛЗ для получения заготовок.

Машины конструируют так, что горизонтальное движение слитка осуществляется на уровне пола цеха. На этом же участке производят резку слитка на куски мерной длины. Основные преимущества этих машин по сравнению с вертикальными:

- меньшая высота, что снижает стоимость сооружения МНЛЗ и здания цеха;
- возможность повышения скорости разливки, поскольку газорезку можно установить далеко от кристаллизатора и благодаря этому допустимо существенное увеличение глубины лунки жидкого металла в слитке;
- возможность резки слитка на куски большой длины.

Установлены две радиальные МНЛЗ (рисунок 11).



1 – стальковш; 2 – шиберный затвор; 3 – промежуточный ковш;  
 4 – кристаллизатор; 5 – механизм качания кристаллизатора; 6 – секции  
 вторичного охлаждения; 7 – поддерживающие роликовые секции; 8 – тянуще-  
 правильная машина (ТПМ); 9 – режущее устройство; 10 – заготовка;  
 11 – механизм отделения затравки

Рисунок 11 – Радиальная МНЛЗ

Также в пролете размещены стенды для сушки, ломки и ремонта промковшей, пульт управления МНЛЗ, яма отстойник куда смывается водой окалина из-под ручьев МНЛЗ и другое оборудование. Краны подают и убирают с рабочей площадки промковши и кристаллизаторы. Грузоподъемность крана определяется весом промковшей и тянуще-правильные клетей.

## 2 Расчетная часть

### 2.1 Баланс металла в 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 1,6 млн тонн в год, конструкционных марок стали. Сортамент и состав приведены в таблице 1.

Опираясь на сортамент выплавляемых в цехе марок стали, выбранное сечение заготовки, отливаемой на МНЛЗ, рассчитывают количество возвратимых и невозвратимых отходов и потребность в шихте на 1 т заготовки.

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	Cu
1	150	Хромо-никелевая ГОСТ 4543-71	40ХН	0,36-0,44	0,50-0,80	0,17-0,37	0,45-0,75	1,00-1,40	-
			12ХН3А	0,09-0,16	0,30-0,60	0,17-0,37	0,60-0,90	2,75-3,15	-
			20Х2Н4А	0,16-0,22	0,30-0,60	0,17-0,37	1,25-1,65	3,25-3,65	-
			Среднее по группе		0,52	0,27	0,93	2,53	-
2	250	Хромистая ГОСТ 4543-71	20Х	0,17-0,23	0,5-0,8	0,17-0,37	0,7-1,0	-	-
			30Х	0,25-0,33	0,5-0,8	0,17-0,37	0,8-1,0	-	-
			35Х	0,31-0,39	0,5-0,8	0,17-0,37	0,8-1,0	-	-
			40Х	0,36-0,44	0,5-0,8	0,17-0,37	0,8-1,0	-	-
			50Х	0,46-0,54	0,5-0,8	0,17-0,37	0,8-1,0	-	-
			Среднее по группе		0,65	0,27	0,89	-	-
3	400	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		0,66	0,27	-	-	-
4	800	Низколегированная конструкционная ГОСТ 1050-74	15ХСНД	0,12-0,18	0,4-0,7	0,4-0,7	0,6-0,9	0,3-0,6	0,2-0,4
			10ХСНДП	0,12	0,3-0,6	0,17-0,37	0,5-0,8	0,3-0,6	0,3-0,5
			14ХГС	0,11-0,16	0,9-1,3	0,4-0,7	0,5-0,8	0,3	0,3
			09Г2С	0,16-0,12	1,3-1,7	0,5-0,8	0,3	0,3	0,3
			Среднее по группе		0,9	0,5	0,58	0,3	0,3
ВСЕГО	1600000								

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		Скrap		всего				
		%	т	%	т	%	т	%	т	
1	800000	4	32000	0,7	5600	4,7	37600	7	56000	893600
2	400000	3,5	14000	0,7	2800	4,2	16800	6	24000	430600
3	250000	3,5	8750	0,7	1750	4,2	10500	7	17500	278000
4	150000	3,5	5250	0,7	1050	4,2	6300	7	10500	166800
Всего	1600000		60000		11200		71200		108000	1769000

Расход шихты на 1 т. продукции составит:

$$f = \frac{Ш}{Q}; \quad (1)$$

$$f = \frac{1769000}{1600000} = 1,105.$$

В соответствии с этим выход годного по цеху составит:

$$f = \frac{Q}{Ш} \% ;$$

$$f = \frac{1600000}{1769000} \cdot 100\% = 90,45. \quad (2)$$

### 2.1.1 Отходы в прокатных цехах

При прокатке также образуются возвратимые и невозвратимые отходы. Первые могут использоваться в качестве шихты для электропечей. Количество отходов при прокатном переделе показано в таблице 3.



Таблица 3 – Количество отходов при прокатном переделе

Группа марок	Стан 1150						
	Поступило на обработку, тыс.тонн	Обрезь		Угар		КР	Масса годного, тыс.тонн
		%	т	%	т		
1	800	9,0	72	2	16	1,13	712
2	400	9,0	36	2	8	1,13	356
3	250	9,0	22	2	5	1,13	223
4	150	9,0	13	2	3	1,13	134
Всего	1600		143		32		1425

Коэффициент расхода (КР), характеризующий расход слитков на 1 т 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 прокатным цехам, тыс. т

Статьи баланса	Группа марок				Сумма, т
	1	2	3	4	
Отходы: обрезь	72000	36000	22000	13000	143000
угар	16000	8000	5000	3000	32000
Годный прокат	712000	356000	223000	134000	1425000
Итого	800000	400000	250500	150500	1600000

По данным таблицы вычисляется сквозной коэффициент расхода слитков:

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

$$СКР = \frac{1600000}{1425000} = 1,12.$$

И выход годного:

$$ВГ = \frac{100}{(СКР)} = \frac{100}{1,12} = 89 \%. \quad (5)$$

Таблица 5 – Общее количество возвратимых отходов тыс. т

Источник поступления	Группа марок				Сумма, т
	1	2	3	4	
Из ЭСПЦ	37600	16800	10500	6300	71200
Из прокатных цехов	72000	36000	22000	13000	143000
Всего	109600	52800	32500	19300	214200

### 2.1.2 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			Возврат меди		
		Среднее содержание, %	Коэф-нт усвоения	Масса марганца из отходов	Среднее содержание, %	Коэф-нт усвоения	Масса хрома из отходов	Среднее содержание, %	Коэф-нт усвоения	Масса никеля из отходов	Среднее содержание, %	Коэф-нт усвоения	Масса марганца из отходов
1	109,6	0,52	0,8	0,46	0,93	0,85	0,866	2,53	0,97	2,69	–	–	–
2	52,8	0,65	0,8	0,274	0,89	0,85	0,399	–	–	–	–	–	–
3	32,5	0,66	0,8	0,171	–	–	–	–	–	–	–	–	–
4	19,3	0,9	0,8	0,139	0,58	0,85	0,095	0,4	0,97	0,07	0,3	0,97	0,06
Итого	214,2			1,044			1,36			2,76			0,06

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, т	Содержание хрома в феррохроме, %	Кoeffициент усвоения	Потребность в сплаве, тыс.т
1	2	3	4	5	6	7	8
2	893600	0,93	0	866	80	0,95	9795,37
3	430600	0,89	0	399	80	0,95	4517,55
4	166800	0,58	0	95	80	0,95	1960
Сумма							16272,92

$$\Phi_1 = \frac{893600 \cdot (0,93 - 0) - 100 \cdot 866}{0,95 \cdot 80} = 9795,37;$$

$$\Phi_2 = \frac{430600 \cdot (0,89 - 0) - 100 \cdot 399}{0,95 \cdot 80} = 4517,55;$$

$$\Phi_3 = \frac{166800 \cdot (0,95 - 0) - 100 \cdot 950}{0,95 \cdot 80} = 1960.$$

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	893600	0,52	0,1	460	65	0,95	5332,99
2	430600	0,65	0,1	274	65	0,95	3391,58
3	278000	0,66	0,1	171	65	0,95	2244,21
4	166800	0,9	0,1	139	65	0,95	1395,62
Сумма							12364,4

$$\Phi_1 = \frac{893600 \cdot (0,52 - 0,1) - 100 \cdot 460}{0,95 \cdot 65} = 5332,99;$$

$$\Phi_2 = \frac{430600 \cdot (0,65 - 0,1) - 100 \cdot 274}{0,95 \cdot 65} = 3391,58;$$

$$\Phi_3 = \frac{278000 \cdot (0,66 - 0,1) - 100 \cdot 171}{0,95 \cdot 65} = 2244,21;$$

$$\Phi_4 = \frac{166800 \cdot (0,7 - 0,1) - 100 \cdot 139}{0,95 \cdot 65} = 1395,62.$$

Таблица 9 – Потребность цеха в ферросилиции

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание кремния в стали, %	Остаточная концентрация кремния, %	Возврат, т	Содержание кремния в ферросилиции, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве
1	893600	0,27	0	0	75	0,9	3574,4
2	430600	0,27	0	0	75	0,9	1722,4
3	278000	0,27	0	0	75	0,9	1112
4	166800	0,6	0	0	75	0,9	1482,67
Сумма							7891,47

$$\Phi_1 = \frac{893600 \cdot (0,27 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 3574,4;$$

$$\Phi_2 = \frac{430600 \cdot (0,27 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 1722,4;$$

$$\Phi_3 = \frac{278000 \cdot (0,27 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 1112;$$

$$\Phi_4 = \frac{166800 \cdot (0,6 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 1482,67.$$

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 металлическом никеле, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве
1	893600	2,53	0,25	2690	100	0,97	18231,01
2	278000	0,4	0,25	70	100	0,97	330,67
Сумма							18561,68

$$\Phi_1 = \frac{893600 \cdot (2,53 - 0,25) - 100 \cdot 2690}{0,97 \cdot 100} = 18231,01.$$

$$\Phi_2 = \frac{278000 \cdot (0,4 - 0,25) - 100 \cdot 70}{0,97 \cdot 100} = 330,67.$$

Таблица 11 – Потребность цеха в меди

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание меди в стали, %	Остаточная концентрация меди, %	Возврат, т	Содержание меди в металлическом ломе, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве
1	166800	0,3	0	60	100	0,97	454,02
Сумма							454,02

$$\Phi_1 = \frac{166800 \cdot (0,3 - 0) - 100 \cdot 60}{0,97 \cdot 100} = 454,02.$$

Таблица 12 – Баланс металла по электросталеплавильному цеху

Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
Стальной лом	1647870,66	Годные слитки	1600000
Собственные отходы	214200	Обрезь	60000
Ферромарганец	12364,4	Скрап	11200
Феррохром	16272,92	Угар	108000
Никель	18561,68	Обрезь и угар прокатного стана	143000 32000
Ферросилиций	14476,32	Итого	1954200
медь	454,02		
Итого	1954200		

## 2.2 Расчет шихты для выплавки стали 15ХСНД

Расчёт материального баланса производится на 100 кг шихты (углеродистый лом + кокс).

Таблица 13 – Состав исходных материалов и готовой стали

Наименование материала	Элементы, %								
	C	Mn	Si	P	S	Cu	Ni	Cr	Fe
Лом углеродистый ГОСТ 4543-71	0,18	0,40	0,22	0,030	0,020	0,2	0,2	-	ост
Никель	-	-	-	-	-	-	100	-	-
Медь	-	-	-	-	-	100	-	-	-
Готовая сталь марки 10ХСНД ГОСТ 4543-71	0,12-0,18	0,4-0,7	0,4-0,7	0,035	0,040	0,2-0,4	0,3-0,6	0,6-0,9	ост
Кокс	82,0	-	-	-	0,080	11,0 Зола	-	-	-
						Летучие			

Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов приведен в таблице 14.

Таблица 14 – Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов

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
Кварцит	–	–	–	98,0	–	–	–	–	–	100,0
Шамот	0,7	0,3	–	63,0	35	1,0				100,0
Лавиновый 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

Химический состав применяемых при плавке раскислителей и легирующих приведен в таблице 15.

На основе практических данных в таблице 16 приведены коэффициенты усвоения элементов из применяемых ферросплавов и кокса.

Таблица 15 – Химический состав

Наименование материала	Элемент, %					
	Si	Mn	Cr	C	P	S
				не более		
Ферросилиций ФС 75 ГОСТ 1415-93	77,0	0,40	0,40	–	0,05	0,02
Ферромарганец ГОСТ 4755-91	2,0	80,0	–	0,1	0,1	0,03
Феррохром ФХ 100 ГОСТ 4757-79	2,0	–	1,0	1,0	0,05	0,05



Таблица 16 – Коэффициенты усвоения элементов из применяемых ферросплавов и кокса

Наименование материала	Элемент	Коэффициент усвоения ( $\eta$ ), %
Ферросилиций	Si	50,0
Силикомарганец	Si	70,0
	Mn	97,0
Феррохром	Cr	98,0
Алюминий	Al	50,0
Ферромolibден	Mo	100,0
Кокс	C	60,0
Никель	Ni	100,0
Медь	Cu	100,0

### 2.2.1 Расчёт составляющих завалки

Задаёмся химическим составом готовой стали.

Таблица 17 – Химический состав готовой стали

Элемент	C	Si	Mn	Cu	Ni	Cr	P	As	S	N
							не более			
Содержание	0,15	0,55	0,55	0,3	0,45	0,75	0,035	0,08	0,04	0,008

Соотношение между составляющими шихты определяется следующим образом:

1) Шихтовка по никелю.

$$G_{Ni} = \frac{G_{ш} \cdot [Ni]_{Г.М}}{Ni_{Ni} \cdot \eta_{Ni}} \cdot 100; \quad (7)$$

где  $[Ni]_{Г.М}$  - процентное содержание никеля в готовой стали, %.

$Ni_{Ni}$  - содержание никеля в металлическом никеле, %.

$\eta_{Ni}$  – коэффициент усвоения никеля, %.

$G_{ш}$  – масса шихты, кг.

$$G_{Ni} = \frac{100 \cdot 0,45}{100 \cdot 100} \cdot 100 = 0,45 \text{ кг};$$

2) Шихтовка по меди

$$G_{Cu} = \frac{G_{ш} \cdot [Cu]_{Г.М}}{Cu \cdot \eta_{Cui}} \cdot 100; \quad (8)$$

где  $[Cu]_{Г.М}$  – процентное содержание меди в готовом металле, %

$[Cu]_{Cui}$  – содержание меди в Cu, %

$\eta_{Cu}$  – коэффициент усвоения Cu, %

$G_{ш}$  – масса шихты, т.

$$G_{Cu} = \frac{100 \cdot 0,3}{100 \cdot 100_i} \cdot 100 = 0,3 \text{ кг}$$

3) Шихтовка по углероду.

Согласно данным таблицы 13 углерод в шихту вносится углеродистым ломом и коксом, т. е.:

$$C_{ш} = C_{уг.лом} + C_{к}. \quad (9)$$

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

$$C_{распл.} = C_{ш} - \Delta C_p, \quad (10)$$

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. Принимаем  $\Delta C_p = 0,10$  %. В то же время содержание углерода в металле по расплавлению можно выразить соотношением:

$$C_{распл.} = C_{к.о.п.} + \Delta C_{о.п.}, \quad (11)$$

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

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

По практическим данным в целях хорошей дегазации в окислительный период окисляются от 0,2 до 0,5 % углерода. Принимаем  $\Delta C_{о.п.} = 0,30$  %.  $C_{к.о.п.}$  можно выразить соотношением:

$$C_{\text{к.о.п.}} = C_{\text{г.ст.}} - \Delta C_{\text{п.д.}}, \quad (12)$$

де  $C_{\text{г.ст.}}$  – содержание углерода в готовой стали, % (согласно таблице 16,  $C_{\text{г.ст.}} = 0,09$  %);

$\Delta C_{\text{п.д.}}$  – количество углерода, вносимого в металл в период доводки, %.

Подставляем в уравнение (8) выражение (9), получаем:

$$C_{\text{распл.}} = C_{\text{г.ст.}} - \Delta C_{\text{п.д.}} + \Delta C_{\text{о.п.}}, \quad (13)$$

Из равенства (7) и (10) получаем  $C_{\text{ш.}} - \Delta C_{\text{р.}} = C_{\text{г.ст.}} - \Delta C_{\text{в.п.}} + \Delta C_{\text{о.п.}}$ , следовательно:

$$C_{\text{ш.}} = C_{\text{г.ст.}} + \Delta C_{\text{р.}} + \Delta C_{\text{о.п.}} - \Delta C_{\text{п.д.}}. \quad (14)$$

При внепечной обработке углерод вносится в металл за счет науглероживания через шлак при раскислении его коксом. При плавке стали под белым шлаком науглероживание металла ( $\Delta C_{\text{наугл.}}$ ) колеблется в пределах 0,01–0,03 %. Принимаем  $\Delta C_{\text{наугл.}} = 0,01$  %, тогда:

$$\Delta C_{\text{п.д.}} = \Delta C_{\text{наугл.}}, \quad (15)$$

Следовательно:  $\Delta C_{\text{п.д.}} = 0,01$  %.

Определим из уравнения (11) содержание углерода в шихте

$$C_{\text{ш.}} = 0,15 + 0,10 + 0,30 - 0,018 = 0,532 \text{ \%}.$$

Количество углерода в шихте равно:

$$G_{\text{Cш.}} = \frac{G_{\text{ш.}} \cdot C_{\text{ш.}}}{100} = \frac{100 \cdot 0,532}{100} = 0,532 \text{ кг.} \quad (16)$$

Количество углерода, вносимого коксом равно:

$$G_{\text{Cк.}} = \frac{G_{\text{к.}} \cdot C_{\text{к.}} \cdot \eta_{\text{с.}}}{100 \cdot 100}. \quad (17)$$

Из таблицы 13 и таблицы 16 принимаем  $C_{\text{к.}} = 82$  %,  $\eta_{\text{с.}} = 60$  %.

Имеем:

$$G_{\text{Cк.}} = \frac{G_{\text{к.}} \cdot 82 \cdot 60}{100 \cdot 100} = 0,492 G_{\text{к.}}$$

Вес углеродистого лома в завалке составит:

$$G_{\text{угл.лома}} = G_{\text{ш.}} - G_{\text{к.}} = 100 - G_{\text{к.}} \quad (18)$$

Это количество углеродистого лома внесет углерода:

$$G_{C_{\text{угл.лома}}} = \frac{G_{\text{угл.лома}} \cdot C_{\text{угл.лома}}}{100}, \quad (19)$$

где  $C_{\text{угл.лом}}$  – содержание углерода в углеродистом ломе (таблица 12), %

Полученные значения  $C_{\text{ш}}$ ,  $G_{C_{\text{угл.лома}}}$  и  $G_{\text{к}}$  подставляем в выражение и получаем:

$$0,532 = \frac{(99,25 - G_r) \cdot 0,3}{100} + 0,492 G_{\text{к}}. \quad (20)$$

Решая уравнение (17), определяем  $G_{\text{к}} = 0,48$  кг, тогда

$$G_{\text{угл.лома}} = 98,77 \text{ кг}.$$

Таким образом, для выплавки стали марки 15ХСНД принимается следующий состав шихтовых материалов: углеродистый лом – 98,77 кг; никель мет. – 0,45 кг; медь – 0,3 кг; кокс – 0,48 кг. Итого: 100 кг.

Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами приведено в таблице 18.

Таблица 18 – Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами

Наименование материала	Вес, кг	Содержание элементов, внесенных в металл, кг								
		C	Mn	Si	S	P	Cu	Ni	Fe	$\Sigma$
Углеродистый лом	98,77	0,296	0,494	0,267	0,04	0,03		0,45	97,643	
Никель	0,45									
Медь	0,3						0,3			
Кокс	0,48	0,236								
Итого, кг		0,532	0,494	0,267	0,04	0,03	0,3	0,45	97,643	99,756
Итого, %		0,533	0,495	0,268	0,04	0,03	0,301	0,451	97,882	100,00

### 2.2.2 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  $\Delta C = \Delta C_P + \Delta C_{O.П.} = 0,1 + 0,3 = 0,42 \%$  или

$$G_C = \frac{99,756 \cdot 0,4}{100} = 0,399 \text{ кг};$$

2) кремний окисляется полностью – 0,267 кг;

3) марганец окисляется на 55–70 %. Принимаем – 65 %, или

$$G_{Mn} = \frac{0,494 \cdot 65,0}{100} = 0,321 \text{ кг};$$

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

5) фосфора в готовом металле должно быть не более 0,015 %.

С учетом того, что фосфор в некотором количестве будет вноситься в металл с ферросплавами, принимаем его содержание равным 0,015 %. Следовательно, нужно окислить  $\Delta P = 0,03 - 0,015 = 0,015 \%$ , или

$$G_P = \frac{G_{мет} \cdot \Delta P}{100} = \frac{99,756 \cdot 0,015}{100} = 0,015 \text{ кг}; \quad (21)$$

б) железо окисляется на 2–4 %. Принимаем – 3 %, или

$$G_{Fe} = \frac{97,643 \cdot 3,0}{100} = 2,93 \text{ кг};$$

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  $FeO/F_2O_3 = 2-4$ . Принимаем  $FeO / F_2O_3 = 3$ , 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:

$$\frac{2,93 \cdot 10}{100} = 0,29 \text{ кг Fe.}$$

Из этого количества окисляется:

$$\text{до FeO } \frac{0,29 \cdot 75,0}{100} = 0,22 \text{ кг;}$$

$$\text{до Fe}_2\text{O}_3 \frac{0,29 \cdot 25,0}{100} = 0,07 \text{ кг.}$$

В зоне электрических дуг испаряется:

$$\frac{2,93 \cdot 90,0}{100} = 2,63 \text{ кг Fe и Fe}_2\text{O}_3.$$

В таблице 20 приводится необходимое количество закиси железа для окисления указанных элементов и количество образовавшихся оксидов.

В таблице 21 приводится необходимое количество кислорода для окисления углерода и железа шихты и количество образовавшихся оксидов.

Таблица 20 – Количество закиси железа (FeO) и образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента, кг	Потребное количество FeO, кг	Количество образовавшегося оксида, кг	Количество восстановленного в металл железа, кг
$[Mn] + (FeO) = (MnO) + [Fe]$	0,321	$0,321 \cdot \frac{72}{55} = 0,42$	$G_{MnO} = 0,321 \cdot \frac{71}{55} = 0,414$	$Fe = 0,321 \cdot \frac{56}{55} = 0,327$
$[Si] + 2(FeO) = (SiO_2) + 2[Fe]$	0,267	$0,267 \cdot \frac{72 \cdot 2}{28} = 1,373$	$G_{SiO_2} = 0,267 \cdot \frac{60}{28} = 0,572$	$Fe = 0,267 \cdot \frac{112}{28} = 1,068$
$2[P] + 5FeO = (P_2O_5) + 5[Fe]$	0,015	$0,015 \cdot \frac{72 \cdot 5}{31 \cdot 2} = 0,087$	$G_{P_2O_5} = 0,015 \cdot \frac{142}{2 \cdot 31} = 0,034$	$Fe = 0,015 \cdot \frac{5 \cdot 56}{2 \cdot 31} = 0,068$
Итого:		$\sum FeO = 1,88$		$\sum Fe = 1,45$

Таблица 21 – Количество кислорода и образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента, кг	Необходимое количество кислорода, кг	Количество образовавшегося оксида, кг
$[C] + (FeO) = \{CO\} + [Fe]$	0,399	$0,399 \cdot \frac{16}{12} = 0,532$	$CO = 0,399 \cdot \frac{28}{12} = 0,931$
$Fe + \frac{1}{2} O_2 = FeO$	0,22	$0,22 \cdot \frac{16}{52} = 0,06$	$FeO = 0,22 \cdot \frac{72}{56} = 0,28$
$2Fe + \frac{3}{2} O_2 = Fe_2O_3$	0,07	$0,07 \cdot \frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 56} = 0,03$	$Fe_2O_3 = 0,07 \cdot \frac{160}{2 \cdot 56} = 0,10$
	2,63	$2,63 \cdot \frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 56} = 1,13$	$Fe_2O_3 = 2,63 \cdot \frac{160}{2 \cdot 56} = 3,757$
	Итого:	$\sum O_2 = 1,752$	



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

Диаграмма, характеризующая зависимость  $\lg (P_2O_5)/[P]^2$  от содержания закиси железа в шлаке и от основности шлака, выраженной отношением  $CaO/SiO_2$ , приведена.

Коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом выражается следующим соотношением

$$\frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = \frac{\{P_{исх} - [P]\} \cdot 29}{[P]^2 \times Ш_{о.п.}}, \quad (22)$$

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 веса металла).

Принимаем  $CaO/SiO_2 = 1,5$ ;  $FeO = 15 \%$ ;  $t = 1600 \text{ } ^\circ\text{C}$ .

Получаем  $P_2O_5/[P]^2 = 2850$ .

Из выражения (15) определяем количество шлака. Принимаем:

$$P_{исх} = 0,029 \%; [P] = 0,015 \%,$$

Имеем:

$$Ш_{о.п.} = \frac{(0,029 - 0,015) \cdot 229}{2850 \cdot 0,015^2} \approx 5 \text{ кг.}$$

#### 2.2.4 Определение количества шлака окислительного периода и периода расплавления

Для упрощения расчета принимаем, что шлак в основном состоит из оксидов примесей, для хорошей дефосфорации приняли, что  $(FeO) = 15 \%$ , а основность шлака  $CaO/SiO_2 = 1,5$ .

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

$$G_{\text{Ш.о.п.}} = G_{\text{MnO}} + G_{\text{P}_2\text{O}_5} + G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} + G_{\text{MgO}} + G_{\text{FeO}} + G_{\text{SiO}_2} + G_{\text{CaO}}. \quad (23)$$

Количество (MnO), (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>), (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) приведено в таблице 19 и 20. Количество (FeO), (MgO), содержащиеся в шлаке:

$$G_{\text{FeO}} = \frac{G_{\text{Ш.о.п.}} \cdot (\text{FeO})}{100} = \frac{5 \cdot 15}{100} = 0,75 \text{ кг.} \quad (24)$$

$$G_{\text{MgO}} = \frac{G_{\text{Ш.о.п.}} \cdot (\text{MgO})}{100} = \frac{5 \cdot 10}{100} = 0,5 \text{ кг.} \quad (25)$$

Так как основность шлака  $\text{CaO/SiO}_2 = 1,5$ , содержание CaO в шлаке можно выразить  $\text{CaO} = 2,8 \cdot \text{SiO}_2$ . Таким образом, получаем из уравнения (20):

$$5 = 0,414 + 0,034 + 0,1 + 0,5 + 0,75 + G_{\text{SiO}_2} + 1,5G_{\text{SiO}_2}.$$

$$G_{\text{SiO}_2} = 1,281 \text{ кг;} \quad G_{\text{CaO}} = 1,921 \text{ кг.}$$

Данные о приближенном весовом количестве и химическом составе шлака окислительного периода приведены в таблице 22.

Таблица 22 – 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
Вес, кг	1,921	1,281	0,414	0,75	0,1	0,034	0,5	5
%	38,42	25,62	8,28	15,0	2,0	0,68	10,0	100,00

#### 2.2.5 Определение расхода извести, кварцита и железной руды

В результате окисления кремния (таблица 19) в состав шлака входит  $G_{\text{SiO}_2} = 0,582$ . Следовательно, присадкой кварцита необходимо внести кремнезема  $G_{\text{SiO}_2} = 1,281 - 0,582 = 0,709 \text{ кг}$ . Тогда расход кварцита  $G_{\text{КВ}}$  (в

кварците содержится 98 %  $\text{SiO}_2$  (таблица 14) для обеспечения заданной основности шлака:

$$G_{\text{кв.}} = \frac{(\text{CaO})_{\text{шл.}} \cdot 100}{(\text{SiO}_2)_{\text{кв.}}} = \frac{0,709 \cdot 100}{98} = 0,72 \text{ кг.} \quad (26)$$

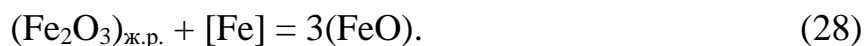
Расход извести  $G_{\text{изв.}}$  (в извести содержится 92 %  $\text{CaO}$ ) (таблица 14) для обеспечения заданной основности шлака равен:

$$G_{\text{Сш}} = \frac{G_{\text{ш}} \cdot \text{Сш}}{100} = \frac{100 \cdot 0,532}{100} = 0,532 \text{ кг.} \quad (27)$$

Для поддержания в шлаке  $\text{FeO} = 15\%$  требуется 0,75 кг  $\text{FeO}$ , но в шлаке уже есть 0,28 кг  $\text{FeO}$  (таблица 20). Следовательно, потребность в  $\text{FeO}$  составляет:  $(\text{FeO}) = 0,75 - 0,28 = 0,47$  кг. При окислении элементов  $\text{Mn}$ ,  $\text{Si}$ ,  $\text{P}$  тратится 1,88 кг  $\text{FeO}$  (таблица 19). Таким образом, общая потребность в  $\text{FeO}$  равна:

$\text{FeO} = 0,47 + 1,88 = 2,35$  кг. Необходимое количество  $\text{FeO}$  вносится железной рудой, химический состав которой приведен в таблице 15.

В пересчете на  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  по реакции:



Потребуется следующее количество  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ :

$$G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{2,35 \cdot 160}{3 \cdot 72} = 1,74 \text{ кг.}$$

Необходимо в печь присадить железной руды:

$$G_{\text{ж.р.}} = \frac{\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 100}{(\text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{ж.р.}}} = \frac{1,74 \cdot 100}{90} = 1,93 \text{ кг.} \quad (29)$$

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

Химический состав металла в конце окислительного периода приведен в таблице 23.

## 2.2.6 Обработка металла в АКОСе.

Таблица 23 – Химический состав металла в конце окислительного периода

Эле- мент	Внесено шихтовыми материалами, кг	Окислилось в период плавления и окислительный период, кг	Осталось в конце окислительного периода, кг	Состав, %
C	0,532	0,399	0,133	0,136
Si	0,267	0,267	—	—
Mn	0,494	0,321	0,173	0,178
P	0,03	0,015	0,015	0,015
S	0,04	—	0,04	0,041
Cu	0,3	—	0,3	0,317
Ni	0,45	—	0,45	0,463
Fe	97,643	2,93	94,713+1,45	98,858
			$\Sigma$ 97,274	$\Sigma$ 100,00

Внепечную обработку стали проводим под белым шлаком. Количество шлака определяем, исходя из задачи десульфурации. Необходимо удалить из металла такое количество серы, чтобы ее остаток не превышал содержание серы в готовом металле в соответствии с ГОСТ.

Принимаем  $[S]_{г.м.} = 0,010 \%$ . В конце окислительного периода металл содержал 0,041 % серы (таблица 23). Таким образом, необходимо удалить:

$$0,041 - 0,010 = 0,031 \% S.$$

Это количество соответствует:

$$G_S = \frac{G_{мет.} \cdot S}{100} = \frac{97,544 \cdot 0,031}{100} = 0,03. \quad (30)$$

Коэффициент распределения серы между шлаком и металлом составляет 15–40, а в наиболее благоприятных условиях достигает 60. Для промышленной электропечи можно принять коэффициент распределения серы между шлаком и металлом:

$$n_s = \frac{(S)}{[S]} = 40. \quad (31)$$

Шлак должен содержать серы:

$$(S) = n_s \cdot [S] = 40 \cdot 0,01 = 0,40\%. \quad (32)$$

Отсюда количество шлака в период доводки  $\Pi_{в.п.}$ :

$$\Pi_{п.д.} = \frac{G_S}{(S)} \cdot 100\% = \frac{0,03}{0,4} \cdot 100 = 7,5 \text{ кг}. \quad (33)$$

В период доводки частично окисляются из металла проходящим через печь воздухом железо и марганец. Для упрощения расчета пренебрегаем окислением марганца. На основании практических данных в нераскисленном шлаке периода доводки содержится 5–7 % FeO. Принимаем  $(\text{FeO})_{в.п.} = 6\%$ , т.е.:

$$G_{\text{FeO}} = \frac{\Pi_{п.д.} \cdot (\text{FeO})_{в.п.}}{100} = \frac{7,5 \cdot 6}{100} = 0,45 \text{ кг}. \quad (34)$$

По практическим данным шлак периода доводки наводится из шлаковой смеси ( $G_{шл.см.}$ ), в состав которой входят известь, плавиковый шпат, шамот в соотношении 5:1:1.

$$G_{шл.см.} = \Pi_{п.д.} - G_{\text{FeO}} = 7,5 - 0,45 = 7,05.$$

Следовательно, в шлаковой смеси содержится:

$$G_{\text{изв.}} = \frac{G_{шл.см.} \cdot 5}{7} = \frac{7,05 \cdot 5}{7} = 5,04 \text{ кг};$$

$$G_{\text{шам.}} = \frac{G_{шл.см.}}{7} = \frac{7,05}{7} = 1,01 \text{ кг};$$

$$G_{\text{пл.шп.}} = \frac{G_{шл.см.}}{7} = \frac{7,05}{7} = 1,01 \text{ кг}.$$

При определении состава шлака в период доводки учитываем только основные составляющие, вносимые шлакообразующими.

Данные о приближенном составе и количестве шлака периода доводки приведены в таблице 24.

Таблица 24 – Состав и количество шлака периода доводки

Источники поступления	Количество, кг	CaO	SiO <sub>2</sub>	FeO	MgO	CaF <sub>2</sub>	S	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Σ
Известь	5,04	4,04	0,13		0,17			0,05	
Шамот	1,01		0,64					0,35	
Плавиновый шпат*	1,01		0,04			0,96			
Окисление воздухом	0,45			0,45					
Поступает при десульфурации							0,030		
Итого		4,64	0,81	0,45	0,17	0,96	0,030	0,4	17,46
Состав, %		62,2	10,86	6,03	2,28	12,87	0,4	5,36	100,0

\*Считать, что CaF<sub>2</sub> полностью переходит в шлак.

### 2.2.7 Определение количества раскислителей и легирующих

Рафинирование металла целесообразно начинать с глубинного раскисления металла сильным раскислителем, присаживаемым на зеркало металла (Si, Al). После этого наводят восстановительный шлак, который с самого начала интенсивно обрабатывают углеродом и кремнием.

Потребность в раскислителях и легирующих определяется по формуле:

$$G_{\text{фер.}} = \frac{G_{\text{мет.}} \cdot ([X]_{\text{г.м.}} - [X]_{\text{к.о.п.}})}{[X]_{\text{фер.}} \cdot \eta} \cdot 100, \quad (35)$$

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

$[X]_{\text{к.о.п.}}$  – содержание легирующего элемента в металле в конце окислительного периода, % (таблица 23);

$[X]_{\text{фер.}}$  – содержание легирующего элемента в ферросплаве, % (таблица 14);

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

В излагаемом расчете принимаем, что осадочное раскисление проводим силикомарганцем марки СМп 20, диффузионное раскисление осуществляем порошком ферросилиция марки ФС 75 и порошком кокса, а окончательное раскисление осуществляется алюминием, подаваемым в металл через трайб аппарат за 2–3 минуты до выпуска.

Используя выражение (31), определяем необходимое количество ферромарганца из расчета получения в готовом металле  $[Mn]_{г.м.} = 0,55$ . Вес металла  $G_{мет}$  условно принимаем равным весу металла в конце окислительного периода (таблица 23). Принимаем  $Mn_{СМп} = 70,0 \%$  (таблица 13),  $\eta_{Mn} = 97,0$  (таблица 16).

$$G_{СМп20} = \frac{G_{мет.}([Mn]_{г.м.} - [Mn]_{к.о.п.})}{[Mn]_{СМп20} \cdot \eta_{Mn}} \cdot 100 = \frac{97,274 \cdot (0,55 - 0,177)}{70 \cdot 97} \cdot 100 = 0,53.$$

Ферромарганец вносит в металл также и кремний, причем по практическим данным принимаем, что 30 % кремния ферромарганца расходуется на раскисление, т.е.  $\eta_{Si} = 70 \%$ .

Определяем содержание кремния в металле, внесенного полученным количеством ферромарганца, принимаем  $Si_{СМп20} = 24 \%$  (таблица 15).

$$[Si]_{мет.} = \frac{G_{СМп20} \cdot [Si]_{СМп20} \cdot \eta_{Si}}{G_{мет.} \cdot 100} = \frac{0,53 \cdot 24 \cdot 70}{97,294 \cdot 100} = 0,09 \%. \quad (36)$$

Определяем количество феррохрома марки ФХ800, необходимого для легирования металла хромом из расчета получения в готовом металле  $[Cr]_{г.м.} = 0,75 \%$ . Принимаем  $Cr_{ФХ800} = 70,0 \%$  (таблица 14),  $\eta_{Cr} = 98 \%$ .

$$G_{ФХ800} = \frac{G_{мет.}([Cr]_{г.м.} - [Cr]_{к.о.п.})}{[Cr]_{ФХ800} \cdot \eta_{Cr}} \cdot 100 = \frac{97,274 \cdot (0,75 - 0)}{70 \cdot 98} \cdot 100 = 1,06 \text{ кг.} \quad (37)$$

Феррохром вносит в металл некоторое количество кремния. Принимаем  $[Si]_{ФХ800} = 1,8\%$ , условно принимаем  $\eta_{Si} = 0,7$ . Определяем полученное в металле содержание кремния при присадке феррохрома

$$[Si]_{мет.} = \frac{G_{ФХ800} \cdot [Si]_{ФХ800} \cdot \eta_{Si}}{G_{мет.} \cdot 100} = \frac{1,06 \cdot 1,8 \cdot 70}{97,544 \cdot 100} = 0,014 \%$$

Таким образом, силикомарганец и феррохром внесут в металл кремния

$$[\Sigma Si]_{мет.} = 0,09 + 0,014 = 0,103 \text{ \%}.$$

Расход порошкообразного ферросилиция определяем, исходя из получения в готовом металле  $[Si]_{г.м.} = 0,65\%$ . При этом принимаем  $Si_{\Phi C75} = 75 \text{ \%}$ ,  $\eta_{\Phi C75} = 50 \text{ \%}$ , т.е. 50 % кремния ферросилиция расходуется на раскисление (диффузионное).

$$G_{\Phi C75} = \frac{G_{мет.} \cdot ([Si]_{г.м.} - [\Sigma Si]_{мет.})}{Si_{\Phi C75} \cdot \eta_{Si}} \cdot 100 = \frac{97,544 \cdot (0,55 - 0,103)}{75 \cdot 50} \cdot 100 = 1,163 \text{ кг.} \quad (34)$$

По практическим данным расход кокса на раскисление шлака 1–2 кг на 1 т металла. Принимаем расход кокса ( $g_k$ ) – 1,0 кг/т. Необходимое количество кокса:

$$G_k = g_k \cdot G_{мет} = \frac{1,0 \cdot 97,544}{1000} = 0,097 \text{ кг.} \quad (38)$$

Результаты раскисления шлака периода доводки приведены в таблице 25.

Уточненный состав шлака периода доводки определяем, используя данные таблицы 24 и 25. Уточненный состав шлака периода доводки приведен в таблице 26.



Таблица 25– Раскисление шлака коксом и ферросилицием

Реакция	Расход раскислителя, кг	Восстанавливается закиси железа, кг	Переходит в металл и остается в шлаке при раскислении, кг
$(\text{FeO}) + \text{C}_\kappa =$ $= [\text{Fe}] + \{\text{CO}\}$	$G_C = \frac{G_\kappa \cdot [\text{C}]_\kappa \cdot K_C^*}{100 \cdot 100} =$ $= \frac{0,097 \cdot 82 \cdot 30}{100 \cdot 100} = 0,024$	$G_{\text{FeO}}^C = \frac{G_C \cdot M_{\text{FeO}}}{M_C} =$ $= 0,024 \cdot \frac{72}{12} = 0,14$	$G_{\text{FeO}}^C = \frac{G_C \cdot M_{\text{Fe}}}{M_C} =$ $= 0,24 \cdot \frac{56}{12} = 0,11$
$2(\text{FeO}) + \text{Si}_{\text{фс}} =$ $= 2[\text{Fe}] + (\text{SiO})_2$	$G_{\text{Si}} = \frac{G_{\text{фс}75} \cdot \text{Si}_{\text{фс}75} \cdot \eta_{\text{Si}} \cdot K_{\text{Si}}^{**}}{100 \cdot 100 \cdot 100} =$ $= \frac{1,163 \cdot 75 \cdot 50 \cdot 30}{100 \cdot 100 \cdot 100} = 0,1308$	$G_{\text{FeO}} = \frac{G_C \cdot M_{\text{FeO}}}{M_{\text{Si}}} =$ $= \frac{0,1308 \cdot 144}{28} = 0,67$ $\Sigma \text{FeO} = 0,81$	$G_{\text{Fe}}^{\text{Si}} = \frac{G_{\text{Si}} \cdot 2 \cdot M_{\text{Fe}}}{M_{\text{Si}}} =$ $= \frac{0,1308 \cdot 112}{28} = 0,52$ $\Sigma \text{Fe} = 0,83$
			$G_{\text{SiO}_2} = \frac{G_{\text{Si}} M_{\text{SiO}_2}}{M_{\text{Si}}} = 0,1308 \cdot \frac{60}{28} = 0,28$

Примечание.  $K_C^*$  – коэффициент усвоения углерода кокса при диффузионном раскислении; по практическим данным принимаем  $K_C^* = 30 \%$ ;  $K_{Si}^{**}$  – коэффициент усвоения кремния ферросилиция при диффузионном раскислении, по практическим данным принимаем  $K_{Si}^{**} = 30 \%$ .

Таблица 26 – Состав шлака периода доводки

Источники поступления	CaO	SiO <sub>2</sub>	FeO	MgO	CaF <sub>2</sub>	S	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Σ
Предварительный состав шлака	4,64	0,81	0,45	0,17	0,96	0,03	0,4	7,46
Восстановились из шлака			0,81					
Образовалось в шлаке		0,28						
Итого, кг	4,64	1,09	1,26	0,17	0,96	0,03	0,4	8,55
Состав, %	54,26	12,75	14,74	1,99	11,23	0,35	4,68	100,0

По практическим данным за 2–3 мин до окончания доводки в металл вводят алюминий в количестве 0,5–0,6 кг/т для среднеуглеродистых сталей и 0,7–0,8 кг/т при выплавке малоуглеродистых сталей.

В нашем случае принимаем расход алюминия ( $g_{Al}$ ) равным 0,8 кг/т

$$G_{Al} = g_{Al} \cdot G_{мет.} = \frac{0,6 \cdot 97,544}{1000} = 0,058 \text{ кг.} \quad (39)$$

Количество основных элементов, вносимых раскислителями и легирующими, приведено в таблице 27.

Таблица 27 – Количество элементов, вносимых ферросплавами

Наименование ферросплава	Элемент			
	Si	Mn	Cr	Fe
Силикомарганец CMн 20	$\frac{G_{CMн} \cdot [Si]_{CMн} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} =$ $\frac{0,54 \cdot 24 \cdot 70}{100 \cdot 100} = 0,091$	$\frac{G_{CMн} \cdot [Mn]_{CMн} \cdot \eta_{Mn}}{100 \cdot 100} =$ $\frac{0,54 \cdot 70 \cdot 97}{100 \cdot 100} = 0,366$ Не учитываем	–	$\frac{G_{CMн} \cdot [Fe]_{CMн}}{100} =$ $\frac{0,73 \cdot 4,87}{100} = 0,036$
Ферросилиций ФС75	$\frac{G_{ФС} \cdot [Si]_{ФС} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} =$ $\frac{1,163 \cdot 75 \cdot 50}{100 \cdot 100} = 0,436$	–	–	$\frac{G_{ФС} \cdot [Fe]_{ФС}}{100} =$ $\frac{1,163 \cdot 24,9}{100} = 0,289$
Феррохром ФХ 100 Б	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Si]_{ФХ} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} =$ $\frac{1,07 \cdot 1,8 \cdot 70}{100 \cdot 100} = 0,013$	–	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Cr]_{ФХ} \cdot \eta_{Cr}}{100} =$ $\frac{1,07 \cdot 70 \cdot 98}{100 \cdot 100} = 0,734$	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Fe]_{ФХ}}{100} =$ $\frac{1,07 \cdot 20,1}{100} = 0,215$
	0,54 кг	0,366 кг	0,734 кг	0,531 кг

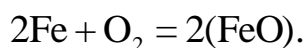
Примечание. Принимаем, что железо ферросплавов полностью переходит в металл. Переход в металл серы, углерода, фосфора для упрощения расчета не учитывается.

## 2.2.8 Определение состава готового металла

При расчете шихтовки по углероду было определено, что  $\Delta C_{\text{п.д.}} = 0,01 \%$ , что соответствует:

$$G_{C_{\text{п.д.}}} = \frac{G_{\text{мет.}} \cdot \Delta C_{\text{п.д.}}}{100} = \frac{97,544 \cdot 0,018}{100} = 0,018 \text{ кг}; \quad (40)$$

При окислении железа воздухом, проходящим через печь, имеет место реакция:



Из металла окислится железо в количестве:

$$G_{\text{Fe}} = \frac{G_{\text{Fe}} M_{\text{Fe}}}{M_{\text{FeO}}} = \frac{0,45 \cdot 56}{72} = 0,35 \text{ кг}. \quad (41)$$

Состав готового металла определяем, используя данные таблиц 22, 24, 26. Состав готового металла приведен в таблице 28.

Таблица 28 – Химический состав готового металла

Источник поступления	Элемент									
	C	Si	Mn	Cu	Ni	Cr	P	S	Fe	$\Sigma$
Количество элементов в конце окислительного периода, кг	0,133	–	0,173	0,3	0,45	–	0,015	0,04	96,489	–
Внесено элементов ферросплавами, кг	0,018	0,54	0,366		–	0,734	–	–	0,531 0,63	–
Удалено в период доводки, кг	–	–	–		–		–	0,03	0,35	–
Итого:	0,151	0,54	0,539	0,3	0,45	0,734	0,015	0,01	96,974	99,713
Состав, %	0,151	0,539	0,541	0,3	0,451	0,736	0,015	0,01	97,253	100,00

## 2.2.9 Определение расхода шихтовых материалов на 1 т стали

Расход шихтовых материалов определяется:

$$g_{\text{ш.м.}} = \frac{G_{\text{ш.м.}} \cdot 1000}{G_{\text{г.м.}}}, \quad (42)$$

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

$G_{\text{г.м.}}$  – вес готового металла, кг.

Металлический лом:

$$\frac{98,77 \cdot 1000}{99,713} = 990,54 \text{ кг.}$$

Кокс:

$$\frac{(0,48 + 0,097) \cdot 1000}{99,713} = 5,79 \text{ кг.}$$

Никель:

$$\frac{0,45 \cdot 1000}{99,713} = 4,51 \text{ кг.}$$

Известь:

$$\frac{(2,09 + 5,04) \cdot 1000}{99,713} = 71,5 \text{ кг.}$$

Кварцит:

$$\frac{0,72 \cdot 1000}{99,713} = 7,22 \text{ кг.}$$

Шамот:

$$\frac{1,01 \cdot 1000}{99,713} = 10,13 \text{ кг.}$$

Плавиковый шпат:

$$\frac{1,01 \cdot 1000}{99,713} = 10,13 \text{ кг.}$$

Газообразный технический кислород:

$$\frac{1,752 \cdot 1000}{99,713} = 17,57 \text{ кг.}$$

Железная руда:

$$\frac{1,93 \cdot 1000}{99,713} = 19,35 \text{ кг.}$$

Силикомарганец:

$$\frac{0,54 \cdot 1000}{99,713} = 5,41 \text{ кг.}$$

Ферросилиций:

$$\frac{1,163 \cdot 1000}{99,713} = 11,66 \text{ кг.}$$

Феррохром:

$$\frac{1,07 \cdot 1000}{99,713} = 10,73 \text{ кг.}$$

Алюминий:

$$\frac{0,058 \cdot 1000}{99,713} = 0,58 \text{ кг.}$$

## 2.3 Расчёт оборудования печного пролёта

### 2.3.1. Расчет оборудования в печном пролете

### 2.3.2 Расчет количества дуговых электросталеплавильных печей

Расчёт количества печей в цехе ведётся по формуле:

$$n_n = \frac{25 \cdot \Pi_{\text{ц}} \cdot T}{24 \cdot \Phi \cdot M \cdot B}, \quad (43)$$

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:

$$T = t_{\text{запр}} + t_{\text{зав}} + t_{\text{эл}} + t_{\text{распл}} + t_{\text{ок}} + t_{\text{вып}}. \quad (44)$$

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:

$$t_{\text{вкл}} = \frac{W_{\text{эл}} \cdot \eta_{\text{ит}} \cdot \eta_{\text{эл}} + P_{\text{пот}} \cdot t_{\text{выкл}}}{P_{\text{ср}} \cdot \eta_{\text{ср}} \cdot b / G - P_{\text{пот}}}, \quad (45)$$

где  $W_{\text{эл}}$  – фактический удельный расход электроэнергии на расплавление завалки в печах от 3 до 100 т на плавках конструкционных марок сталей принимается 380 кВт·ч/т переводим в МДж в 1кВт·ч = 3,6 МДж, тогда  $380 \cdot 3,6 = 1368 \text{ МДж}$ .

$\eta_{\text{эл}}$  – электрический к.п.д. печной установки, для печей вместимостью от 3 до 100 т принимается = 0,9.

$\eta_{\text{ит}}$  – коэффициент, учитывающий полноту использования тепловой энергии на нагрев, плавление и перегрев над ликвидусом металла и шлака для печей вместимостью 12 т = 0,8.

$P_{\text{пот}}$  – мощность тепловых потерь на 1 т металлошихты на расплавление для 100-тонной печи = 190 МДж/т·ч.

$P_{\text{ср}}$  – средняя активная мощность, подаваемая в печь при расплавлении для печей нормальной мощности  $P = 0,7S$ ,  $S$  – установленная мощность трансформатора, принимаем 80 МВА, тогда  $0,7 \cdot 80 \cdot 3600 = 239400 \text{ мВт}$ .

$G$  – масса жидкого металла, 100 т.

$B$  – выход годного металла, 0,98 т.

$$t_{\text{вкл}} = \frac{1368 \cdot 0,94 \cdot 0,815 + 190 \cdot 0,083}{\frac{239400 \cdot 0,94 \cdot 1,2}{100} + 250 + 280 - 190} = 21 \text{ мин.}$$

Находим  $t_{\text{распл}} = 21 + 5 = 26$  мин.

Продолжительность окислительного периода ( $t_{\text{ок}}$ ) при плавке стали одношлаковым процессом принимается = 15 мин.

Продолжительность выпуска ( $t_{\text{вып}}$ ) из 100-т печи = 5 мин.

Подставляем значения:

$$T = 5 + 5 + 5 + 26 + 15 + 1,5 = 0,958 \text{ ч.}$$

Фонд времени работы печи –  $\Phi$ , равный 313 сут.

Подставляем значения в формулу (1):

$$n_n = \frac{100 \cdot 1600000 \cdot 0,958}{24 \cdot 313 \cdot 100 \cdot 98} = 2.$$

Принимаем 2 печи.

### 2.3.3. Расчет количества кранов

Грузоподъемность кранов, обеспечивающих работу печного пролета равна 180/63/20 т.

Количество кранов печного пролёта  $n$  определяется из соотношения:

$$n = \frac{N \cdot T_{\text{кр}} \cdot K}{1440 \cdot \eta}, \quad (46)$$

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

$$N = \frac{\Pi_{\text{ц}}}{В \cdot \Phi \cdot М} = \frac{1600000}{0,98 \cdot 313 \cdot 100} = 52.$$

Принимаем количество плавов  $N = 52$  шт.

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

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



$\eta$  – 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 4 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 пустых 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 ремонт и осмотры  
 $t_{10}=150/N=150/52=3$  мин.

Таким образом, общая продолжительность учтенных крановых работ составляет:

$$T_1=2+4+2+3+3+3+4+4+4+3=32 \text{ мин.}$$

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

$$T_2=0,3 \cdot T_1, \quad (47)$$

$$T_2=0,3 \cdot 32=9,6 \text{ мин.}$$

Общая задолженность крана на одну плавку:

$$T_{кр}=T_1 \cdot T_2, \quad (48)$$

$$T_{кр}=32+9,6=41,6 \text{ мин.}$$

Подставляем значения в формулу (4)

$$n = \frac{52 \cdot 41,6 \cdot 1,1}{1440 \cdot 0,8} = 2 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 крана.

#### 2.3.4 Расчет количества шлаковых чаш

Количество шлаковых чаш рассчитывается по формуле:

$$n = \left( z \cdot \frac{N \cdot \tau_{об}}{24} \right) \cdot K + \frac{N \cdot M_{шл} \cdot \tau_{об}}{24 \cdot \rho \cdot V \cdot A} + 2, \quad (49)$$

где  $z$  – количество печей в цехе, шт.;

$N$  – количество выпусков по цеху в сутки, шт.;  $M_{шл}$

$\tau_{об}$  – продолжительность оборота чаши в шлаковое отделение, час;

$M$  – масса шлака в сталеразливочном ковше, т;

$\rho$  – плотность шлака;

$V$  – объем шлаковой чаши;

$K$  – коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей;

$A$  – допустимая степень заполнения чаши.

$$n = \left( 2 \cdot \frac{52 \cdot 1}{24} \right) \cdot 1,15 + \left( \frac{52 \cdot 11 \cdot 1}{24 \cdot 3 \cdot 16 \cdot 0,8} \right) + 2 = 7,6 \text{ шт.}$$

Принимаем 8 чаш.

#### 2.4 Расчет количества бункеров для сыпучих в бункерном пролете

Объем бункеров для хранения сыпучих материалов определяется по следующей формуле, м<sup>3</sup>:

$$V_i = \frac{A_i \cdot P_i}{Y_i \cdot K} \quad (50)$$

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

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

$Y_i$  – величина насыпной массы  $i$ -го материала в бункере, т/м;

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

$$A_i = a_i \cdot G \cdot N. \quad (51)$$

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

$G$  – вместимость печи, т;

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

Количество бункеров под  $i$ -ый материал равно:

$$n_i = \frac{V_i}{V_6}, \quad (52)$$

где  $V_6$  – объем одного бункера, м<sup>3</sup>.

Принимаем объем одного бункера 30 м<sup>3</sup>.

Общее количество бункеров в бункерном пролете определяется:

$$N_6 = V_{i1} + V_{i2} + \dots + V_{in}, \quad (53)$$

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

$n$  – количество наименований сыпучих материалов.

Объем бункеров для хранения кокса:

$$A = 0,00578 \cdot 100 \cdot 52 = 30,05 \text{ (т/сут)}.$$

$$V = \frac{30,05 \cdot 2}{0,5 \cdot 0,8} = 150,28 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров для хранения кокса:

$$n = \frac{150,28}{30} = 6 \text{ шт.}$$

Принимаем  $n_1 = 6$  шт.

Объем бункеров для хранения никеля:

$$A = 0,00451 \cdot 100 \cdot 52 = 23,452 \text{ т/сутки};$$

$$V = \frac{23,452 \cdot 1,1}{1,6 \cdot 0,8} = 20,15 \text{ м}^3;$$

Количество бункеров для хранения никеля:

$$n = \frac{20,15}{30} = 1 \text{ шт.}$$

Принимаем  $n_2 = 1$  шт.

Объем бункеров для хранения извести:

$$A=0,0715 \cdot 100 \cdot 52=371,8 \text{ т/сутки};$$

$$V=\frac{371,8 \cdot 0,5}{0,8 \cdot 0,8}=290,47 \text{ м}^3;$$

Количество бункеров для хранения извести:

$$n=\frac{290,47}{30}=10 \text{ шт.}$$

Принимаем  $n_3 = 10$  шт.

Объем бункеров для хранения плавикового шпата:

$$A=0,01013 \cdot 100 \cdot 52=52,68 \text{ т/сутки};$$

$$V=\frac{52,68 \cdot 2}{1,7 \cdot 0,8}=77,46 \text{ м}^3;$$

Количество бункеров для хранения плавикового шпата:

$$n=\frac{77,46}{30}=3 \text{ шт.}$$

Принимаем  $n_4 = 3$  шт.

Объем бункеров для хранения железной руды:

$$A=0,0193 \cdot 100 \cdot 52=100,62 \text{ т/сутки};$$

$$V=\frac{100,62 \cdot 2}{2,7 \cdot 0,8}=93,17 \text{ м}^3;$$

Количество бункеров для хранения железной руды:

$$n=\frac{93,17}{30}=4 \text{ шт.}$$

Принимаем  $n_5 = 4$  шт.

Объем бункеров для хранения ФС75:

$$A=0,01166 \cdot 100 \cdot 52=60,63 \text{ т/сутки};$$

$$V=\frac{60,63 \cdot 3}{1,5 \cdot 0,8}=151,58 \text{ м}^3;$$

Количество бункеров для хранения ФС75:

$$n=\frac{151,58}{30}=6 \text{ шт.}$$

Принимаем  $n_6 = 6$  шт.

Объем бункеров для хранения силикомарганца:

$$A = 0,00541 \cdot 100 \cdot 52 = 28,13 \text{ т/сутки};$$

$$V = \frac{28,13 \cdot 3}{2,5 \cdot 0,8} = 42,198 \text{ м}^3;$$

Количество бункеров для хранения силикомарганца:

$$n = \frac{42,198}{30} = 2 \text{ шт.}$$

Принимаем  $n_7 = 2$  шт.

Общее количество бункеров в бункерном пролете определяется:

$$N_6 = 6 + 1 + 10 + 3 + 4 + 6 + 2 = 32 \text{ шт.}$$

## 2.5 Расчет оборудования раздаточного пролета

### 2.5.1 Расчёт количества АКОСов

При определении количества агрегатов внепечной обработки исходят из приоритетности работы дуговой печи. Расчет количества агрегатов проводится по формуле:

$$n = \frac{z \cdot T}{1440}, \quad (54)$$

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

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

1440 – число минут в сутках.

Задолженность агрегата складывается из продолжительности следующих операций:

1. ожидание сталеразливочного ковша с плавкой, включая перестановку ковша и подачу сталевого под агрегат,  $\tau_1 = 10$  мин.;
2. продувка аргоном для усреднения ванны,  $\tau_2 = 3$  мин.;

3. отбор пробы металла, замер температуры, ожидание анализа,  $\tau_3 = 20$  мин.;

4. присадка ферросплавов, вдувание порошков, подогрев расплава,  $\tau_4 = 10$  мин.

$$T = 10 + 3 + 10 + 20 + 10 = 53 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ принимают равным 10 % от учтенных. Тогда:

$$T = 53 \cdot 1,1 = 58,3 \text{ мин.}$$

Поставляем значения в формулу (5):

$$n = \frac{52 \cdot 58,3}{1440} = 2 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 АКОСа

#### 2.5.2 Расчёт количества вакууматоров

Расчёт количества вакууматоров выполняется по формуле:

$$n = \frac{z \cdot T}{1440}, \quad (55)$$

где  $T$  – задолженность вакууматора на одну плавку, мин.

Задолженность вакууматора складывается из следующих операций:

1. Ожидание сталеразливочного ковша с плавкой, включая подачу ковша сталевозом под установку,  $\tau_1 = 10$  мин.;
2. Обработка металла вакуумом с корректировкой химического состава,  $\tau_2 = 30$  мин.;
3. Подъем камеры, выдача ковша из-под установки, ожидание передачи на МНЛЗ,  $\tau_3 = 10$  мин.

$$T = 10 + 30 + 10 = 50 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ принимают равным 10 % от учтенных. Тогда:

$$T = 50 \cdot 1,1 = 55 \text{ мин.}$$

Отсюда количество вакууматоров (так как не все количество металла будет вакуумироваться, принимаем 1/3 всех плавов за сутки):

$$n = \frac{52/3 \cdot 55}{1440} = 0,66 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 вакууматор.

### 2.5.3 Определение производительности и основных параметров МНЛЗ

#### 1) Определение производительности слябовых МНЛЗ.

Годовая производительность МНЛЗ рассчитывается по формуле:

$$P = \frac{1440 \cdot M}{n \cdot T_1 + T_2} \cdot n \cdot K_B \cdot \Phi. \quad (56)$$

где  $M$  – масса плавки, т;

$n$  – число плавов в серии при разливке методом «плавка на плавку», принимаем  $n = 1$  шт.;

$T_1$  – продолжительность разливки одной плавки, мин.;

$T_2$  – продолжительность подготовки машины к приему следующей серии плавов, мин., принимаем  $T_2 = 25$  мин.;

$K_B$  – выход годных литых заготовок;

$\Phi$  – фонд времени работы МНЛЗ, сут./год, для сортовых машин принимаем  $\Phi = 320$  сут/год;

Продолжительность разливки одной плавки ( $T_1$ ) оценивается по формуле:

$$T_1 = \frac{1000 \cdot M}{V \cdot n_p \cdot m \cdot K_p}, \quad (57)$$

где  $M$  – масса плавки, т;

$V$  – нормативная скорость разливки, м/мин.;

$n_p$  – количество ручьев, принимаем 2 ручья;

$m$  – масса погонного метра заготовки, кг., принимаем  $m = 2123$  кг.;

$K_p$  – коэффициент, учитывающий непредвиденные потери времени при разливке; для многоручьевых МНЛЗ принимаем  $K_p = 0,9$ .

Расчет корриативных скоростей разливки м/мин, по формуле:

$$V = \frac{K \cdot (1 + \frac{a}{b})}{b}, \quad (58)$$

где  $K$  – коэффициент, зависящий от марки стали и вида литых заготовок; принимаем  $K = 0,22$ ;

$a$  – толщина слитка, м; принимаем,  $a = 0,3$  м;

$b$  – ширина слитка, м; принимаем  $b = 1,0$  м.

Отсюда:

$$V = \frac{0,22 \cdot (1 + \frac{1}{0,3})}{1} = 0,95 \text{ м/мин.}$$

Тогда:

$$T_1 = \frac{1000 \cdot 100}{0,95 \cdot 2 \cdot 2123 \cdot 0,9} = 27,55 \text{ мин.}$$

Длину головной обрезки на один ручей примем равной 300 мм, тогда масса головной обрезки на плавку составит:  $0,3 \cdot 2 \cdot 2123 = 1274$  кг. 2123 кг – масса погонного метра заготовки  $300 \times 1000$ . Длину хвостовой обрезки с учетом усадки металла в конце кристаллизации примем равной 1000 мм, тогда масса хвостовой обрезки на одну плавку составит:  $1,0 \cdot 2 \cdot 2123 = 4246$  кг. Масса скрапа равна:  $2 \cdot 100 = 200$  кг. Масса аварийного скрапа равна:  $5 \cdot 100 = 500$  кг. Масса металла в шлам:  $100000 \cdot 0,5/100 = 500$  кг. Следовательно, масса отходов составит:  $1274 + 4246 + 200 + 500 + 500 + 200 = 6,92$  т. Тогда выход годных заготовок составит:



$$K_b = (100 - 6,92) / 100 = 0,93 \text{ или } 93,0 \%. \quad (59)$$

Отсюда годовая производительность МНЛЗ:

$$P = \frac{1440 \cdot 100}{3 \cdot 27,55 + 25} \cdot 3 \cdot 0,93 \cdot 320 = 815497 \text{ т/год.}$$

Количество МНЛЗ рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{Q_{ц}}{P}, \quad (60)$$

где  $Q_{ц}$  – годовая производительность цеха, т/год.

$$n = \frac{1600000}{815497} = 1,96 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 слябовые МНЛЗ.

#### 2.5.4 Расчет количества сталеразливочных ковшей

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

$$n = \frac{N \cdot T_1}{1440} + \frac{N \cdot T_2}{24 \cdot m} + 2. \quad (61)$$

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.;

$$T_1 = 5 + 5 + 10 + 28 + 58 + 20 = 136 \text{ мин.}$$

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 шибберного затвора, очистку и мелкий ремонт футеровки 40–60 мин.;
4. установка шибберного затвора, включая перестановку ковша на стенд для монтажа шибберного затвора 15–25 мин.;
5. сушка и разогрев ковша, включая установку ковша на стенд для сушки 60–90 мин.

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

$$n = \frac{52 \cdot 136}{1440} + \frac{52 \cdot 220}{24 \cdot 35} + 2 = 15,72.$$

Принимаем количество сталеразливочных ковшей равным 16.

#### 2.5.5. Расчет количества промежуточных ковшей

Количество промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_k = \frac{T \cdot z}{24 \cdot C} + 1, \quad (62)$$

где  $T$  – продолжительность ремонта футеровки ковша, ч;

$z$  – количество плавов, разливаемых на МНЛЗ в сутки, шт.;

$C$  – стойкость промежуточного ковша, принимаем  $C = 10$ .

Продолжительность ремонта промежуточного ковша складывается из продолжительности следующих операций:

1. смена ковша на МНЛЗ, принимаем 0,05 ч.;
2. охлаждение футеровки, принимаем 2,5 ч.;
3. выдавливание стаканчиков, принимаем 0,416 ч.;
4. ломка футеровки, принимаем 0,416 ч.;
5. кладка арматурного слоя футеровки, принимаем 0,83 ч.;

6. выполнение наливной (или кладка кирпичной) футеровки, принимаем 5 ч.;
7. сушка футеровки, принимаем 12 ч.;
8. установка гнездового кирпича, сталеразливочных стаканчиков, стопоров, принимаем 1 ч.;
9. разогрев футеровки, принимаем 3,5 ч.;
10. крановые операции по перестановке и транспортировке ковша, принимаем 0,416 ч.

Отсюда:

$$T = 0,05 + 2,5 + 0,416 + 0,416 + 0,83 + 5 + 12 + 1 + 3,5 + 0,416 = 26,1 \text{ ч.}$$

Тогда количество промежуточных ковшей составит:

$$n_k = \frac{26,1 \cdot 52}{24 \cdot 10} + 1 = 6,6.$$

Принимаем 7 промежуточных ковшей.

#### 2.5.6 Количество стенов для сушки промежуточных ковшей

Количество стенов для сушки промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{T \cdot z}{24 \cdot C}, \quad (63)$$

где  $T$  – время сушки ковша на стенде, ч.

$$n_c = \frac{12 \cdot 52}{24 \cdot 10} = 2,6.$$

Принимаем 3 стенов для сушки промежуточных ковшей.

Аналогично рассчитываем количество стенов для охлаждения футеровки промежуточных ковшей, стенов для кладки футеровки ковшей и стенов для ломки футеровки.

### 2.5.7 Количество стендов для охлаждения футеровки промежуточных ковшей

Количество стендов для охлаждения футеровки промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{2,5 \cdot 52}{24 \cdot 10} = 0,54.$$

Принимаем 1 стенд для охлаждения футеровки.

### 2.5.8 Количество стендов для ломки футеровки

Количество стендов для ломки футеровки определяется по формуле:

$$n_c = \frac{0,416 \cdot 52}{24 \cdot 10} = 0,09.$$

Принимаем 1 стенд для ломки футеровки.

### 2.5.9 Количество стендов для кладки футеровки ковшей

Количество стендов для кладки футеровки ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{5 \cdot 52}{24 \cdot 10} = 1,08.$$

Принимаем 2 стенда для кладки футеровки ковшей.

### 2.5.10 Расчет количества кранов

Количество кранов рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{z \cdot T_{кр}}{1440 \cdot 0,8}, \quad (64)$$

где  $T_{кр}$  – задолженность крана, мин;

0,8 – предельно допустимая нагрузка на кран, не более 80 тонн.

Задолженность крана складывается из следующих операций (по методу ГИПРОМЕЗа):

1. подъем со сталевова,  $\tau_1 = 3,5$  мин.;
2. установка на стенд МНЛЗ,  $\tau_2 = 3,5$  мин.;
3. съём со стенда МНЛЗ,  $\tau_3 = 3,5$  мин.;
4. кантовка шлака,  $\tau_4 = 3,5$  мин.;
5. стенд для охлаждения,  $\tau_5 = 3,5$  мин.;
6. стенд для выдавливания стаканов,  $\tau_6 = 3,5$  мин.;
7. стенд подготовки к плавке,  $\tau_7 = 3,5$  мин.;
8. стенд для сушки,  $\tau_8 = 3,5$  мин.;
9. сталевоз,  $\tau_9 = 3,5$  мин.;
10. установка ковша на АКОС,  $\tau_{10} = 3,5$  мин.;
11. съём ковша с АКОСа,  $\tau_{11} = 3,5$  мин.;
12. установка ковша на вакууматор,  $\tau_{12} = 1,16$  мин.;
13. съём ковша с вакууматора,  $\tau_{13} = 1,16$  мин.

Отсюда:

$$T_1 = 3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+1,16+1,16 = \\ = 40,82 \text{ мин.}$$

Выход ковша на холодный ремонт складывается из следующих операций:

1. съём со стенда,  $\tau_1 = 3,5$  мин.;
2. стенд для охлаждения,  $\tau_2 = 3,5$  мин.;
3. установка на стенд для ломки футеровки,  $\tau_3 = 3,5$  мин.;
4. ремонтная яма,  $\tau_4 = 3,5$  мин.;
5. стенд для сушки,  $\tau_5 = 3,5$  мин.;
6. стенд для подготовки плавки,  $\tau_6 = 3,5$  мин.

Отсюда:

$$T_2 = 3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5 = 21 \text{ мин.}$$

Тогда задолженность крана составит:

$$T_{\text{кр.}} = T_1 + T_2 = 40,82 + 21 = 61,82 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ составляет 10 %:

$$T = 61,82 \cdot 1,1 = 68,002 \text{ мин.}$$

Тогда:

$$n = \frac{52 \cdot 68,002}{1440 \cdot 0,8} = 3 \text{ шт.}$$

Принимаем 3 крана.

#### 2.5.11 Расчет количества автобадьевозов

Количество автобадьевозов определяет число бадей в цехе, так как число бадей равно числу автобадьевозов и плюс одна или две резервных бады.

Расчет количества автобадьевозов проводится по формуле:

$$n = \frac{N \cdot T}{1440}, \quad (65)$$

где  $N$  – количество плавков по цеху за сутки, шт;

$T$  – задолженность автобадьевоза на плавку, мин.

$$T = T_1 + T_2 + T_3, \quad (66)$$

где  $T_1$  – продолжительность проезда автобадьевоза от ОПЛ до рабочей площадки и обратно;

$T_2$  – время на разгрузку бады с шихтой в печь;

$T_3$  – время загрузки бады в ОПЛ,  $T_3 = 10$  мин.

Продолжительность проезда автобадьевоза от ОПЛ до рабочей площадки определяется по формуле:

$$T_1 = \frac{2 \cdot B \cdot L}{\omega}, \quad (67)$$

где  $L$  – расстояние от ОПЛ до рабочей площадки, 1000 м;

$\omega$  – скорость автобадьевоза, 250 м/мин;

В – количество приёмов загрузки шихты на плавку, принимаем 2 приема.

Отсюда:

$$T_1 = \frac{2 \cdot 2 \cdot 1000}{250} = 16 \text{ мин},$$

Время на разгрузку бадьи с шихтой в печь складывается из продолжительности следующих операций:

1. время подъема бадьи – 5 мин;
2. доставка бадьи до печи – 5 мин;
3. разгрузка содержимого бадьи в печь – 3 мин;

Отсюда задолженность автобадьевого на плавку составляет:

$$T = 16 + 13 + 10 = 39 \text{ мин.}$$

Тогда количество автобадьевого составит:

$$n = \frac{52 \cdot 39}{1440} = 1,4 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 автобадьевого.

### 3 Результаты проведенного исследования

#### 3.1 Технология выплавки и внепечной обработки стали марки 15ХСНД

Сталь 15ХСНД является конструкционной хромокремненикелевой низколегированной сталью, применяется для строительства мостов, дорог, возведения объектов промышленности, а также может применяться во многих других областях.

В современной промышленности различные детали и металлоконструкции из стали 15ХСНД применяются для изготовления паровых котлов и других различных емкостей, работающих под давлением при температуре от минус 70 °С до плюс 450 °С.

Плавка стали включает следующие этапы:

1. заправка печи,
2. загрузка шихтовых материалов,
3. период плавления,
4. окислительный период,
5. период внепечной обработки,
6. разливка на МНЛЗ.

1. Заправка печи производится, после каждого выпуска металла. После выпуска металла предыдущей плавки выпускное отверстие эркера очищают, закрывают шиберный затвор сливного отверстия и засыпают огнеупорной смесью. Все операции по обслуживанию отверстия ведут через верхний люк водоохлаждаемой крышки эркера. Далее осматривают футеровку подины в случае обнаружения поврежденных участков футеровки, производят заправку торкретирующей массой, которая состоит из магнезитового порошка, смешанного с жидким стеклом.

2. Загрузка шихтовых материалов, осуществляется сверху при помощи загрузочных бадей. Для предохранения подины от ударов крупных падающих кусков на дно бады загружено небольшое количество мелкого



лома. Наиболее крупная шихта догружена вперемешку с шихтой средних размеров в центральной части бады так, что в печи крупные куски оказываются непосредственно под электродами, а сверху загружена мелкая шихта. В завалку в шихту входят следующие компоненты: углеродистый лом – 98,77 кг/т, кокс – 0,48 кг/т. 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. Период плавления. После окончания завалки электроды опускают почти до полного касания с шихтой и включают ток. Электроды постепенно опускаются, проплавляя в шихте колодцы и достигая крайнего нижнего положения. В дальнейшем по мере увеличения количества жидкого металла электроды поднимаются. В период плавления необходимо обеспечить раннее шлакообразование, предохраняющего металл от насыщения газами и науглероживания электродами. В процессе плавления происходит окисление примесей, вносимых шихтой, происходит частичное удаление в шлак серы и фосфора. Для ускорения плавления применяют плавку на болоте.

После того как шихта полностью расплавлена отбирают пробу металла на химический анализ, шлак самотёком стекает в шлаковую чашу, вместе с которым удаляется значительная часть окислившегося фосфора. Затем в печь присаживают известь с плавиковым шпатом в количестве 1,5–2 % от массы металла и после их растворения приступают к окислительному периоду.

4. В окислительный период необходимо реализовать следующие основные мероприятия:

- 1) понизить содержание фосфора ниже допустимых пределов в готовой стали;
- 2) полно удалить растворенные в металле газы (водород, азот);
- 3) нагреть металл до температуры, на 120–130 °С превышающей температуру ликвидуса;

4) окислить углерод до нижнего предела, его требуемого содержания в выплавляемой стали.

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 отдаётся 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.

Кроме режима фосфора, в окислительный период регламентируется режим углерода. 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 в завалку дают некоторое количество хромоникелевых отходов, с условием что содержание хрома в первой пробе не превышало 0,4 %.

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

Никель обладает значительно меньшим сродством к кислороду, так же как и медь, поэтому в ванне практически не окисляются. Основная часть никеля и меди, определённая из расчёта получения его на нижний придел заданного содержания отдаёт в завалку. Корректировка происходит в окислительный период. Это вызвано тем, что электролитический никель содержит водород, а гранулированный – влагу.

Выпуск металла из печи без шлака, что обеспечивается эркерным выпускным устройством. Попадание в ковш печного окислительного шлака недопустимо, так как из него в процессе внепечной обработки в металл будут переходить фосфор и кислород.

Далее ковш транспортируют на установку внепечной обработки, где проводят рафинирование, раскисление и доведение состава и температуры до заданных.

#### 5. Внепечная обработка стали.

После выпуска ковш с металлом отправляется на внепечную обработку.

Для проведения внепечной обработки металла в электросталеплавильном цехе в раздаточном пролете установлены два АКОСа. АКОС оборудован двух ручьевым трайб-аппаратом компании «Вулкан ТМ» данный аппарат имеет возможность подачи проволоки с различных технологических уровней и максимально компактный.

На АКОСе производят раскисление, доводку металла по химическому составу, выравнивание по температуре, ведут продувку металла инертным газом, производят десульфурацию и легирование металла.

Для удаления серы, в металл в струе аргона через погружную фурму, вводятся флюсы на основе извести, шамота и плавикового шпата, для подачи раскислителей и легирующих добавок АКОС оборудован системой трубопроводов.

Раскисление и легирование проводим присадками ферросилиция (ФС 75), силикомарганца (СМн 20) в количестве 1,163 кг/т и 0,53 кг/т и ввод алюминия в количестве 0,058 кг/т. Затем металл доводится до нужной температуры и отправляется на разливку.

### 3.2 Разливка стали

После обработки металла в АКОСе сталеразливочный ковш с помощью мостового крана устанавливается на поворотный стенд МНЛЗ и осуществляется разливка.

Разливка осуществляется на двух ручьевых слябовых МНЛЗ радиального типа. Ковш с металлом устанавливается на поворотный стенд МНЛЗ.

Происходит выпуск металла в промежуточный ковш, который распределяет металл по ручьям, для предотвращения вторичного окисления струя металла защищается специально устанавливаемым погружным стаканом (рисунок 12).

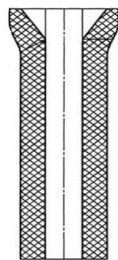


Рисунок 12 – Погружной стакан

Из промковша в кристаллизатор металл поступает так же через погружной стакан.

Жидкий металл, соприкоснувшись предварительно введенной затравкой и кристаллизатором, начинает кристаллизоваться, и затравка вместе с застывшим на ней металлом опускается из кристаллизатора. Для уменьшений усилий вытягивания и исключения случаев разрыва корочки из-за ее приваривания к стенкам кристаллизатора ему придают возвратно-поступательные движения и подают смазку, на поверхности жидкого металла в кристаллизаторе наводят шлак, тонкая пленка которого между кристаллизатором и слитком уменьшает трение. Выходящую из кристаллизатора заготовку с жидкой сердцевинкой подвергают интенсивному охлаждению. После затвердевания по всему сечению заготовка поступает на участок резки, где ее разрезают на мерные длины.

Для оптимизации потоков заливаемого в кристаллизатор жидкого металла используется погружной стакан фирмы «Vesuvius» которые предложили новую конструкцию погружного стакана с четырьмя отверстиями в головке. Кроме двух боковых отверстий уменьшенного размера дополнительно сделаны еще два небольших вертикальных отверстия. Погружной стакан был рекомендован для проведения отливки слэбов всех типоразмеров (рисунок 13).

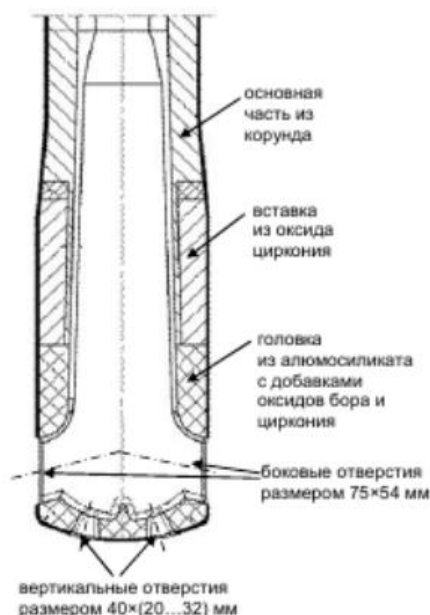
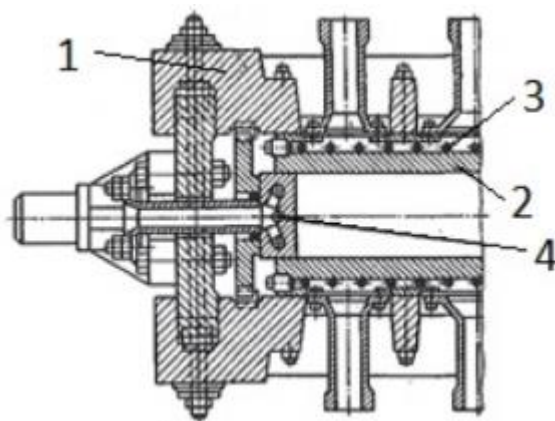


Рисунок 13 – Погружной стакан

Кристаллизатор является одним из важнейших узлов МНЛЗ, который в значительной степени определяет их производительность и качество получаемой продукции.

В данном проекте применяем сборные толстостенные кристаллизаторы. Кристаллизатор такой конструкции состоит из стального корпуса, к стенкам которого крепят шпильками медные плиты. Между широкими неподвижными стенками вставлены узкие подвижные стенки, которые перемещаются по средствам червячно-винтовых механизмов. Эти механизмы позволяют перестраивать кристаллизаторы по ширине непосредственно в машине. Медные плиты имеют канал для охлаждающей воды. Рабочую поверхность широких стенок, обращенных к жидкому металлу, выполняют гладкой. Толщина медных стенок составляет 0,65–0,08 метров. Для того, чтобы исключить проникновение меди в слэб, используют различного рода трехслойные покрытия типа никель (+фосфор)-кобальт-хром.

Конструкция кристаллизатора с подвижными узкими стеками позволяет изменять ширину сляба, эта операция не требует замены кристаллизатора и осуществляется в течении 15–20 минут, для сравнения замена кристаллизаторов на двух ручьевой МНЛЗ производится в течение 2–3 часов (рисунок 14).



1 – стальные стенки; 2 – медные плиты; 3 – каналы для охлаждающей воды; 4 – узкие медные стенки

Рисунок 14 – Сборный кристаллизатор для отливки слябов

4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение.

#### 4.1 Техничко-экономическое обоснование цеха

Проектируемый ЭСПЦ будет расположен в городе Комсомольск-на-Амуре и будет входить в состав ОАО «АмурМеталл». Данное предприятие имеет выгодное географическое местоположение ОАО «АмурМеталл» по отношению к рынкам сбыта стран Юго – Восточной Азии. Имеет развитую транспортную инфраструктуру. Близость морских портов, обуславливает конкурентное преимущество для ОАО «Амурметалл» при реализации продукции за рубеж. Морские перевозки намного дешевле железнодорожных.

В ЭСПЦ будет установлено две дуговые электросталеплавильные печи вместимостью 100 тонн, два агрегата комплексной обработки стали (АКОС-100), циркуляционный вакууматор и две слябовые машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). Производительность цеха составляет 1600000 тыс. тонн стали в год.

Проектируемый сортамент продукции:

- Кремнемарганцевая марка стали ГОСТ 5058-65 – 800000 т/год;
- Хромокремнемарганцевая ГОСТ 4543-71 – 400000 т/год;
- Хромоникелевая ГОСТ 4543-71 – 250000 т/год;
- Углеродистая качественная конструкционная ГОСТ 1050-74 – 150000 т/год;

#### 4.2 Расчет основных фондов цеха и вложения при его строительстве

Капитальные вложения предназначены для строительства ЭСПЦ производительностью 1600000 т/год

$$K_{oi} = Ц_{oi} \cdot (1 + G_{Ti} + G_{Mi}) \cdot n_i ,$$



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.

Таблица 28 - смета капитальных вложений на строительство цеха

Наименование	Количество о единиц	Цена единицы, руб	Стоимость единицы с учетом $G_t$ и $G_m$	Полная стоимость, руб	Норма амортизации, %	Годовая сумма амортизации , руб
№	1	2		3	4	5
1. Здания						
Главный корпус	1	60184409 3	746286675	746286675	3,7	27612607
Всего по зданиям				746286675		27612607
2. Сооружения						
Трансформаторная	2	14257500 0	175367250	350734500	4,7	16484521
Газоочистное сооружение	1	50198988 6	617447559	617447559	4,7	29020035
Прочее		5172445	6362108	6362108	4,7	299019
Всего по сооружениям				974544167		45803575
3. Рабочее оборудование						
ДСП-100	2	39811124 0	489676825	979353650	6,7	46029622
АКОС	2	46213007 0	568419986	1136839972	6,7	76168278
Вакууматор	1	11251006 4	138387379	138387379	6,7	9271954
МНЛЗ	2	36000000 0	442800000	885600000	6,7	59335200
Стальковши	18	636591	783007	14094126	11,1	1564447

Продолжение таблицы 28

Сталевоз	2	1500013	1845016	3690032	11,1	409594
Шлаковая чаша	8	621899	764936	6119488	11,1	679263
Бадья завалочная	4	356514	438512	1754048	11,1	194699
Автошлаковоз	2	800500	984615	1969230	10,5	206769
Автобадьевоz	2	748376	920503	1841006	10,5	193306
Трайб аппарат	2	600525	738646	1477292	10,5	155116
Всего по рабочему оборудованию				3171126223		194208248
1. Крановое оборудование						
Кран 180+63/20 т	2	20449283	25152618	50305236	5,8	2917704
Кран 120+63/20 т	2	18554823	22822432	45644864	5,8	2647402
Кран 50/12 т	2	1332645	1639153	3278306	5,8	190142
Кран 15 т	1	900000	1107000	1107000	5,8	64206
Всего по крановому оборудованию				100335406		5819454
Всего				4412346472		273443883,9 8

#### 4.3 Расчет производственной мощности

Производственная мощность  $M$  – это максимальный годовой объем продукции в номенклатуре, установленной проектным заданием. Производственная программа  $V_{пл}$  представляет собой систему плановых заданий по выпуску продукции установленной номенклатуры и ассортимента. Между  $M$  и  $V_{пл}$  должно выполняться соотношение:  $M > V_{пл}$ . 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

$$T_{\text{ном}} = T_{\text{кал}} - (T_{\text{к.р}} + T_{\text{х.р}}), \quad (68)$$

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

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

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

Отсюда:

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

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

$$T_{\text{ф}} = T_{\text{ном}} - T_{\text{г.п.}}, \quad (69)$$

где  $T_{\text{г.п.}}$  – продолжительность горячих простоев,  $T_{\text{г.п.}} = 37$  сут.

$$T_{\text{ф.}} = T_{\text{ном.}} - T_{\text{г.п.}} = 350 - 37 = 313 \text{ суток.}$$

Суточная производительность печь в фактические сутки составляет:

$$N_{\text{сут.}} = \frac{24 \cdot Q_{\text{с}} \cdot B}{T_{\text{пл.}}}, \quad (70)$$

где  $Q_{\text{с}}$  – масса садки печи, 100 т;

$B$  – выход годного, 98 %;

$T_{\text{пл.}}$  – длительность одной плавки, 0,9 ч.

Отсюда:

$$N_{\text{сут.}} = \frac{24 \cdot 100 \cdot 0,98}{0,9} = 2613,3 \text{ т/сут};$$

Фактическая годовая производительность стали по цеху определяется по формуле:

$$B_{\text{г.}} = N_{\text{сут.}} \cdot n_{\text{п.}} \cdot T_{\text{ф.}}, \quad (71)$$

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

Отсюда:

$$B_{\text{г.}} = 2613,3 \cdot 2 \cdot 313 = 1635946,6 \text{ т/год.}$$

Производственная мощность цеха (с учетом коэффициента использования мощности  $K_{\text{и.м.}} = 0,97$ ) составляет:

$$\text{ПМ} = \frac{N_{\text{г}}}{K_{\text{и.м}}} = \frac{1635946,6}{0,97} = 1686542,96 \text{ т.} \quad (72)$$

Таблица 29 – Производственные показатели цеха

Показатели	Индекс	Проектные данные
Мощность трансформатора, кВА	W	80000
Масса садки, т	Q <sub>с</sub>	100
Баланс времени, сут:	T <sub>к.р.</sub>	7
– капитальные простои		
– холодные простои	T <sub>х.р.</sub>	8
– горячие простои	T <sub>г.р.</sub>	37
– фактическое время работы	T <sub>ф</sub>	313
– календарное время	T <sub>к</sub>	365
Длительность плавки, ч	T <sub>пл</sub>	0,995
Количество плавок в сутки	N <sub>пл</sub>	49
Суточная производительность цеха, т/сут	N <sub>сут</sub>	2613,3
Фактическая производительность, т/год	B <sub>г</sub>	1635946,6
Производственная мощность цеха, т/год	ПМ	1686542,96

#### 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) – Ш<sub>р</sub>; суточный – Ш<sub>с</sub>; подменный на выходные дни – Ш<sub>в</sub>; суточный штат с подменой на выходные дни – Ш<sub>св</sub>; резервный штат на отпуск (РО) и невыходы по уважительным причинам (РН); списочный штат – Ш<sub>сп</sub>.

Численность персонала приведена в таблице 30.

Таблица 30 – 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
1. 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 – 100 №1									
Сталевар печи	7	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный	6	1	1	1	3	4	1	1	6
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
На ДСП – 100 №2									
Сталевар печи	7	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный	6	1	1	1	3	4	1	1	6
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
Всего		21	21	21	61	75	14	14	115
1. Бункерный пролет									

Продолжение таблицы 30

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
2. 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 №1	7	1	1	1	3	4	1	1	6
Сталевар АКОСа №1	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
Оператор АКОСа №2	7	1	1	1	3	4	1	1	6
Сталевар АКОСа №2	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

Продолжение таблицы 30

Всего		24	24	24	72	88	16	16	121
1. Пролет МНЛЗ									
Оператор слябовой МНЛЗ №1	6	6	6	6	18	19	1	1	21
Оператор системы гидравлики и охлаждения	5	3	3	3	9	10	1	1	12
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
Оператор слябовой МНЛЗ №2	6	6	6	6	18	19	1	1	21
Оператор системы гидравлики и охлаждения	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Оператор разливочного поста	5	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
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
1. 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	413								

Таблица 31– Штатное расписание для руководителей, ИТР, служащих, МОП и учеников

Категория работающих, должность	Число работников, чел	Количество смен работы	Проектная численность, чел.
1	2	3	4
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 отдела	1	1	1
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



Продолжение таблицы 31

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 бюро	2	1	2
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	6
Итого ИТР и служащих			66

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

Основная заработная плата включает все выплаты за работу и доплаты, связанные с пребыванием рабочего на производстве.

Дополнительная зарплата включает все выплаты, не связанные с работой, но предусмотренные законом.

Виды доплат:

- ночное время – 40 % тарифа;
- доплата за праздничные дни – 100 %;
- переработка графика – 50 % тарифа;

Районный коэффициент принимаем равным 1,2.

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

Таблица 32 – Тарифные ставки по разрядам

Тарифная ставка, руб/ч	Разряд			
	4	5	6	7
	64,6	72,8	83	93,5

Для расчета средней заработной платы принимаем, что в цехе средний разряд шестой, тогда тарифная ставка будет равна 83 рублей. Исходные данные для расчета заработной платы приведены в таблице 35.

Таблица 33 – Исходные данные для расчета заработной платы

Разряд	Тарифная ставка	Отработано часов			
		всего	ночных	вечерних	праздничных
6	83	192	64	32	8

Заработная плата по тарифной ставке за месяц определяется по формуле:

$$ЗП_{\text{ппр}} = ТС \cdot K_{\text{час}} \cdot K_{\text{вп}}, \quad (73)$$

где  $ЗП_{\text{ппр}}$  – часовая тарифная ставка, руб/ч;

$K_{\text{час}}$  – количество отработанных часов в месяц;

$K_{\text{вп}}$  – коэффициент, учитывающий выполнение плана.

$$ЗП_{\text{ппр}} = 83 \cdot 192 \cdot 1 = 15936 \text{ руб./мес.}$$

Доплата за работу в ночное время  $D_{\text{ночн}}$ , рассчитывается по формуле:

$$D_{\text{ночн}} = K_{\text{ч.ночн}} \cdot ТС \cdot K_{\text{н}}, \quad (74)$$

где  $K_{\text{ч.ночн}}$  – количество отработанных ночных часов в месяц;

$ТС$  – тарифная ставка, руб;

$K_{\text{н}}$  – коэффициент, учитывающий доплату за работу в ночное время (40 % к тарифной ставке).

$$D_{\text{ночн}} = 64 \cdot 83 \cdot 0,40 = 2124,8 \text{ руб./мес.}$$

Доплата за работу в вечернее время  $D_{\text{веч}}$ , рассчитывается по формуле:

$$D_{\text{веч}} = K_{\text{ч.веч}} \cdot ТС \cdot K_{\text{веч}}, \quad (75)$$

где  $K_{\text{ч.веч}}$  – количество отработанных вечерних часов в месяц;

$K_{\text{веч}}$  – коэффициент, учитывающий доплату за работу в вечернее время (20 % к  $ТС$ ).

$$D_{\text{веч}} = 32 \cdot 83 \cdot 0,2 = 531,2 \text{ руб./мес.}$$

Доплата за работу в праздничные дни  $D_{\text{пр}}$ , рассчитывается по формуле:

$$D_{\text{пр}} = K_{\text{ч.пр}} \cdot ТС \cdot K_{\text{пр}}, \quad (76)$$

где  $K_{\text{ч.пр}}$  – количество отработанных праздничных часов в месяц;

$K_{\text{пр}}$  – коэффициент, учитывающий доплату за работу в праздничные дни (100 % к  $ТС$ ).

$$D_{\text{пр}} = 8 \cdot 83 \cdot 1 = 664 \text{ руб./мес.}$$

Доплата за вредность  $D_{\text{вр}}$ , рассчитывается по формуле:

$$D_{\text{вр}} = K_{\text{час}} \cdot ТС \cdot K_{\text{вр}}, \quad (77)$$

где  $K_{\text{вр}}$  – коэффициент, учитывающий доплату за вредность (24 % к  $ТС$ ).

$$D_{\text{вр}} = 192 \cdot 83 \cdot 0,24 = 3824,64 \text{ руб./мес.}$$

Премия за месяц  $ПР_{\text{мес}}$ , определяется по формуле:

$$ПР_{\text{мес}} = ТС \cdot K_{\text{час}} \cdot K_{\text{п}}, \quad (78)$$

где  $K_{\text{п}}$  – коэффициент, учитывающий размер премии (50 % к  $ТС$ )

$$ПР_{мес} = 192 \cdot 83 \cdot 0,50 = 7968 \text{ руб./мес.}$$

Основная заработная плата без начисления районного коэффициента определяется по формуле:

$$ЗП_{осн} = ЗП_{ппр} + Д_{ночн} + Д_{веч} + Д_{пр} + Д_{вр} + ПР_{мес}, \quad (79)$$

$$ЗП_{осн} = 15936 + 2124,8 + 531,2 + 664 + 3824,64 + 7968 = 31048,64 \text{ руб./мес.}$$

Основная заработная плата с учётом районного коэффициента (Хабаровский край, г. Комсомольск-на-Амуре = 1,2):

$$ЗП_{мес} = 31048,64 \cdot 1,2 = 37258,37 \text{ руб./мес.}$$

Основной фонд оплаты труда рабочих составит:

$$ОФОТ_{раб} = ЗП_{мес} \cdot Ч_p,$$

где  $Ч_p$  – численность рабочих, равная 413 человек.

$$ОФОТ_{раб} = 37258,37 \cdot 413 = 15387706,81 \text{ руб/мес.}$$

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

$$ОФОТ_{рук} = 15387706,81 \cdot 0,20 = 3077541,36 \text{ руб/мес.}$$

Таким образом, получаем среднемесячную заработную плату ИТР равной:

$$\frac{3077541,36}{66} = 46629 \text{ руб/мес.}$$

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

$$ФЗП_{год} = (15387706,81 + 3077541,36) \cdot 12 = 221582973,72 \text{ руб/год.}$$

Величина страховых взносов СВ:

$$СВ = 221582973,72 \cdot 30/100 = 66474892,116 \text{ руб/год.}$$

Затраты по ЗП на 1 тонну стали составляют:

$$З_{зп} = \frac{ФЗП_{год}}{B_r}; \quad (80)$$

$$З_{зп} = \frac{221582973,72}{1479738,8} = 149,8 \text{руб/т.}$$

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

$$СВ = \frac{66474892,116 \cdot 0,3}{1479738,8} = 13,48 \text{руб/т.}$$

Цеховые расходы  $Ц_p$  составляют 380 % от заработной платы работников в год:

$$Ц_{p.год} = \frac{ФЗП \cdot 380}{100}, \quad (81)$$

$$Ц_{p.год} = \frac{221582973,72 \cdot 380}{100} = 842015300,136 \text{руб/т.}$$

Цеховые расходы  $Ц_p$  в год на 1 тонну стали определяются по формуле:

$$Ц_p = \frac{Ц_{p.год}}{В_г}, \quad (82)$$

$$Ц_{p.год} = \frac{842015300,136}{1479738,8} = 569,03 \text{руб/т.}$$

#### 4.5 Расчёт затрат на основные и вспомогательные материалы

Таблица 34 – Затраты на материалы на одну тонну стали

Статья затрат	Проектный вариант		
	Норма расхода, кг	Цена за 1 кг, руб.	Сумма затрат, руб.
Стальной лом	986,27	8,1	8144,55
Ферросилиций ФС75	11,66	68	688,16
Силикомарганец СМn20	5,41	168	908,88
Алюминий	0,58	100	58
Кокс	5,78	38,88	293,544
Железная руда	19,35	3,094	48,08
Известь	71,5	3,87	410,38

Продолжение таблицы 34

Плавиковый шпат	10,13	20	376,4
Шамот	10,13	17	319,94
Никель	4,51	620	1866,2
Всего затрат на материалы ( $\Sigma_{\text{мат.}}$ )	1125,32		13114,134

#### 4.6 Расчёт затрат на тепло – энергоресурсы

Цена электроэнергии на выплавку одной тонны стали:

$$\Theta_{\text{тс}} = \frac{S_{\text{н}} \cdot k \cdot C_{\text{э}}}{M_{\text{с}}}, \quad (83)$$

где  $\Theta_{\text{тс}}$  – стоимость электроэнергии, руб/т;

$S_{\text{н}}$  – мощность трансформатора, 80000 кВА;

$k$  – коэффициент использования трансформатора,  $k = 0,9$ ;

$C_{\text{э}}$  – стоимость 1 кВт электроэнергии,  $C_{\text{э}} = 4,11$  руб/кВт;

$M_{\text{с}}$  – масса садки,  $M_{\text{с}} = 100$  т.

$$\Theta_{\text{тс}} = \frac{80000 \cdot 0,9 \cdot 4,11}{100} = 2959,2 \text{ руб/т.}$$

Определяем стоимость теплоэнергии, т.е. расход пара (для просушки ковшей):

$$\Theta_{\text{ттэ}} = P_{\text{пара}} \cdot C_{\text{тэ}}, \quad (84)$$

где  $P_{\text{пара}}$  – расход пара,  $P_{\text{пара}} = 0,385$  Гкал/т.

$C_{\text{тэ}}$  – стоимость теплоэнергии,  $C_{\text{тэ}} = 315$  руб.

$$\Theta_{\text{т.эн}} = 0,385 \cdot 315 = 121,7 \text{ руб,}$$

Затраты на кислород для выплавки 1 тонны стали составляют:

$$\Theta_{\text{кислород}} = P_{\text{кислород}} \cdot C_{\text{кислород}}, \quad (85)$$

где  $P_{\text{кислород}}$  – расход кислорода,  $P_{\text{кислород}} = 6$  м<sup>3</sup>/т;

$C_{\text{кислород}}$  – стоимость кислорода,  $C_{\text{кислород}} = 82$  руб.

$$\mathcal{E}_{\text{кислород}} = 6 \cdot 82 = 492 \text{ руб.}$$

Стоимость сжатого воздуха для выплавки 1 тонны стали составляет:

$$\mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} = P_{\text{сж.возд.}} \cdot C_{\text{сж.возд.}}, \quad (86)$$

где  $P_{\text{сж.возд.}}$  – расход сжатого воздуха,  $P_{\text{сж.возд.}} = 5 \text{ м}^3/\text{т}$ ;

$C_{\text{сж.возд.}}$  – стоимость 1  $\text{м}^3$  сжатого воздуха,  $C_{\text{сж.возд.}} = 96$  руб.

$$\mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} = 5 \cdot 96 = 480 \text{ руб.}$$

Определяем затраты на техническую воду:

$$\mathcal{E}_{\text{техн.вода}} = P_{\text{техн.вода}} \cdot C_{\text{техн.вода}}, \quad (87)$$

где  $P_{\text{техн.вода}}$  – расход технической воды,  $P_{\text{техн.вода}} = 61,155 \text{ м}^3$ ;

$C_{\text{техн.вода}}$  – стоимость технической воды,  $C_{\text{техн.вода}} = 17$  руб.

$$\mathcal{E}_{\text{техн.вода}} = 61,155 \cdot 17 = 1039,64 \text{ руб.}$$

Затраты на аргон для продувки стали составляют:

$$\mathcal{E}_{\text{аргон}} = P_{\text{аргон}} \cdot C_{\text{аргон}}, \quad (88)$$

где  $\mathcal{E}_{\text{аргон}}$  – стоимость аргона, руб/т;

$P_{\text{аргон}}$  – расход аргона,  $P_{\text{аргон}} = 1,0 \text{ м}^3/\text{т}$ ;

$C_{\text{аргон}}$  – стоимость аргона,  $C_{\text{аргон}} = 139$  руб.

$$\mathcal{E}_{\text{аргон}} = 1,0 \cdot 139 = 139 \text{ руб.}$$

Общая сумма затрат по расходу теплоэнергоресурсов составляет:

$$\mathcal{E}_{\text{общ}} = \mathcal{E}_{\text{тс}} + \mathcal{E}_{\text{т.эн}} + \mathcal{E}_{\text{кислород}} + \mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} + \mathcal{E}_{\text{техн.вода}} + \mathcal{E}_{\text{аргон}}, \quad (85)$$

$$\mathcal{E}_{\text{общ}} = 2959,2 + 121,7 + 492 + 480 + 1039,64 + 139 = 5231,54 \text{ руб/т.}$$

#### 4.7. Планирование себестоимости продукции

С учетом принятых технических и технологических решений все расходные коэффициенты, цены и затраты, необходимые для калькуляции себестоимости 1 тонны выплавляемой стали в проектируемом ЭСПЦ, и составляется проектная калькуляция себестоимости продукции в таблице 35. Проектная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции включает:

- материальные затраты на единицу продукции  $P'_м$  ;
- 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

$$A = \frac{A_{\text{общ}}}{B_r}, \quad (89)$$

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

$$A = \frac{273443883,98}{1635946,6} = 167,15 \text{ руб/год.}$$

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

$$C_{\text{пр}} = Z_m + Э_{\text{общ}} + ЗП + СВ' + Ц_p + A', \quad (90)$$

$$C_{\text{пр}} = 13114,134 + 5786,39 + 149,8 + 13,48 + 569,03 + 167,15 = 19799,98 \text{ руб.}$$



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.

$$P'_{\text{оз}} = C_{\text{пр}} \cdot 15 \% \quad (91)$$

$$P'_{\text{оз}} = 19799,98 \cdot 0,15 = 2969,99 \text{ руб/т.}$$

$$P'_{\text{ком}} = 19799,98 \cdot 0,15 = 2969,99 \text{ руб/т.}$$

В итоге общая проектная себестоимость 1 тонны продукции С<sub>пр</sub> составит:

$$C'_{\text{пр}} = P'_{\text{м}} + P'_{\text{тэ}} + \Phi\text{ЗП}' + \text{СВ}' + \text{А}' + P'_{\text{оц}} + P'_{\text{оз}} + P'_{\text{ком}} = 13114,134 + 5786,39 + 149,8 + 13,48 + 167,15 + 569,03 + 2969,99 + 2969,99 = 25739,964 \text{ руб.}$$

Таблица 35 – Укрупненная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции

Затраты на материалы	13114,134
Затраты на теплоресурсы	121,7
Затраты на энергоресурсы	2659,2
Затраты на заработную плату	149,8
Социальные страховые взносы	13,48
Затраты на амортизацию	167,15
Общеховые расходы	569,03
Общезаводские расходы	2969,99
Коммерческие расходы	2969,99
Полная себестоимость 1 тонны	22734,474

#### 4.8 Расчет вложений в оборотные средства цеха.

Сумма этих затрат определяется по формуле:

$$K_{OC} = H_{ПЗ} + H_{Зч} + H_{ГП}, \quad (92)$$

где  $H_{ПЗ}$  – норматив на оборотные запасы сырья, руб.;

$H_{Зч}$  – норматив на незавершенное производство, руб.;

$H_{ГП}$  – норматив на годовую продукцию, руб.

1) Норматив на производственные запасы сырья:

$$H_{ПЗ} = \frac{\sum C_i \cdot B_{ni} \cdot d_i}{365}, \quad (93)$$

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;

$$H_{ПЗ} = \frac{13114,134 \cdot 1632946,6 \cdot 15}{365} = 881672175 \text{ руб}$$

2) Норматив на незавершенное производство:

$$H_{Зч} = \frac{B_n \cdot T_{ц}}{350} \cdot C_m \cdot K_n, \quad (94)$$

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

$T_r$  – время ремонтов, дни;

$C_m$  – себестоимость единицы продукции, руб.;

$K_n$  – коэффициент нарастания затрат.

$$K_n = \frac{M + 0,5 \cdot P}{M + P}, \quad (95)$$

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

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

$$K_n = \frac{13114,134 + 0,5 \cdot 22734,474}{13114,134 + 22734,474} = 0,68.$$

$$H_{ПЗ} = \frac{1632946,6 \cdot 15}{350} \cdot 22734,474 \cdot 0,68 = 1081904733,2 \text{ руб}$$

3) Норматив на готовую продукцию:

$$H_{\text{гп}} = \frac{B_N \cdot C_R \cdot d_R}{365}, \quad (96)$$

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

$$H_{\text{гп}} = \frac{1632946,6 \cdot 22734,474 \cdot 4}{365} = 406840351 \text{ руб.}$$

4) Сумма капитальных вложений в оборотные средства:

$$K_{\text{ос}} = 881672175 + 1081904733,2 + 406840351 = 2370417259,1 \text{ руб.}$$

5) Расчет удельных капитальных вложений в производственные фонды:

Рассчитывается по формуле:

$$K = \frac{K_{\text{оф}} + K_{\text{ос}}}{B}, \quad (97)$$

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

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

$$K = \frac{11445168368,76 + 2370417259,1}{1632946,6} = 8460,53 \text{ руб.}$$

6) Определение экономической эффективности реконструкции.

$$\Pi = C_{\text{ип}} \cdot 10\% \quad (98)$$

$$\Pi = 22734,474 \cdot 0,10 = 2273,44.$$

$$\text{Прибыль } \Pi = \sum \Pi \cdot B_{\text{нп}} = 2273,44 \cdot 1632946,6 = 3712406118,3 \text{ руб.} \quad (99)$$

Коэффициент экономической эффективности проекта:

$$E = \frac{\Pi}{(K_{\text{оф}} + K_{\text{ос}})} = \frac{3712406118,3}{11445168368,76 + 2370417259,1} = 0,27 \quad (100)$$

Тогда срок окупаемости составит:

$$T = \frac{1}{E} = \frac{1}{0,27} = 3,7 \quad (101)$$

Таблица 36 – Технико-экономические показатели.

Наименование показателей	Проектные данные
Капитальные вложения на строительство, руб	11445168368,76
Прибыль, руб	3712406118,3
Суточная производительность цеха, т/сут	2613,3
Производственная мощность, т/год	1686542,96

Продолжение таблицы 36

Годовая производительность, т/год	1600000
Себестоимость 1 тонны стали, руб.	22734,474
Среднемесячная заработная плата, руб:	
- рабочих	37258,37
- ИТР	46629
Численность рабочих	
- рабочих	413
- руководителей	66
Срок окупаемости	3,7

## 5 Социальная ответственность

### 5.1 Описание рабочего места

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.-2361-08 «Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов»

Завод ОАО «АмурМеталл», а следовательно и входящий в его состав проектируемый цех, расположен с подветренной стороны по отношению к населённому пункту, чтобы газы, пыль и дым не попадали в жилой сектор согласно СанПиН 2.1.6.1032-01 «Гигиенические требования к обеспечению качества атмосферного воздуха населенных мест». Ширина санитарной 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° к направлению ветров (в основном юго-западный).

Потолок помещения построен из металлического каркаса. Полы в цехе выполнены из износоустойчивых, неэлектропроводных материалов, стены – бетонные. Для безопасного обслуживания металлургических агрегатов установлены площадки с лестницами и перилами. Проёмы ворот для подачи ж/д и автомобильного транспорта оборудованы воздушно-тепловыми завесами, для предупреждения охлаждения цеха при открывании ворот при движении транспорта в зимнее время года. В каждом из пролётов предусмотрены отапливаемые помещения для обогрева рабочих в холодное время года. Цех обеспечен вентиляцией, освещение естественное (через окна) и общее равномерное искусственное.

## 5.2 Анализ вредных факторов проектируемой производственной среды

### 5.2.1 Освещение цеха

Неудовлетворительное освещение служит причиной травматизма, отрицательно влияет на зрение работающих и понижает производительность труда. Поэтому необходимо обеспечить хорошую освещенность металлургического цеха, как в дневное, так и в темное время суток.

В реконструируемом цехе применено естественное и искусственное освещение.

Рациональным является комбинированное естественное освещение, обеспечивающее хорошую равномерность освещения.

Искусственное освещение в цехе осуществляется лампами накаливания и люминесцентными лампами. Различают общее и комбинированное освещение. Общее освещение применяется там, где работы ведутся широким фронтом, например, для освещения цехов. Местное освещение используется в качестве дополнительного при выполнении точных работ, когда требуется создать высокую освещенность на отдельных рабочих местах (в пультах управления, на станках, при работе в полостях агрегатов и т. п.). Устройство только местного освещения не допускается.

### 5.2.2 Микроклимат

К параметрам микроклимата производственных помещений относятся: температура воздуха в помещении, выраженная в градусах; относительная влажность воздуха в процентах; скорость его движения – в метрах в секунду. От микроклимата рабочей зоны в значительной мере зависят самочувствие и работоспособность человека.

Нормирование параметров микроклимата осуществляется в соответствии с СанПиНом 2.2.4.548-96 «Гигиенические требования к

микроклимату производственных помещений» с учетом требований энергозатрат работающих, временного выполнения работы, периодов года и содержит требования к методам измерения и контроля микроклиматических условий.

Согласно ГОСТ 12.1.005-88 «Воздух рабочей зоны. Общие санитарно-гигиенические требования» в рабочей зоне производственного помещения могут быть установлены оптимальные и допустимые микроклиматические условия.

При производстве в ЭСПЦ одним из главных опасных факторов микроклимата является повышенная температура. Для борьбы с этим фактором в данном дипломном проекте применяется приточно-вытяжная вентиляция. А также индивидуальная защиты, указанные в пункте 5.3.

### 5.2.3 Производственный шум и меры борьбы с ним

На предприятиях черной металлургии используется разнообразное оборудование, работа которого сопровождается интенсивным шумом, значительно ухудшающим условия труда и препятствующим нормальной организации производственных процессов, а также вызывает психические и физиологические нарушения.

Нормированные параметры шума определены ГОСТ 12.1.003-82014 «Шум. Общие требования безопасности» и санитарными нормами СН 2.2.4/2.1.8.562-96 «Шум на рабочих местах, помещениях жилых, общественных зданий и на территории жилой застройки».

Источниками шума в помещении являются технические средства: ДСП-100, крановое оборудование и подъемно-транспортное оборудование. Допустимый уровень шума в сталеплавильном цехе не должен превышать 80 дБ, при выполнении технологического процесса – 95 дБ. Фактический

уровень шума составляет 102 дБ, что превышает предельно-допустимый уровень.

Для борьбы с шумом в данном дипломном проекте применена шумо-пылезащитная камера, которая снижает уровень шума от печи, представленная на листе-плакате.

В качестве индивидуальных средств защиты для рабочих применяются шумоизолирующие шлемы и противозумные вкладыши «беруши».

#### 5.2.4 Производственная вибрация и мероприятия по борьбе с ней

Колебания частей аппаратов, машин, сооружений и коммуникаций, вызываемые динамической неуравновешенностью вращающихся деталей, пульсацией давления при транспортировке жидкостей и газов и другими причинами, принято называть вибрацией. Вибрацию разделяют на полезную и вредную.

Основные технические мероприятия должны включать: правильное проектирование массивных оснований и фундаментов под виброактивное оборудование (дробилки, мельницы, прокатные станы и др.) с учетом динамических нагрузок; изоляцию фундаментов под виброактивное оборудование от несущих конструкций и инженерных коммуникаций.

Для защиты от вибрации в данном проекте используются виброизолирующие покрытия (резиновые), антивибрационные рукавицы и специальная обувь с прорезиненной подошвой, а также используется дистанционное управление на печи и АКОСе.



### 5.2.5 Воздух рабочей зоны, производственная пыль и меры борьбы с ней

Производственная пыль образуется в результате механического измельчения твердых тел, транспортировки пылевидных материалов, неполного сгорания горючих веществ и при конденсации.

Таблица 37 – Характеристика отходящих газа и пыли

Наименование	Единица, кол.
1. Состав газов, % CO <sub>2</sub> CO O <sub>2</sub> H <sub>2</sub> O N <sub>2</sub> Окислы, мг/нм <sup>3</sup> азота фториды	15–20 15–20 10–15 25–30 остальное 200–300 за плавку 0,2–0,3 за плавку
2. Гранулометрический состав пыли, мкм 0–5 6–10 11–20 20–40	% 72 15,5 6,0 7,5
3. Химический состав пыли, % FeO CaO + MgO SiO <sub>2</sub> + Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> MnO прочие	48 15 21 11 5

Главная опасность пыли, содержащей SiO<sub>2</sub>, заключается в возникновении у работающих уплотнение легочной ткани, в результате чего отдельные участки легких перестают выполнять функцию дыхания, что сопровождается ухудшением работы сердца и других органов. Пыль, оседающая на коже и слизистых оболочках глаз, может вызвать раздражение и воспалительные процессы.

Наличие пыли в воздухе, помимо вредного влияния ее на здоровье людей, при некоторых условиях может привести к пожару и взрыву.

Уменьшение количества вредных выбросов в сталеплавильном производстве достигается использованием различных технологических приемов и устройств. Для снижения вредных выбросов предусматривается: механизированная загрузка шихты (в один прием); подвесные бункера для сыпучих материалов и ферросплавов, механизация уборки шлака и мусора на рабочих площадках; механизация ломки изношенной футеровки основных агрегатов, уборки отходов и подачи огнеупоров; механизация подготовки и ремонта набивной футеровки сталеразливочных ковшей; оборудование ковшей шиберными затворами.

Для поддержания оптимальных условий труда в цехе применяется шумо-пылезащитная камера и вытяжная вентиляция, проект которой представлен на листе-плакате.

Для предотвращения попадания пыли в организм человека, согласно ГОСТ 2.601-2013, применяется средство индивидуальной защиты (СИЗ) респиратор «лепесток» (ШБ–1) и защитные очки.

#### 5.2.6 Мероприятия по защите от воздействия электромагнитных полей

Основным мероприятием техники безопасности при обслуживании установок высокой частоты является их экранирование. Экраны выполняют из тонколистового металла с большой электропроводностью. Защитные экраны заземляют. Высокочастотные установки оборудуют световой сигнализацией. Контроль за напряженностью электромагнитных полей в рабочей зоне обслуживания установок следует периодически осуществлять специальными приборами (ИНТ–ЛИОТ).

### 5.3 Анализ опасных факторов производственной среды

К опасным производственным факторам рабочего места специалиста группы по замерам физических факторов относится пожароопасность, механические опасности, термическая опасность, электробезопасность.

К механическим опасностям относятся падение груза с высоты при порыве канатного троса на крановом оборудовании, опрокидывание заливочной формы. Данного рода опасности могут нанести значительный ущерб персоналу из-за работы с тяжелым грузом.

К термическим опасностям относится работа с ДСП-100, разливка расплавленного металла в ковш и заливочные формы. Данные опасности представляют работу с высокой температурой, при разливке могут образовываться брызги, которые могут нанести вред персоналу.

Для защиты персонала от термических опасностей предусмотрена специальная одежда из пара-амидной ткани.

#### 5.3.1 Меры безопасности при работе с электричеством

Для предупреждения поражения людей электрическим током необходимо руководствоваться следующими основными положениями:

- а) устранять возможность включения людей в цепь тока между двумя фазами (полюсами) или между одной фазой (полюсом) и землей;
- б) снимать напряжение с токоведущих частей во время работ, связанных с возможностью прикосновения к ним.

При выполнении работ на токоведущих частях необходимо предварительно отключать их, исключить возможность ошибочной подачи напряжения на отключенное оборудование. Особое внимание здесь нужно уделять устранению соприкосновения работающих с окружающими металлическими предметами, имеющими связь с землей.

### 5.3.2 Защитное заземление

Защитное заземление применяется в сетях переменного тока с изолированной нейтралью. Заземляются корпуса электрических машин и аппаратов, трубы для защиты проводки, каркасы распределительных щитов, производственное оборудование и т. д. В качестве естественных заземлителей применяют забиваемые в землю стальные трубы длиной 2–3 м и диаметром 35–50 мм, соединенные стальными полосами с площадью поперечного сечения 48–100 мм<sup>2</sup>. Ввиду того, что одиночные заземлители или группа сосредоточенных заземлителей создают невыгодное распределение потенциалов в почве при растекании тока, пользуются контурным заземлением.

Объекты, подлежащие защитному заземлению, присоединяются к магистралям заземления отдельными ответвлениями. Последовательное включение оборудования к заземляющей магистрали не допускается. Заземляющие магистрали, если они располагаются внутри здания, крепятся на стенах или помещаются в каналах. Присоединение заземляемого оборудования к проводам осуществляется сваркой. В тех случаях, когда возникает необходимость перемещения оборудования при ремонте, сварку меняют болтовым соединением. Провода защитного заземления окрашивают в черный цвет.

## 5.4 Охрана окружающей среды

### 5.4.1 Основные пути утилизации отходов сталеплавильного производства

В сталеплавильном производстве образуется ежегодно более 200 тыс. 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.

Осветление сточных вод электросталеплавильных цехов осуществляется в горизонтальных и радиальных отстойниках. Осветление сточных вод производится с помощью полиакриламида. Доочистка, стоков осуществляется на напорных песчаных фильтрах.

Сточные воды от установок охлаждения, загрязненные шлаком, окалиной, известью, осветляются в отстойниках методом отстаивания.

Для очистки сточных вод сталеплавильного производства достаточно эффективным оборудованием является магнитодисковый аппарат, так как выносимые из сталеплавильных агрегатов и загрязняющие сточные воды взвеси являются производными металлов, относящихся к группе ферромагнетиков. Поэтому присутствие в процессах осветления сточных вод магнитного поля значительно влияет на очистку этих вод.

При осветлении сточных вод сталеплавильного производства чаще всего применяются отстойники-сгустители для первичного осушения шлама, откачиваемого из отстойников; фильтр-прессы для обезвоживания шлама и сушильные барабаны для его сушки. После осветления сточные воды используются в системах оборотного водоснабжения.

#### 5.4.2. Очистка газов

ЭСПЦ оказывает немалое влияние на окружающую среду из-за выброса в атмосферу продуктов сжигания различных видов топлива при ДСП-100, переработки шихты в них. При этом в атмосферу поступают двуокись углерода и сероводород, а также пыль с содержанием графита, различных металлов легких и тяжелых (алюминий, сурьма, мышьяк, ртуть, свинец, олово и т. д.) в зависимости от характера и назначения.

Вредными веществами являются оксиды углерода, серы и азота. Ежегодное поступление в атмосферу сернистого газа составляет 100–150 млн т. С его выбросами связано образование так называемых кислотных осадков.

В результате такого загрязнения окружающей среды происходит ухудшение здоровья населения, снижается продолжительность жизни, увеличивается смертность. По существующим оценкам, 20–50 % продуктов питания содержат ядохимикаты, нитраты, тяжелые металлы в концентрациях, опасных для здоровья. В зоне работы цеха загрязняются источники питьевой воды, особенно после выпадения кислотных дождей.

На вытяжных трубах предлагается установить специальные фильтрующие установки, которые будут удерживать большую часть концентрации вредных веществ.

Очистку технологических газов от пыли предлагается осуществлять сухим способом в электрофильтрах.

В кровле цеха устанавливаются зонты для АКОСа 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.

Основными элементами электрофильтра являются коронирующий и осадительный электроды. Коронирующий электрод в простейшем виде представляет собой проволоку, натянутую между пластинами, осадительный электрод представляет собой поверхность пластины, окружающей коронирующий электрод.

В данной работе принимаем унифицированный горизонтальный четырехпольный электрофильтр марки УГ-2-4-26, в котором очищаемый газ проходит последовательно четыре электрических поля.

Общий вид электрофильтра приведен на рисунке 15.

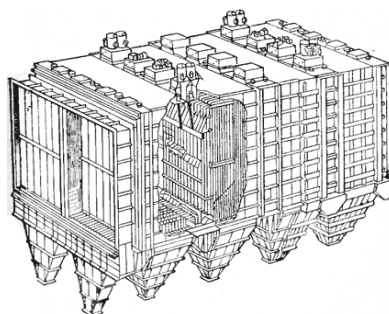


Рисунок 15 – Общий вид электрофильтра УГТ

Основными элементами электрофильтров являются: газоплотный корпус с размещенными в нем коронирующими электродами, к которым подводится выпрямленный ток высокого напряжения, и осадительными заземленными электродами, изоляторы электродов, устройства для равномерного распределения потока по сечению электрофильтра, бункера для сбора уловленных частиц, системы регенерации электродов и электропитания [3].

По мере осаждения пыли на электродах понижается эффективность пылеулавливания. Во избежание этого явления и поддержания оптимальной

эффективности электрофильтров электроды периодически очищают от пыли встряхиванием. Встряхивание электродов ударно-молотковое

### 5.5 Чрезвычайные ситуации на производстве

В качестве чрезвычайной ситуации на производстве можно рассмотреть пожароопасность. Так как возможны сбои в электросистеме, которые могут повлечь за собой резкую остановку кранового агрегата с котлом, наполненным раскаленным металлом. Это может привести к опрокидыванию котла и разливке металла, что в свою очередь приведет к возгоранию. От ускоренного режима работы может произойти перегревание генераторов или трансформаторов, что приводит к остановке производства, а также в результате взрыва, из-за высокого напряжения, возможно возгорание. В настоящее время пожар на предприятиях сталеплавильного производства является одним из наиболее опасных происшествий.

Согласно НПБ 105-03 все объекты в соответствии с характером технологического процесса по взрывопожарной и пожарной опасности подразделяются на пять категорий. По пожароопасности помещение группы по замерам физических факторов относится к категории Г, так как в нем находятся негорючие вещества и материалы в горячем, раскаленном или расплавленном состоянии, процесс обработки которых сопровождается выделением лучистого тепла, искр и пламени.

На предприятии разработаны меры пожаротушения. Имеются огнетушители, планы эвакуации, проводятся соответствующие инструктажи, ознакомление с нормативными документами. Производственная площадка оснащается центральной противопожарной системой водоснабжения. Силовые трансформаторы оснащены автоматическими системами защиты от перегрузок и замыканий. Помещение, в котором расположены силовые



трансформаторы оборудовано автоматической порошковой огнетушащей системой.

Помимо рабочего освещения, в производственных помещениях устраивается аварийное освещение, которое предназначается для бесперебойного обслуживания агрегатов и оборудования в случае отказа в действии рабочего освещения, а также для беспрепятственного выхода наружу в случае аварии. В первом случае мощность аварийного освещения принимается не менее 10 % освещенности, создаваемой общим освещением, а во втором достаточно 0,3 лк, чтобы обеспечить светом пути для эвакуации. Аварийное освещение должно быть подключено к независимому источнику электроэнергии.

## 5.6 Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности

Согласно выявленным вредным и опасным факторам для улучшения условий труда персонала предлагается:

- выдать персоналу шумоизолирующие шлемы;
- выдать специальные шлема с забралом;
- выдать респиратор «лепесток» (ШБ-1) и защитные очки;
- на вытяжных трубах предлагается установить специальные фильтрующие установки, которые будут удерживать большую часть концентрации вредных веществ.

## Заключение

В представленной работе рассмотрена возможность строительства электросталеплавильного цеха в условиях Дальнего Востока производительностью 1,6 млн.т/год. В цехе были установлены: две дуговые сталеплавильные печи вместимостью 100 тонн, два АКОСа, циркуляционный вакууматор и две слябовые машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). Также были произведены все необходимые расчеты.

В специальной части проекта рассмотрен вопрос технологии выплавки и разливки стали марки 15ХСНД, а также было рассмотрено оборудование для внепечной обработки стали.

В разделе «Социальная ответственность» приведены опасные и вредные факторы производства, имеющие место в строительстве нового цеха, а также меры по их снижению и предотвращению. Также в этом разделе рассмотрен вопрос влияния работы цеха на окружающую среду и мероприятия по снижению её загрязнения.

В разделе «финансовый менеджмент» были определены капитальные вложения в строительство цеха. В результате расчётов был определен годовой экономический эффект, он составил 3712406118,3 руб. Был определён также срок окупаемости капитальных вложений, который составил 3,7 года.

## Список использованных источников

- 1 Нохрина О. И. Основы электросталеплавильных и ферросплавных цехов: учебное пособие / О. И. Нохрина, И. Д. Рожихина. Юргинский технологический институт. – Юрга: Типография ООО «Медиясфера», 2015. – 340 с.
- 2 Рожихина И. Д. Основы проектирования и оборудования электрометаллургических цехов: методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Основы проектирования и оборудования цехов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» / И. Д. Рожихина – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2007. – 48 с.
- 3 Каблуковский А. Ф. Производство электростали и ферросплавов: учеб. для вузов / А. Ф. Каблуковский. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2003. – 511 с.
- 4 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» / И.С. Сулимова – Юрга: Изд-во Юргинского технологического института (филиала) Томского политехнического университета, 2009. – 32 с.
- 5 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.
- 6 Воскобойников В. Г. Общая металлургия: Учеб. для вузов / В. Г. Воскобойников, В. А. Кудрин, А. М. Якушев. – М.: Металлургия, 2000. – 768 с.
- 7 Смирнов А.Н. и др. Непрерывная разливка сортовой заготовки: Монография. / А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, А.Л. Подкорытов, В.Е. Ухин,

А.В. Кравченко, А.Ю. Оробцев – Донецк: Цифровая типография, 2012. – 417 с.

8 Лисачев А. Н. финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение: методические указания к выполнению раздела ВКР для студентов, обучающихся по специальности 150101 «Металлургия черных металлов», по направлению 150400 «Металлургия» всех форм обучения / А. Н. Лисачев; Юргинский технологический институт. – Юрга: Типография ООО «МедиаСфера», 2014. – 36с.

9 Чухров Ю. С. безопасность и экологичность проекта: учебное пособие / Ю. С. Чухров. – Юрга: Изд. ЮФТПУ, 2003. – 108 с.

10 Гришагин В. М. Охрана труда, безопасность и экологичность проекта: Учебно-методическое пособие / В. М. Гришагин, В. А. Портола, В. Я. Фарберов. – Томск: Изд. ТПУ. 2006, – 177 с.

11 А.И. Комкин. Вибрация. Воздействие, нормирование, защита. Приложение к журналу «Безопасность жизнедеятельности» №9, 2004. – М.: «Новые технологии». 2004. – №9. – 16 с.

12 Свенчанский А. Д. Электрические промышленные печи: Учеб. для вузов / А. Д. Свенчанский. – М.: «Энергия», 1975. – 384 с.

13 Рожихина И. Д. Требования при выполнении Выпускной квалификационной работы: методическое указания к выполнению и оформлению выпускной квалификационной работы для выпускников специальности 100101 «Металлургия черных металлов» очной и заочной формы обучения. / И. Д. Рожихина, О. И. Нохрина, А. А. Сапрыкин, Е. А. Ибрагимов. – Юрга: Изд. ЮТИТПУ, 2012 – 46 с.

14 Кармадонов А. Ф. Механическое оборудование ферросплавных цехов: учеб.пособие / А. Ф. Кармадонов, М. А. Рысс, Н. А. Щербаков. – Изд. «Металлургия», 1968 – 210 с.

15 ГОСТ 12.1.005-76. ССБТ. Воздух рабочей зоны. Общие санитарно-гигиенические требования. Гос. стандарты СССР. ССБТ. М.: Изд-во стандартов, 1981. – 88 с.

16 ГОСТ 12.1.003-83. ССБТ. Шум. Общие требования безопасности. Гос. стандарты СССР. ССБТ. М.: издательство стандартов, 1984. – 39 с.

17 Естественное и искусственное освещение. Нормы проектирования. СНИП 11-4-79. Госстрой СССР. М.: Стройиздат, 1980. – 35с.

18 ГОСТ 12.0.003-74. ССБТ. Опасные и вредные производственные факторы. Гос. стандарты СССР. М.: издательство стандартов, 1979. – 13с.

19 ГОСТ 12.1.004-76. ССБТ. Пожарная безопасность. Общие требования. Гос. стандарты СССР. ССБТ. М.: издательство стандартов, 1981. – 45 с.

20 Разливка стали [Электронный ресурс]: информационный портал о черной и цветной металлургии – Режим доступа: <https://studfiles.net/preview/2827313/page:4/> – 6.11.2017. – Загл. с экрана.

21 Циркуляционное вакуумирование стали [Электронный ресурс]: информационный портал о черной и цветной металлургии – Режим доступа: [http://steelcast.ru/rh\\_process](http://steelcast.ru/rh_process) – 6.11.2017. – Загл. с экрана.

## Приложение А

### Патентный поиск

- 1 Патент № 2033298 B22D11/12. Ролик для машины непрерывного литья заготовок / Шестаков Н.И., Тишков В.Я., Иванов Ю.И.
- 2 Патент № 2127650 B22D 1/10. Газопродуваемый кирпич для металлургических ёмкостей / Патентообладатель Хорст Келлингер (DE).
- 3 Патент № 2158403 МПК F27 D1/16 C04 B 35/10. Термитно-огнеупорная масса для ремонта огнеупорной футеровки пода тепловых агрегатов / Патентообладатель Щепетьева Н.П.
- 4 Патент № 2462515 МПК C21C7/11. Трайб-аппарат / Комолов И.В., Протасов А.В., Пасечник Н.В.
- 5 Патент № 2430973 МПК [C21C5/10](#). Способ получения стали в ДСП / Аксельрод Л.М., Оржих М.Б., Кушнерев И.В.
- 6 Патент № № 2152438 МПК C21 7/06. Способ раскисления и науглероживания стали. Патентообладатель АО «КМК».
- 7 Патент № 2234541 МПК C21C7/08. Проволока для внепечной обработки металлургических расплавов / Дюдкин Д.А., Бать С.Ю., Кисиленко В.В. и др.