

Министерство образования и науки Российской Федерации
федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
**«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

Институт Юргинский технологический институт
Направление подготовки 22.03.02 Металлургия
Кафедра Металлургия черных металлов

БАКАЛАВРСКАЯ РАБОТА

Тема работы
Проект ЭСПЦ производительностью 300 тыс. тонн стали в год в условиях ОАО «Калужский научно-производственный электрометаллургический завод»

УДК 669.187.001.6

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В30	Шинкевич Роман Алексеевич		

Руководитель

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Зав.кафедрой МЧМ	Сапрыкин А.А.	к.т.н.		

КОНСУЛЬТАНТЫ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент	Нестерук Д.Н.	-		

По разделу «Социальная ответственность»

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Зав.кафедрой МЧМ	Сапрыкин А.А.	к.т.н		

Министерство образования и науки Российской Федерации
федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
**«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

Институт Юргинский технологический институт
Направление подготовки 22.03.02 Металлургия
Кафедра Металлургия черных металлов

УТВЕРЖДАЮ:
Зав. кафедрой

(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
10В30	Шинкевич Роман Алексеевич

Тема работы:

Проект	
Утверждена приказом директора (дата, номер)	13/с от 30.01.2017 г

Срок сдачи студентом выполненной работы:

16.06.2017

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

<p>Исходные данные к работе</p> <p><i>(наименование объекта исследования или проектирования; производительность или нагрузка; режим работы (непрерывный, периодический, циклический и т. д.); вид сырья или материал изделия; требования к продукту, изделию или процессу; особые требования к особенностям функционирования (эксплуатации) объекта или изделия в плане безопасности эксплуатации, влияния на окружающую среду, энергозатратам; экономический анализ и т. д.).</i></p>	<p>ЭСПЦ на площадях ЗАО «Калужский научно-производственный электрометаллургический завод» производительностью 300 тыс. тонн стали в год.</p>
<p>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов</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>Подбор и обоснование оборудования для выплавки и разливки стали.</p>

<p>Перечень графического материала <i>(с точным указанием обязательных чертежей)</i></p>	<p>ФЮРА В30.114.001.000 План цеха ФЮРА В30.114.001.000 Разрез цеха ФЮРА В30.114.002.000 ЛП Грузопотоки ФЮРА В30.114.003.000 ЛП Схема газоочистки ФЮРА В30.114.004.000 ЛП Экономическое обоснование проекта</p>
---	--

Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы
(с указанием разделов)

Раздел	Консультант
Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	Нестерук Дмитрий Николаевич
Социальная ответственность	Солодский Сергей Анатольевич
Иностранный язык	Куст Татьяна Сергеевна
Нормоконтроль	Ибрагимов Егор Артурович

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

Реферат

Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику	
---	--

Задание выдал руководитель:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Зав.кафедрой МЧМ	Сапрыкин А.А.	-		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В30	Шинкевич Р.А.		

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

Студенту:

Группа	ФИО
10В30	Шинкевич Роман Алексеевич

Институт	ЮТИ ТПУ	Кафедра	МЧМ
Уровень образования	Бакалавр	Направление/специальность	22.03.02 Металлургия

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

<i>Стоимость ресурсов дипломного проекта: материально-технических, энергетических, финансовых, информационных и человеческих</i>	<p>Рыночная цена стали 30Х9Н8М4Г2С2 – 168 000 руб/т; Стоимость материалов: - стальной лом – 6 500 руб/т; - ФС75 – 50 000 руб/т; - СМн20 – 21 230 руб/т; - ФХ800Б – 55 000 руб/т; - Никель – 680 000 руб/т; - ФМо60 – 850 000 руб/т; - кварцит – 12 800 руб/т; - алюминий – 70 000 руб/т; - кокс – 7 500 руб/т; - электроэнергия – 4,23 руб./кВт; - теплоэнергия – 1769 руб./Гкал; - тарифная ставка ЗП – 55,78 руб.;</p>
<i>Нормы и нормативы расходования ресурсов</i>	<p>- стальной лом – 741 кг/т - ФС75 – 24,75 кг/т; - СМн20 – 18,13 кг/т; - ФХ800Б – 91,95 кг/т; - кварцит – 3,85 кг/т; - никель – 69,72 кг/т; - ФМо60 – 58,83 кг/т; - алюминий – 0,51 кг/т; - кокс – 2,5 кг/т;</p>
<i>Используемая система налогообложения, ставки налогов, отчислений, дисконтирования и кредитования</i>	<p>Общая система налогообложения: - ставка налога на прибыль – 20 %; - ставка налога на имущества – 2,2 %; - ставка отчислений в соц. фонды – 30 % - районный коэффициент – 1,7</p>

Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:

Оценка коммерческого потенциала, перспективности и альтернатив проведения дипломного проекта с позиции ресурсоэффективности и ресурсосбережения

Планирование и формирование бюджета научных исследований

Определение ресурсной (ресурсосберегающей), финансовой, бюджетной, социальной и экономической эффективности исследования

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):

Основные показатели эффективности дипломного проекта (технико-экономические показатели проекта)

Дата выдачи задания для раздела по линейному графику

Задание выдал консультант:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент	Нестерук Д.Н	-		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В30	Шинкевич Роман Алексеевич		

ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «СОЦИАЛЬНАЯ ОТВЕТСТВЕННОСТЬ»

Студенту:

Группа 10В30	ФИО Шинкевич Роман Алексеевич
-----------------	----------------------------------

Институт Уровень образования	ЮТИ ТПУ Бакалавр	Кафедра Направление/специальность	МЧМ 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"> – вредных проявлений факторов производственной среды (метеоусловия, вредные вещества, освещение, шумы, вибрации, электромагнитные поля, ионизирующие излучения) – опасных проявлений факторов производственной среды (механической природы, термического характера, электрической, пожарной и взрывной природы) – негативного воздействия на окружающую природную среду (атмосферу, гидросферу, литосферу) – чрезвычайных ситуаций (техногенного, стихийного, экологического и социального характера) 	<p>Вредные и опасные производственные факторы, возникающие при выплавке, внепечной обработки и разливки стали.</p>
2. Знакомство и отбор законодательных и нормативных документов по теме	

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"> – физико-химическая природа вредности, её связь с разрабатываемой темой; – действие фактора на организм человека; – приведение допустимых норм с необходимой размерностью (со ссылкой на соответствующий нормативно-технический документ); – предлагаемые средства защиты (сначала коллективной защиты, затем – индивидуальные защитные средства) 	<p>Действие выявленных вредных факторов на организм человека. Допустимые нормы (согласно нормативно-технической документации). Разработка коллективных и рекомендации по использованию индивидуальных средств защиты.</p>
<p>2. Анализ выявленных опасных факторов проектируемой производственной среды в следующей последовательности</p> <ul style="list-style-type: none"> – механические опасности (источники, средства защиты); – термические опасности (источники, средства защиты); – электробезопасность (в т.ч. статическое электричество, молниезащита – источники, средства защиты); – пожаровзрывобезопасность (причины, профилактические мероприятия, первичные средства пожаротушения) 	<p>Источники и средства защиты от существующих на рабочем месте опасных факторов (электробезопасность, термические опасности и т.д.). Пожаровзрывобезопасность (причины, профилактические мероприятия, первичные средства пожаротушения).</p>
<p>3. Охрана окружающей среды:</p> <ul style="list-style-type: none"> – защита селитебной зоны – анализ воздействия объекта на атмосферу (выбросы); – анализ воздействия объекта на гидросферу (сбросы); 	<p>Вредные выбросы в атмосферу.</p>

<ul style="list-style-type: none"> – анализ воздействия объекта на литосферу (отходы); – разработать решения по обеспечению экологической безопасности со ссылками на НТД по охране окружающей среды. 	
<p>4. Защита в чрезвычайных ситуациях:</p> <ul style="list-style-type: none"> – перечень возможных ЧС на объекте; – выбор наиболее типичной ЧС; – разработка превентивных мер по предупреждению ЧС; – разработка мер по повышению устойчивости объекта к данной ЧС; – разработка действий в результате возникшей ЧС и мер по ликвидации её последствий 	Перечень наиболее возможных ЧС на объекте.
<p>5. Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности:</p> <ul style="list-style-type: none"> – специальные (характерные для проектируемой рабочей зоны) правовые нормы трудового законодательства; – организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны 	Организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны.
Перечень графического материала:	
При необходимости представить эскизные графические материалы к расчётному заданию (обязательно для специалистов и магистров)	Лист-плакат Схема газоочистки.

Дата выдачи задания для раздела по линейному графику	
---	--

Задание выдал консультант:

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

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В30	Шинкевич Роман Алексеевич		

Реферат

Выпускная квалификационная работа содержит 117 с., 5 рисунков, 23 источника, 5 листов графического материала формата А1.

Ключевые слова: Дуговая сталеплавильная печь (ДСП), агрегат внепечной обработки, машина непрерывной разливки (МНЛЗ), сталеразливочный ковш, электросталеплавильный цех (ЭСПЦ), марка стали.

Актуальность работы является увеличение годовой производительности стали, увеличение качества выпускаемой продукции и снижении себестоимости сортамента стали, и увеличение штат рабочих.

Объектом исследования является электросталеплавильный цех на площадях завода ЗАО «Калужский научно-производственный электросталеплавильный завод».

Цель работы является разработка проекта ЭСПЦ.

В разделе объект и методы исследования описаны конструкция здания цеха, грузопотоки цеха, организация работ в цехе.

В разделе расчеты и аналитика даётся детальный анализ, расчет основных и необходимых оборудования, применяемых при конструкции.

В разделе результаты проведенного исследования рассмотрена технология выплавки и разливки стали марки 30X9H8M4Г2С2, а так же оборудование для внепечной обработки и разливки стали.

В социальной ответственности рассмотрены вопросы охраны и гигиены труда человека. В этом же разделе отмечены вредные воздействия производства на окружающую среду и пути их устранения.

В финансовом менеджменте рассмотрено штатное расписание работающих, фонды оплаты труда, приводится расчет себестоимости продукции и экономический эффект, а также срок окупаемости цеха.

Abstract

Final qualifying work contains 117 p., 5 figures, 23 sources, 5 A1 size graphic material.

Keywords: arc furnace (EAF), ladle treatment unit, a continuous casting machine (CCM), steel ladle, EAF plant (EAF) steel grade.

The relevance of the work is to increase the annual output of steel, an increase in the quality of products and reduce the cost of steel product mix and an increase in state workers.

The object of this study is to EAF shop on the areas of the plant CJSC "Kaluga Research and Production Electric Steel Plant

The aim is to develop EAF project.

In the object and methods of investigation described the shop building construction, freight traffic management, organization of work in the shop.

In the calculations and analysis are given in-depth analysis, calculation of the basic and necessary equipments used in the construction.

In the results of the study examined the technology of smelting and casting steel 30Ch9N8M4G2S2, as well as equipment for secondary treatment and casting.

The social responsibility of the issues of occupational safety and human health. In the same section marked harmful effects on the environment and ways to eliminate them. In financial management reviewed the staffing of employees, payroll, is a calculation of production costs and economic benefits, as well as shop the pay-back period.

Оглавление	
Введение	13
Обзор литературы	14
1 Объект исследования	18
1.1 Конструкция здания цеха	18
1.2 Организация работ в цехе	22
1.3 Грузопотоки ЭСПЦ	27
2 Расчеты и аналитика	29
2.1 Баланс металла в цехе	29
2.2 Расчет шихты для выплавки стали 30X9H8M4Г2С2	37
2.3 Расчет оборудования цеха	57
3 Результаты проведенного исследования	69
3.1 Технология выплавки стали марки 30X9H8M4Г2С2	77
3.2 Оборудование для разливки стали	86
4 Социальная ответственность	89
4.1 Анализ условия труда	89
4.2 Анализ вредных факторов проектируемой производственной среды	90
4.3 Анализ опасных факторов произведенной среды	94
4.4 Охрана окружающей среды	96
4.5 Чрезвычайные ситуации на производстве	99
4.6 Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности	100
5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	101
5.1 Техничко-экономическое обоснование проектирования цеха	101
5.2 Расчет капитальных вложений в основные фонды	102
5.3 Расчёт производственной мощности	103
5.4 Расчет штата работников и заработной платы	104
5.5 Расчёт затрат на материалы	108
5.6 Расчёт затрат на тепло- и энергоресурсы	109
5.7 Планирование себестоимости продукции	110
5.8 Расчёт проектных технико-экономических показателей цеха	110

Заключение	112
Список публикаций студента	113
Список использованных источников	114
Патентный поиск	117

Компакт-диск: В конверте
на обложке

ФЮРА.В30.114.000.000 ПЗ Пояснительная записка. Файл Пояснительная записка.docx в формате MicrosoftOfficeWord 2013.

ФЮРА.В30.114.001.000 План цеха (Лист 1). Файл План цеха.cdw в формате Компас 3-DV16.

ФЮРА.В30.114.001.000 Разрез цеха (Лист 2). Файл Разрез цеха.cdw в формате Компас 3-DV16.

ФЮРА.В30.114.002.000 ЛП Технологическая схема. Файл Технологическая схема.cdw в формате Компас 3-DV16.

ФЮРА.В30.114.003.000 ЛП Схема газоочистки. Файл Схема газоочистки.cdw в формате Компас 3-DV16.

ФЮРА.В30.114.004.000 ЛП Технико-экономические показатели. Файл Технико-экономические показатели.cdw в формате Компас 3-DV16.

Графический материал: На отдельных
листах

ФЮРА.В30.114.001.000 План цеха

ФЮРА.В30.114.002.000 ЛП Технологическая схема

ФЮРА.В30.114.003.000 ЛП Схема газоочистки

ФЮРА.В30.114.004.000 ЛП Технико-экономические показатели

Обозначения и сокращения

ЭСПЦ – электросталеплавильный цех;

АКОС – агрегат комплексной обработки стали;

МНЛЗ – машина непрерывного литья заготовок;

ДСП – дуговая сталеплавильная печь;

ОПЛ – отделение подготовки лома;

СанПиН – санитарные правила и нормы;

ОПС – отделение подготовки сыпучих;

ПНП – прочность, наведённая превращением;

TRIP – Transformation-Induced Plasticity.

Введение

Автомобильная промышленность – ведущая отрасль машиностроения, влияющая на процессы экономического и социального развития Российской Федерации. Наличие развитой автомобильной промышленности является важным элементом обеспечения национальной безопасности государства. В отрасли объединено около 250 крупных и средних предприятий и организаций, занято более 800 тыс. человек. Производство автомобильной техники осуществляется в тесной кооперации с предприятиями электротехнической, металлургической, химической, электронной, легкой и других отраслей промышленности, что и говорит о высокой востребованности автомобильной техники.

Одним из главных на сегодня показателей для автомобильной промышленности является расход топлива. И как следствие, экологическая обстановка. Пути решения привели к необходимости уменьшения массы самого транспорта, что прямо сказывалось на расходе топлива.

Одним из путей решения была замена стали на алюминий. Лёгкость была получена за счёт потери некоторых механических свойств автомобилей, к примеру, прочности. Кроме того, сильно возросла стоимость. Альтернативой для алюминия стало применение новых марок стали из класса TRIP-сталей (ПНП-сталей).

Метастабильные аустенитные стали – это особый класс высокопрочных материалов повышенной прочности. Основными достоинствами применения ПНП-сталей являются высокое сопротивление усталостному напряжению, высокое сопротивление коррозионному разрушению и высокие значения вязкости разрушения.

ПНП-стали уже «вытеснили» алюминий за счёт устранения недостатков.

Таким образом, применение ПНП-сталей является ведущей отраслью в автомобильной промышленности, удовлетворяя всем необходимым требованиям.

Обзор литературы

ТРИП-стали по сравнению с обычными (конструкционными низколегированными) сталями обладают повышенной прочностью и одновременно пластичностью, т.е. при равной прочности (пределе текучести) обладают в 2-3 раза большей пластичностью, что обеспечивают им преимущества в процессе штамповки и формования. Применяется для изготовления высоконагруженных деталей: проволоки, тросов, крепежных деталей. В наибольшей степени данные свойства стали востребованы в современной автомобильной промышленности, так как может быть использована для производства более сложных деталей, обеспечивая большую свободу инженерам при выборе дизайна, оптимизации (снижении) веса и общей технологии производства автомобиля. Широкому применению данных сталей препятствует высокая легированность (стоимость производства) и сложная технология изготовления.

Обзор мирового рынка TRIP-стали

Как уже было сказано, наибольшую распространённость TRIP-стали получили в автомобильной промышленности, которая и задаёт динамику потребления этих сталей.

С учетом роста в Северной Америке и Китае, мировые продажи легковых автомобилей, согласно оценкам, достигли 87,4 до миллиона в 2015 году. Об этом говорится в исследовании IHS Automotive.

Это увеличение всего на 1,5 % по сравнению с 2014 годом – самый низкий рост с 2010 года. Вместе с тем, по мнению экспертов IHS, отрасль будет продолжать восстановление после глобального экономического кризиса, в то время как рост во всем мире замедляется, в том числе на фоне неопределенности в России и Южной Америке.

IHS оценивает, что североамериканские продажи легковых автомобилей увеличились на 5,5 % до 20,6 миллионов единиц в 2015 году, по причине продолжающегося восстановления на рынке США, где продажи достигли 17,5 млн. единиц (увеличение на 6,0%). Результаты исследования IHS похожи на оценки других фирм, в том числе Morgan Stanley и TrueCar, которые ранее прогнозировали объем продаж более 17 млн. в Соединенных Штатах, так как цены на бензин остаются низкими, доверие потребителей растет и финансирование легко доступно.

Продажи легковых автомобилей в Китае, тем временем, согласно оценкам, выросли на 5,6 % до 24,4 млн. в 2015 году. В начале 2015 года IHS прогнозировала рост продаж в Китае до 25 млн. единиц в 2015 году. Однако, несмотря на более широкий доступ к кредитам, расширение дилерских сетей и программы утилизации, предназначенные для стимулирования продаж, рост объема продаж легковых автомобилей снизился, вслед за замедлением роста китайской экономики в целом.

В 2015 году IHS скорректировала прогнозы в сторону понижения роста в том числе из-за неопределенности в России, которая повлияла на другие рынки в Восточной Европе. Продажи легковых автомобилей в России, которая находится в глубокой рецессии, имея дело с энергонезависимой валютой и перспективами более широкой войны в Украине, согласно оценкам, сократились в 2015 году на 36 % по сравнению с предыдущим годом до всего 1,6 млн. единиц, что вдвое меньше по сравнению с продажами 2012 года. В начале 2015 года IHS прогнозировала падение объема продаж до 1,8 млн. единиц.

Наоборот, продажи автомобилей в странах Западной Европы, согласно оценкам, увеличились на 8,9 % в 2015 году по сравнению с 2014 годом и достигли 13,2 млн. единиц. Индия также продемонстрировала высокие темпы роста в 2015 году – 7,7 % по сравнению с предыдущим годом, сообщает IHS, а объем продаж легковых автомобилей в стране увеличился до 2,8 млн. единиц.

IHS также зафиксировала ослабление автомобильного сектора в Южной Америке в 2015 году, где на крупнейшем рынке, в Бразилии, был зафиксирован спад продаж легковых автомобилей по сравнению с предыдущим годом на 26 % до 2,5 млн., на фоне роста безработицы, падения доходов населения и ухудшения условий кредитования, а также из-за увеличения налогов.

На 2016 год IHS прогнозирует рост объема продаж легковых автомобилей в мире до 89,8 млн. единиц.

Автомобильный рынок США, поддерживаемый низкими процентными ставками по кредитам и низкими цен на бензин, будет оставаться сильным. Хотя процентные ставки будут слегка повышаться, условия для покупок будут оставаться хорошими, что позволит рынку продолжить расти в 2016 и 2017 годах. IHS видит все еще сильный потенциал для укрепления экономики США и увеличения занятости, что приведет к росту американского рынка до 18 млн. единиц в течение ближайших двух лет.

В Западной Европе, импульс роста также силен, даже после восстановления в 2015 году значительно выше ожиданий. Нынешний прогноз – рост продаж на 2,5–3,0 % может быть даже пересмотрен в сторону повышения. Тем не менее, некоторые европейские рынки достигли пика.

Оптимизм по поводу активности продаж на китайском рынке резко возрос, так как правительство объявило меры по сокращению налога на покупку автомобиля для небольших автомобилей. Тем не менее, по-прежнему сохраняющаяся волатильность фондового рынка может отпугнуть некоторых покупателей. Несмотря на замедление экономики Китая, IHS Automotive в настоящее время ожидает рост продаж легковых автомобилей на 5–6 % в 2016 году – достаточно, чтобы увеличить продажи более чем на 1,3 млн. единиц.

Для Азиатско-Тихоокеанского региона, 2016 год будет годом перехода от разочаровывающего спада продаж в последние годы к возобновлению роста. На ключевых рынках Таиланда и Индонезии, возвращение к росту должно начаться во второй половине 2016 года, а в 2017 году рост должен увеличиться. Автомобильный рынок Индии, по прогнозам IHS, ускорится, так как более

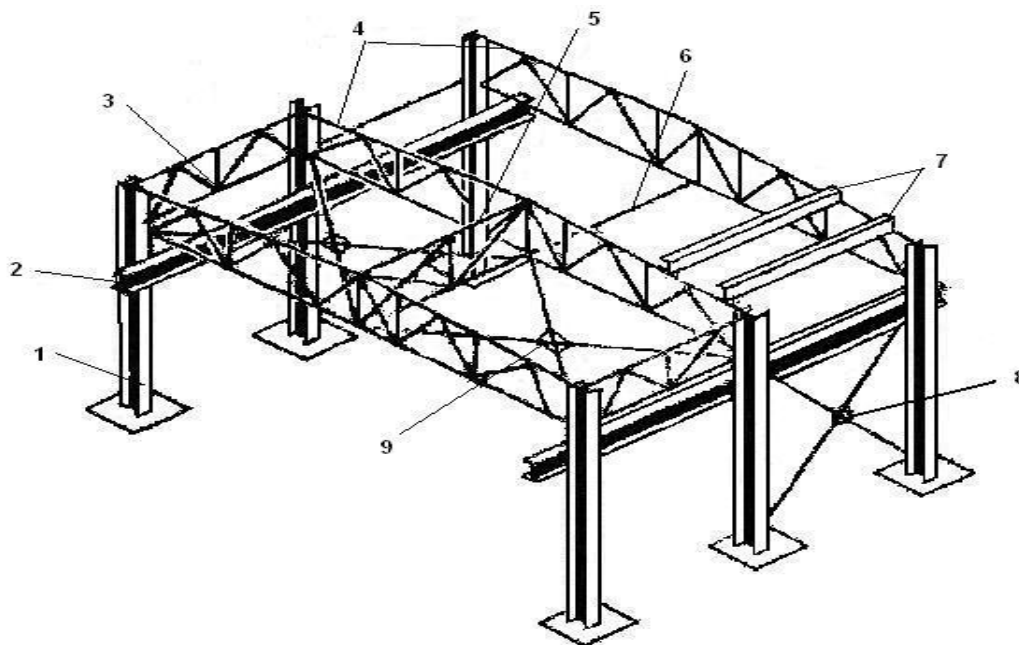
низкие цены на энергоносители и падение процентных ставок по автомобильным кредитам позволят вернуться к двухзначным темпам роста впервые с 2010 года.

Для Бразилии и России, 2016 год, вероятно, будет трудным. Оба рынка находятся в упадке уже в течение трех лет подряд, и, вероятно, 2016 год станет четвертым, когда в экономике сохранится отрицательная динамика. Автомобильный рынок Бразилии, вероятно, сократится на 14 процентов в 2015 году, в соответствии с прогнозом IHS Automotive. В России рынок легковых автомобилей будет продолжать сокращаться, а из-за сохраняющихся последствий низких цен на нефть, санкций, наложенных на экономику России, и обменного курса рубля.

1 Объект исследования

1.1 Конструкция здания цеха

Здание цеха – это каркасный тип конструкции, который является самым распространённым типом промышленных зданий. Каркас образован определённым сочетанием конструктивных элементов. Каркас воспринимает внешние воздействия на здание (ветер, снег), внутренние эксплуатационные нагрузки, собственную массу элементов здания и давление грунта на подземные части здания. К несущим элементам относятся фундаменты, колонны, подкрановые балки.



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 на уровне нижнего пояса ферм

Рисунок 1 – Основные элементы стального каркаса

Другой набор конструктивных элементов каркасного здания – это ограждающие элементы, а именно, крыша и стены – изолируют оборудование, про-

текающие 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 соединяющей их горизонтальной детали (ригель) в виде балки или фермы (стропильная ферма).

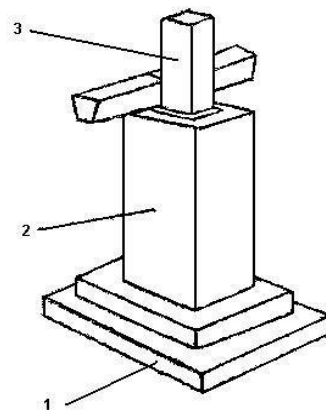
Рамы связаны между собой элементами каркаса, носящее общее название – связи. По расположению различают горизонтальные и вертикальные связи. Роль горизонтальных связей выполняют и погоны, укладываемые на верхний пояс стропильных ферм, плиты покрытия. Вертикальные связи устанавливают между колоннами продольных рядов в середине деформационного блока. Вертикальные связи в виде ферм обеспечивают правильности установки колонн при монтаже, а также передачу продольных усилий с верхних участков торцевых стен на колонны. Привязка осей подкрановых путей мостовых кранов к продольным разбивочным осям зависит от грузоподъемности крана.

Каркас здания изготовлен из стальных элементов.

1.1.2 Фундаменты

Для каркасных зданий характерны одиночные столбчатые фундаменты под несущие конструкции колонн (Рисунок 2).

Для опирания самонесущих и навесных стен по периметру здания по обрезам фундамента укладывают фундаментные балки, изготавливаемые из железобетона. Фундаментную балку укладывают так, чтобы её верхняя грань была выше уровня грунта, но ниже чистого пола помещения на 30 мм.



1 – подошва; 2 – подколонник; 3 – колонна

Рисунок 2 – Фундамент под отдельно стоящие колонны, монолитный фундамент

1.1.3 Колонны

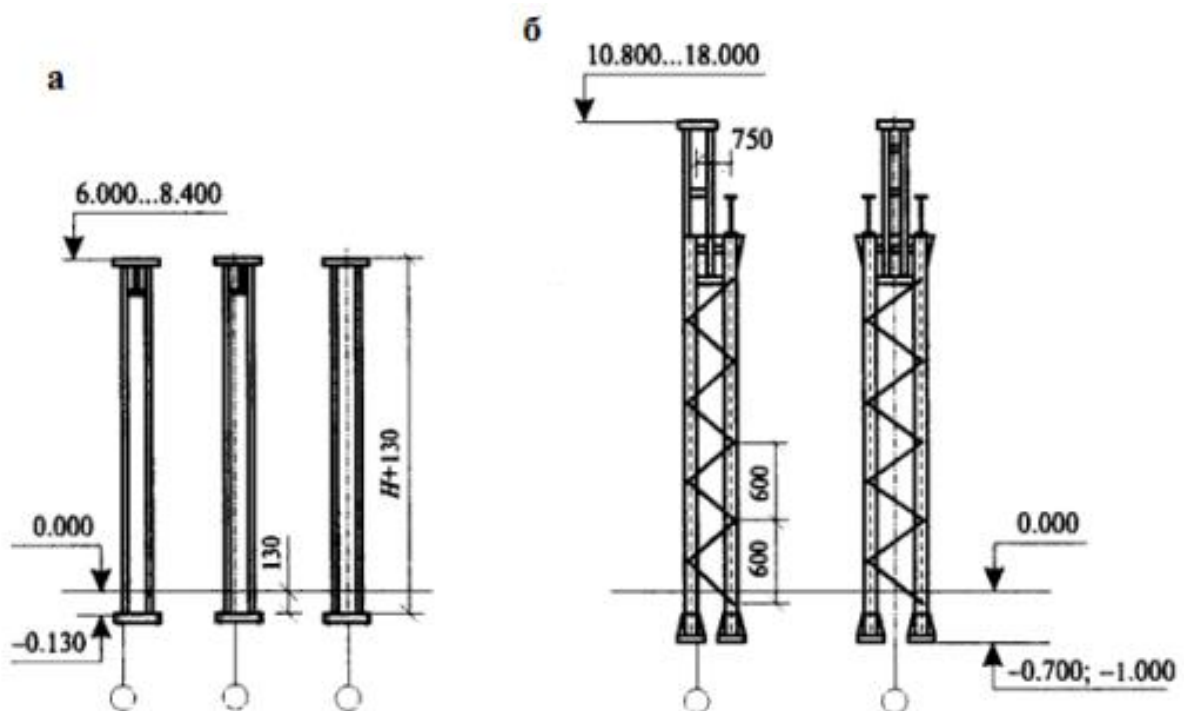


Рисунок 3 – Стальные колонны одноветвевые (а) и двухветвевые (б)

Колонны – основной элемент несущего каркаса одноэтажного здания. Они опираются на фундаменты и, в свою очередь, являются опорами для

несущих конструкций покрытия, для подкрановых балок. Колонны располагаются строго по разбивочным осям. В цехе установлены двухветвевые колонны.

1.1.4 Подкрановые балки

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

1.1.5 Стены

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

1.1.6 Покрытия

Покрытия служат для ограждения внутренних помещений здания от атмосферных осадков и внешних температурных воздействий. В горячих цехах применяют настил из стальных листов, которые хорошо выдерживают нагрев лучистым теплом расплавленного или раскалённого металла

1.1.7 Ворота

Применяем промышленные откатные ворота. Полотно представляет собой раму, помещаемую на катающиеся консольные блоки. Фундамент этого устройства изготавливается заранее и располагается на внутренней территории

сбоку. Снизу приварена специальная направляющая балка, которая держит на себе практически всю массу ворот. Соответственно, рама примерно в полтора раза шире габаритов проезда, чтобы для отката ворот хватило места. Откатные промышленные ворота не занимают много места: пространство спереди и сзади от них остаётся свободным, что даёт дополнительную площадь.

Благодаря конструкции на роликах, откатные промышленные ворота работают очень быстро и эффективно, при этом нечасто ломаются и практически никогда не требуют замены серьёзных деталей. Перемещение полотна промышленных раздвижных ворот при применении консольных блоков происходит без касания земли, поэтому оно ходит очень легко, и ничто ему не мешает, за счёт этого, как можно легко догадаться, минимизируется трение, а значит, такие ворота работают максимально бесшумно. Очень удобно ставить подобные изделия в качестве границы въезда на открытую площадку, то есть, как часть ограждения или забора. Так как откатные промышленные ворота практически полностью состоят из металла, существует вероятность, что на них может в той или иной степени воздействовать коррозия, однако, эта проблема всегда отлично решается посредством специальных покрытий, гарантирующих минимальные риски появления ржавчины, даже при условии преобладания в течение года довольно влажной погоды. С учётом такой обработки ворота прослужат долгие годы и всегда будут работать без каких-либо осечек.

1.2 Организация работ в цехе

1.2.1. Печной пролёт

В печном пролёте располагается дуговая сталеплавильная печь вместимостью 50 т, находящаяся в шумо-пылезащитной камере на рабочей площадке. Печь оборудована трансформаторной подстанцией, расположенной также на рабочей площадке. В трансформаторной подстанции располагается

трансформатор мощностью 58,3 МВА. Также на рабочей площадке имеется оборудование для наращивания электродов и помещение для управления ДСП.

Камера со звукоизоляцией имеет подвижный нижний щит для обслуживания рабочего окна печи и два верхних подвижных щита, которые при загрузке шихты, смене и перепуске электродов и других крановых работах, раздвигаются вправо и влево.

В печном пролёте выполняются следующие операции:

- 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.

Рабочая площадка предназначена для обслуживания ДСП. Это конструкция, состоящая из опорных колонн, продольных и поперечных балок и настила. Настил делается из железобетонных плит. Уровень рабочей площадки составляет 6 метров. Она должна иметь достаточно места для свободного перемещения мульдозавалочной машины, и в тоже время не должна занимать относительно большие пространства, так как в этом случае возрастает стоимость здания цеха. Рабочая площадка определяет ширину печного пролёта. На нулевой отметке на торце пролёта располагаются стенд для ремонта свода печи и сменный кожух свода ДСП.

Подготовка и загрузка металлошихты в бадьи осуществляется в отделении подготовки лома, откуда на автобадьевозе доставляется в печной пролёт ЭСПЦ. В печном пролете саморазгружающуюся бадью с автобадьевоза поднимают мостовым краном, и устанавливают 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 шлаковую чашу, установленную

стационарно под печью. Подачу шлаковой чаши под печь и транспортировку наполненных чаш в шлаковое отделение осуществляют автошлаковозом.

Пролёт обслуживается двумя мостовыми кранами грузоподъёмностью 100/20т. Работа с бадьёй, транспортировка печных трансформаторов на ревизию и обратно выполняется главным подъёмом. Вспомогательные работы, перепуск и замена электродов на печи, подача инструмента, огнеупоров, работа с заправочной машиной, отгрузка мусора выполняется малым подъёмом.

1.2.2. Бункерный пролёт

Сыпучие материалы хранятся в стационарных бункерах вместимостью 30 м³, установленных над рабочей площадкой в специальном бункерном пролёте, находящимся между печным и раздаточным пролётами.

Преимущества применения бункерного пролёта:

- материалы от склада до печи подаются автоматизированно;
- высокая герметичность контейнеров и пролёта, что предотвращает запылённость цеха.

Недостатки:

- увеличивается высота пролёта, что сказывается на стоимости сооружения;
- необходимость тщательной подготовки материалов.

Обслуживание бункерного пролёта производится с помощью мостового крана грузоподъёмностью 5 т. Ввод сыпучих, ферросплавов в печь может быть осуществлён через специальное отверстие в своде, по системе труботечек.

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 установлен вибропитатель и бункерные весы. Под весами ленточный конвейер, который подаёт материал в распределительную воронку и по труботечкам попадает в ДСП и АКОС. Управление осуществляется с пульта управления печью.

В бункерном пролёте на нулевой отметке располагается трансформаторная подстанция АКОС.

Ширина пролёта составляет 16 метров

1.2.3 Раздаточный пролёт

В раздаточном пролете имеется агрегат комплексной обработки стали (АКОС) и одна вакуум-камера, стенды для сушки ковшей и стенды для сталеразливочных ковшей.

Вакуум-камеру устанавливаем ближе к торцу пролёта ЭСПЦ с целью уменьшения вакуумной коммуникации, поскольку насосная станция располагается вне цеха. Такое расположение позволяет максимально использовать энергию, затраченную на отсос газа из камеры, которая может быть затрачена, если тракт отвода газов велик.

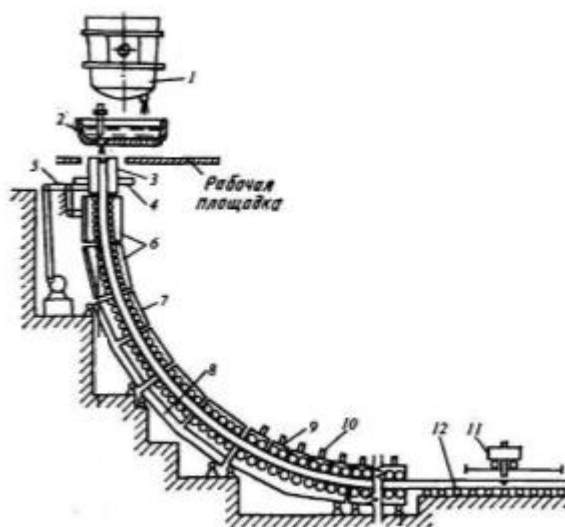
В АКОС выполняются практически все технологические операции: раскисление, легирование, десульфурация, вдувание порошкообразных материалов, подогрев металла, продувка нейтральным газом.

После обработки металла в АКОС ковш с металлом краном разливочного пролёта устанавливают на поворотный стенд машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), находящийся на отметке 9,8 метров. Вакуумная камера расположена на нулевой отметке.

В камере производится вакуумирование металла, в процессе вакуумирования происходит дегазация и удаление неметаллических включений, а также доводка металла по химическому составу.

После вакуумной обработки берётся проба металла на анализ химического состава и производится замер температуры. После этого тележка с вакуумной камерой, в которой находится ковш с металлом выезжает из-под крышки, потом краном раздаточного пролета вынимается. Сталеразливочный ковш подают под крышку АКЭС, где производится подогрев до нужной температуры.

1.2.4 Пролёт МНЛЗ



1 – сталеразливочный ковш; 2 – промежуточный ковш;
3 – кристаллизатор; 4 – опорная рама кристаллизатора; 5 – механизм качания кристаллизатора; 6, 7, 9 – секции роликовой проводки (соответственно четырнадцати-, десяти - и четырехроликовые); 8 – опорные балки;
10 – механизм прижатия и перемещения роликов; 11 – газорезка; 12 – рольганг

Рисунок 4 – Радиальная МНЛЗ

Этот пролёт предназначен для проведения разливки металла на МНЛЗ для получения заготовок. Установлена МНЛЗ радиального типа (Рисунок 3).

Машина сконструирована 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.

По этим причинам в последние годы почти отказались от сооружения вертикальных МНЛЗ и строят преимущественно криволинейные и радиальные. Ширина пролета определяется длиной литейной линии машины. Здесь устанавливают краны общего назначения.

1.3 Грузопотоки ЭСПЦ

Основные грузопотоки ЭСПЦ связаны с приёмом лома и его загрузкой в печь, подачи и загрузки сыпучих материалов, шлакообразующих и ферросплавов, загрузки легирующих в печь, уборки шлака, разливки стали и транспортировки в другие цеха готовой продукции. Лом из отделения подготовки лома (ОПЛ) поступает в печной пролёт ЭСПЦ на автоскrapовозах в бадьях. Затем, с помощью мостового крана печного пролета производят завалку шихты в печь. Завалка происходит после подъёма и отворота свода печи. Кран опускает саморазгружающуюся бадью внутрь рабочего пространства печи, не доходя до уровня подины на 500 мм, бадья раскрывается, и лом загружается в печь. Загрузка бункеров в бункерном пролете осуществляется с помощью конвейера, на который подаются сыпучие и ферросплавы из отделения подготовки сыпучих и ферросплавов. Из бункерного пролёта материалы

дозируются и поступают в печной пролёт по труботечкам в печь или ковш на выпуске, в АКОС в раздаточном пролете. В печном пролёте сталь из печи разливают в сталеразливочный ковш на сталевозе. После выпуска стали ковш с металлом передаётся в раздаточный пролет для внепечной обработки. После внепечной обработки с помощью мостового крана ковш перемещается на вакуум-камеру, а после обработки на вакуум-камере – на поворотный стенд МНЛЗ. После образования шлака в окислительном периоде, его удаление происходит через порог рабочего окна непосредственно в шлаковую чашу, которая располагается под рабочим окном. После заполнения чаши шлаком до 80 % от ее объема, чашу перемещают из-под рабочего окна и транспортирует на специальный транспорт – автошлаковоз. Затем, автошлаковоз вместе со шлаковой чашей перемещается в шлаковое отделение. На место заполненной чаши устанавливается подготовленная пустая.

2 Расчеты и аналитика

Производительность проектируемого цеха: $Q_{\text{цеха}} = 300000$ т/год.

2.1 Баланс металла в цехе

Сортамент выплавляемых сталей определяется потребностью заказчика, и технологическими возможностями установленного на предприятии прокатного оборудования.

Таблица 1 – Сортамент и химический состав сталей, выплавляемых в электросталеплавильном цехе (производительностью 300 тыс. т/год)

№ группы	Производство, тыс. т/год	Наименование группы	Марки стали	Химический состав, %					
				C	Mn	Si	Cr	Mo	Ni
1	90	Коррозионно-стойкая ГОСТ 1050-74	12X18H9	До 0,12	До 2,00	До 0,08	17–19	-	8–10
			17X18H9	0,13–0,21	До 2,00	До 0,08	17–19	-	8–10
			04X18H10	До 0,04	До 2,00	До 0,08	17–19	-	9–10
			08X18H10	До 0,08	До 2,00	До 0,08	17–19	-	9–10
			Среднее по группе		1	0,04	18	-	9,25
2	60	Рессорно-пружинная ГОСТ 14959-79	65	0,62–0,70	0,50–0,80	0,17–0,37	До 0,25	-	-
			70	0,67–0,75	0,50–0,80	0,17–0,37	До 0,25	-	-
			75	0,72–0,80	0,50–0,80	0,17–0,37	До 0,25	-	-
			80	0,77–0,85	0,50–0,80	0,17–0,37	До 0,25	-	-
			85	0,82–0,90	0,50–0,80	0,17–0,37	До 0,25	-	-
			Среднее по группе		0,65	0,27	0,13	-	-

Продолжение таблицы 1 – Сортамент и химический состав сталей, выплавляемых в электросталеплавильном цехе (производительностью 300 тыс. т/год)

№ группы	Производство, тыс. т/год	Наименование группы	Марки стали	Химический состав, %					
				C	Mn	Si	Cr	Mo	Ni
3	150	Высоколегированная ГОСТ 5632 - 72	30X9H8M4Г2С2	0,28–0,35	1,00–2,00	1,40–1,80	8,50–10,50	3,50–4,60	7,00–9,00
			20X13H4Г9	0,15–0,30	8,00–10,00	До 0,80	12,00–14,00	-	3,70–4,70
			08X20H14C2	До 0,08	До 1,50	2,00–3,00	19,00–22,00	-	12,00–15,00
			Среднее по группе		3,75	1,50	14,17	4,10	8,57

Отходы в виде скрапа возникают вследствие образования козелков в сталеразливочных ковшах, при повторных сливах металла из печи во время её заправки, в промворонках, при подтёках металла через стакан при неплотном кроющем стопоре и так далее, составляет 0,5 % от массы жидкой стали для сталеразливочных кошей.

Невозвратимые отходы представляют собой угар металла в печи в результате испарения в зоне электрических дуг. Величина угара в большой степени зависит от качества шихты: стружка, мелкий ржавый скрап окисляются больше, и в связи с этим величина угара возрастает. Величина угара составляет в среднем 5 % от величины загружаемой шихты.

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

Группа марок	Производство т/год	Возвратимые отходы						Угар		Требуется металлошихты, т/год
		Обрезь		Скрап		Всего		%	Т	
		%	Т	%	т	%	т			
Q _i	h _i	H _i	c _i	C _i	b _i	B _i	y _i	Y _i	Ш _i	
1	90000	7,3	6570	0,5	450	7,8	7020	5	4500	101520

Продолжение таблицы 2 – Собственные отходы электросталеплавильного цеха и потребность в металлической шихте

2	60000	7,3	4380	0,5	300	7,8	4680	5	3000	67680
3	150000	7,3	10950	0,5	750	7,8	11700	5	7500	169200
Всего	300000		21900		1500		23400		15000	338400

$$H_i = \frac{Q_i \cdot h_i}{100}, \quad (1)$$

$$C_i = \frac{Q_i \cdot c_i}{100}, \quad (2)$$

$$b_i = h_i + c_i, \quad (3)$$

$$B_i = \frac{Q_i \cdot b_i}{100}, \quad (4)$$

$$Y_i = \frac{Q_i \cdot y_i}{100}, \quad (5)$$

$$\text{Ш}_i = H_i + C_i + Y_i + Q_i. \quad (6)$$

Расход металлошихты на 1 тонну слитка составит:

$$f = \frac{\sum \text{Ш}_i}{\sum Q_i}; \quad (7)$$

$$f = \frac{338400}{300000} = 1,128.$$

Коэффициент расхода (КР):

$$\text{КР} = \frac{100}{100 - a - b}, \quad (8)$$

где a – доля обрезки;

b – доля угара.

$$\text{КР} = \frac{100}{100 - 7,3 - 5} = 1,14.$$

Количество отходов, образующихся на МНЛЗ, приведено в таблице 3.

Таблица 3 – Количество отходов, образующихся на МНЛЗ

Группа марок	Поступило на МНЛЗ	Отходы				КР	Масса годного, т
		Обрезь		Угар			
		%	Т	%	т		
1	90000	7,3	6570	1,2	1080	1,14	82350
2	60000	7,3	4380	1,2	720	1,14	54900
3	150000	7,3	10950	1,2	1800	1,14	137250
Всего	300000		21900		3600		274500

Таблица 4 – Баланс металла

Статьи баланса	Группа марок			Масса годного, т
	1	2	3	
Отходы				
возвратимые, т	6570	4380	10950	21900
угар, т	1080	720	1800	3600
Годного, т	82350	54900	137250	274500
Итого, т	90000	60000	150000	300000

Таблица 5 – Общее количество возвратимых отходов

Источник поступления	Группа марок			Сумма, т
	1	2	3	
ДСП	7020	4680	11700	23400
МНЛЗ	6570	4380	10950	21900
Итого	13590	9060	22650	45300

Сквозной коэффициент расхода (СКР) слитков определяем по формуле:

$$\text{СКР} = \frac{M_{\text{ЭСПЦ}}}{M_{\text{с.г.п.}}}, \quad (9)$$

где $M_{\text{ЭСПЦ}}$ – масса слитков из ЭСПЦ, т,

$M_{\text{с.г.п.}}$ – масса поковок на складе готовой продукции, т.

$$\text{СКР} = \frac{300000}{274500} = 1,09. \quad (9)$$

В соответствии с этим выход годного (ВГ) по цеху составит

$$\text{ВГ} = \frac{100}{(\text{СКР})}, \quad (10)$$

$$ВГ = \frac{100}{1,09} = 92 \text{ \%}.$$

Определение расхода ферросплавов и легирующих материалов.

Возвратимые отходы электросталеплавильного цеха используется для выплавки стали методом переплава. При расплавлении шихты часть легирующих элементов окисляется. Коэффициент усвоения (использования) легирующих элементов отходов зависит от многих факторов, таких как, сродство к кислороду, содержание элементов в отходах, насыпной вес скрапа.

Принимаем что, кремний и алюминий при расплавлении выгорают полностью (коэффициент усвоения равен нулю).

Расход алюминия для предварительного раскисления составляет 0,3 кг/т жидкого металла и для окончательного раскисления 0,8 кг/т.

$$0,3 \cdot 300000 / 1000 = 190 \text{ т},$$

$$0,8 \cdot 300000 / 1000 = 240 \text{ т}.$$

Таким образом, общий расход алюминия составит:

$$190 + 240 = 430 \text{ т}.$$

Возврат какого-либо легирующего компонента из отходов определяем по формуле:

$$M_B = \frac{G_B \cdot a \cdot \eta}{100}, \quad (11)$$

где G_B – масса возвратимых отходов, т,

a – среднее содержание элемента в данной группе сталей, %,

η – коэффициент усвоения элемента.

Оценка потребности цеха в ферросплаве оценивается по формуле:

$$\Phi = \frac{G \cdot (a - b) - 100 \cdot B}{m \cdot n}, \quad (12)$$

где Φ – масса ферросплава, т,

G – масса жидкого металла, т,

a – среднее содержание данного элемента в готовой стали, %,

b – содержание его в ванне перед легированием, %,

B – возврат элемента из отходов, т,

m – базовое содержание элемента в ферросплаве, %,

n – коэффициент усвоения элемента из ферросплава, %.

Таблица 6 – Возврат легирующих элементов из отходов

Группа марок	Масса возвратимых отходов, т	Возврат марганца			Возврат хрома		
		Среднее содержание в стали, %	Коэффициент усвоения	Масса Mn из отходов, т	Среднее содержание в стали, %	Коэффициент усвоения	Масса Cr из отходов, т
1	7020	1	0,8	56,16	18	1	1074,06
2	4680	0,65	0,8	24,34	0,13	1	517,17
3	11700	3,75	0,8	351	14,17	1	1409,21
Сумма				463,09			3000,52

Продолжение таблицы 6 – Возврат легирующих элементов из отходов

Группа марок	Масса возвратимых отходов, т	Возврат никеля			Возврат молибдена		
		Среднее содержание в стали, %	Коэффициент усвоения	Масса Ni из отходов, т	Среднее содержание в стали, %	Коэффициент усвоения	Масса Mo из отходов, т
1	7020	9,25	1	649,35	-	1	-
2	4680	-	1	-	-	1	-
3	11700	8,57	1	1002,69	4,10	1	479,7
Сумма				1652,04			479,7

Таблица 7 – Потребность цеха в ферросплавах и легирующих

группа марок	Наименование ферросплава	Масса жидкого металла, т	Среднее содержание в готовой стали, %	Остаточная концентрация элемента перед легирование, %	Возврат элемента, т	Содержание элемента в ферросплаве, %	Коэффициент усвоения	Потребность в ферросплаве, т
		G	a	B	B	M	m	Φ
1	Феррохром	90000	18	0,3	1074,06	85	0,98	17834,26
2		60000	0,13	0	517,17	85	0,98	0
3		150000	14,17	0,3	1409,21	85	0,98	23284,26
Σ		300000			3000,52			41118,52
1	Силикомарганец СМн20	90000	1	0,2	56,16	70	0,97	997,67
2		60000	0,65	0,2	24,34	70	0,97	361,8
3		150000	3,75	0,2	351	70	0,97	7325,48
Σ		300000			463,09			8684,95
1	Ферросилиций ФС75	90000	0,04	0	-	75	0,50	96
2		60000	1,15	0	-	75	0,50	1840
3		150000	1,5	0	-	75	0,50	6000
Σ		300000			-			7936
1	Ферромолибден ФМо 60	90000	-	-	-	60	1	-
2		60000	-	-	-	60	1	-
3		150000	4,10	0,2	479,7	60	1	9000,5
Σ		300000			479,7			9000,5
1	Никель	90000	9,25	0,6	649,35	100	1	7135,65
2		60000	-	0	-	100	1	0
3		150000	8,57	0,6	1002,69	100	1	10952,31
Σ		300000			1652,04			18087,96

Таблица 8 – Баланс металла по электросталеплавильному цеху

№ п/п	Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
1	Стальной лом	188942,07	Годного	274500
2	Собственные отходы	48300	Обрезь МНЛЗ	21900
3	Ферросилиций ФС75	7936	Угар	18600
4	Феррохром ФХ800Б	41118,52	Обрезь	6000
5	Силикомарганец СМН20	8684,95	Скрап	1500
6	Алюминий	430		
7	Ферромolibден ФМо 60	9000,5		
8	Никель	18087,96		
9	Итого	322500	Итого	322500

2.2 Расчет шихты для выплавки стали 30X9H8M4Г2C2

Расчет материального баланса производится на 100 кг шихты(углеродистый лом + кокс + никель + ферромolibден).

Химический состав углеродистого лома, кокса, никеля, ферромolibдена и готовой стали приведен в таблице 9.

Таблица 9 – Химический состав углеродистого лома, оборотного лома, кокса и готовой стали

Наименование материала	Элементы, %									
	C	Mn	Si	P	S	Cu	Ni	Mo	Cr	Fe
Лом углеродистый ГОСТ 4543-71 Ст3сп	0,30	0,50	0,27	0,030	0,040	-	-	-	-	ост
Никель							100			-
Готовая сталь марки стали 30X9H8M4Г2C2 ГОСТ 5632-72	0,28-0,35	1-2	1,4-1,8	Не более			7-9	3,5-4,6	7,5-10,5	ост
				0,025	0,025	0,3				
Кокс	82,0	-	-	-	0,080	11,0	-	62	-	-
						Зола	Летучие			

Продолжение таблицы 9 – Химический состав углеродистого лома, оборотного лома, кокса и готовой стали

Наименование материала	Элементы, %									
	C	Mn	Si	P	S	Cu	Ni	Mo	Cr	Fe
Ферромолибден ФМо 60 ГОСТ 4543-71	0,08	-	0,8	0,04	0,08	0,5	-	≥60	0,6-0,9	-

Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов приведен в таблице 10.

Таблица 10 – Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов

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

Химический состав применяемых при плавке раскислителей и легирующих приведен в таблице 11.

Таблица 11 – Химический состав применяемых при плавке раскислителей и легирующих

Наименование материала	Элемент, %					
	Si	Mn	Cr	C	P	S
Ферросилиций ФС75 ГОСТ 1415-93	74-80	≤0,40	≤0,40	–	≤0,05	≤0,02
Силикомарганец СМн20 ГОСТ 4759-91	20-25	≥65	–	1	0,10	≤0,03

Продолжение таблицы 11 – Химический состав применяемых при плавке раскислителей и легирующих

Наименование Материала	Элемент, %					
	Si	Mn	Cr	C	P	S
Феррохром ФХ800 ГОСТ 4757-91	≤2	–	≥65	≤8	0,05	0,05

На основе практических данных в таблице 12 приведены коэффициенты усвоения элементов из применяемых ферросплавов и кокса.

Таблица 12 – Коэффициенты усвоения элементов из применяемых ферросплавов и кокса

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

2.2.1 Расчет составляющих завалки

Задаёмся химическим составом готовой стали, который приведён в таблице 13.

Таблица 13 – Химический состав готовой стали 30X9H8M4Г2C2

Элемент	C	Si	Mn	Cr	Mo	Ni	Cu	P	S
							не более		
Содержание	0,315	1,6	1,5	9	4,05	8	0,03	0,025	0,025

Шихтовка по никелю.

Исходя из состава выплавляемой стали, для получения $[Ni]_{г.ст.} = 8 \%$ необходимо в шихтовку внести металлического никеля:

$$G_{Ni_{мет}} = \frac{G_{ш} \cdot ([Ni]_{г.ст.} - [Ni]_{лом})}{Ni_{Ni} \cdot \eta_{Ni}} \cdot 100, \quad (13)$$

где $[Ni]_{г.ст.}$ – содержание никеля в готовом металле, %;

$Ni_{лом}$ – содержание никеля в металлическом ломе, %;

Ni_{Ni} – содержание никеля в металлической шихте, %;

η_{Ni} – коэффициент усвоения никеля из металлического никеля, %;

$G_{ш}$ – количество шихты, кг.

$$G_{Ni_{мет}} = \frac{100(8 - 0)}{100 \cdot 100} \cdot 100 = 8 \text{ кг.}$$

Шихтовка по молибдену.

Исходя из состава выплавляемой стали, для получения $[Mo]_{г.ст.} = 4,05 \%$ необходимо в шихтовку внести ферромolibдена:

$$G_{ФMo} = \frac{G_{ш} \cdot ([Mo]_{г.ст.} - [Mo]_{лом})}{Mo_{ФMo} \cdot \eta_{Mo}} \cdot 100, \quad (14)$$

где $[Mo]_{г.ст.}$ – содержание молибдена в готовом металле, %;

$Mo_{ФMo}$ – содержание молибдена в ферромolibдена, %;

η_{Mo} – коэффициент усвоения молибдена из ферромolibдена, %;

$G_{ш}$ – количество шихты, кг.

$$G_{фер.} = \frac{100(4,05 - 0)}{60 \cdot 100} \cdot 100 = 6,75 \text{ кг.}$$

Согласно данным таблицы 9, углерод в шихту вносится углеродистым ломом, обратным ломом и коксом, т.е.

$$C_{ш} = C_{угл.лом} + C_{об.лом} + C_{к}. \quad (15)$$

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

$$C_{распл.} = C_{ш} + \Delta C_p, \quad (16)$$

где ΔC_p – количество окисленного углерода в период расплавления, %.

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

$$C_{\text{распл}} = C_{\text{к.о.п.}} + \Delta C_{\text{о.п.}}, \quad (17)$$

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

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

По практическим данным в окислительный период окисляются от 0,2 до 0,5 % углерода. Принимаю $\Delta C_{\text{о.п.}} = 0,2$ %.

$C_{\text{к.о.п.}}$ можно выразить соотношением:

$$C_{\text{к.о.п.}} = C_{\text{г.ст.}} - C_{\text{акп}}, \quad (18)$$

где $C_{\text{г.ст.}}$ – содержание углерода в готовой стали, %, согласно таблице 13, $C_{\text{г.ст.}} = 0,315$ %;

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

$$C_{\text{акп.}} = \Delta C_{\text{наугл}} + C_{\text{фер}}, \quad (19)$$

где $\Delta C_{\text{наугл}}$ – науглероживание металла. Принимаем $\Delta C_{\text{наугл}}$ равным 0,03;

$C_{\text{фер}}$ – количество углерода, внесенное в металл ферросплавами.

Подставляя в уравнение выражение, получаю

$$C_{\text{распл.}} = C_{\text{г.ст.}} - C_{\text{акп.}} + C_{\text{о.п.}}, \quad (20)$$

Из равенства получаю:

$$C_{\text{ш}} + \Delta C_p = C_{\text{г.ст.}} - C_{\text{акп.}} + C_{\text{о.п.}}, \quad (21)$$

следовательно:

$$C_{\text{ш.}} = C_{\text{г.ст.}} + \Delta C_p + \Delta C_{\text{о.п.}} - \Delta C_{\text{акп.}} \quad (22)$$

Определяем количество углерода, вносимого в металл в агрегате ковш-печь.

Количество углерода, внесенное в металл ферросплавами:

$$C_{\text{фер.}} = \frac{[X]_{\text{г.ст.}} \cdot [C]_{\text{фер.}}}{[X]_{\text{фер.}} \cdot \eta_x} \cdot 100, \quad (23)$$

где $[X]_{\text{г.ст.}}$ – содержание легирующего элемента в готовой стали (таблица 11), %;

$[C]_{\text{фер.}}$ – содержание углерода в данном ферросплаве (таблица 12), %;

$[X]_{\text{фер.}}$ – содержание легирующего элемента в данном ферросплаве (таблица 13), %;

η_x – коэффициент извлечения легирующего элемента из ферросплава (таблица 9), %.

Из таблицы 11 следует, что большее количество углерода содержится в феррохроме.

Принимаю $C_{\text{ФХ800}} = 2,5 \%$, $\text{Cr}_{\text{ФХ800}} = 85 \%$, $[\text{Cr}]_{\text{г.ст.}} = 9 \%$, $\eta_{\text{Cr}} = 98$.

Имеем:

$$C_{\text{фер.}} = \frac{9 \cdot 2,2}{85 \cdot 98} \cdot 100 = 0,237 \%$$

$$C_{\text{акп.}} = 0,03 + 0,237 = 0,267.$$

Определяю из уравнения содержание углерода в шихте:

$$C_{\text{ш}} = 0,315 + 0,1 + 0,2 - 0,267 = 0,348 \%$$

Количество углерода в шихте определяется по формуле:

$$G_{C_{\text{ш}}} = \frac{G_{\text{ш}} \cdot C_{\text{ш}}}{100}; \quad (24)$$

$$G_{C_{\text{ш}}} = \frac{100 \cdot 0,348}{100} = 0,348 \text{ кг.}$$

Количество кокса можно выразить соотношением:

$$G_{\text{Ск}} = G_{\text{к}} \cdot C_{\text{к}} \cdot \eta_{\text{с}} / 100 \cdot 100, \quad (25)$$

где из таблицы 9 и таблицы 11 принимаю $C_{\text{к}} = 82 \%$, $\eta_{\text{с}} = 60 \%$.

Имеем:

$$G_{\text{Ск}} = G_{\text{к}} \cdot C_{\text{к}} \cdot \eta_{\text{с}} / (100 \cdot 100) = 0,492 \cdot G_{\text{к}}.$$

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

Вес металлического лома в завалке составит:

$$G_{\text{угл.лом}} = G_{\text{ш}} - G_{\text{Мо}} - G_{\text{Ni}} - G_{\text{К}} = 100 - 8 - 6,75 - G_{\text{К}} = 85,25 - G_{\text{К}}, \text{ кг.}$$

Это количество металлического лома внесет углерода:

$$G_{\text{Слома}} = G_{\text{лома}} \cdot C_{\text{лома}} / 100, \quad (26)$$

где $C_{\text{лома}}$ – содержание углерода в металлического ломе по таблице 3, %.

$$G_{\text{Сугл.лома}} = \frac{(85,25 - G_{\text{К}}) \cdot 0,3}{100}. \quad (27)$$

Полученные значения $C_{\text{ш}}$, $G_{\text{Слома}}$ и $G_{\text{К}}$ подставляю в выражение. Получаю:

$$0,348 = \frac{(85,25 - G_{\text{К}}) \cdot 0,3}{100} + 0,492 \cdot G_{\text{К}}.$$

Решая уравнение, определяем $G_{\text{К}} = 0,19$ кг, тогда $G_{\text{угл.лома}} = 85,06$ кг.

Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами приведено в таблице 14.

Таблица 14 – Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами

Наименование материала	Вес, кг	Содержание элементов, внесенных в металл, кг									
		C	Mn	Si	P	S	Cu	Ni	Mo	Fe	Σ
Углеродистый лом	85,06	0,255	0,426	0,23	0,025	0,034				84,13	
Никель	8	–	–	–	–	–	–	8	–	–	
Ферромолибден	6,75			0,054	0,003	0,005	0,033		4,05	2,605	
Кокс	0,19	0,156									
Итого, кг		0,411	0,426	0,284	0,028	0,039	0,033	8	4,05	86,735	99,973
Итого, %		0,411	0,426	0,284	0,028	0,039	0,033	8	4,05	86,758	100

2.2.3 Период расплавления и окислительный период

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

В период расплавления и окислительный период окисляются следующие элементы:

1) углерод окисляется на $\Delta C = \Delta C_p + \Delta C_{o.п.} = 0,1 + 0,2 = 0,3$ % или

$$G_{\Delta C} = \frac{99,973 \cdot 0,3}{100} = 0,3 \text{ кг.}$$

2) кремний окисляется полностью – 0,284кг;

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

$$G_{Mn} = \frac{0,426 \cdot 65,0}{100} = 0,277 \text{ кг.}$$

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

5) фосфора в готовом металле должно быть не более 0,025 %. Следовательно, нужно окислить $\Delta P = 0,028 - 0,015 = 0,013$ %, или

$$G_P = \frac{G_{мет} \cdot \Delta P}{100} = \frac{99,973 \cdot 0,013}{100} = 0,013 \text{ кг.} \quad (28)$$

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

$$G_{Fe} = \frac{99,973 \cdot 3,0}{100} = 2,999 \text{ кг.}$$

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

$$\frac{2,999 \cdot 10}{100} = 0,3 \text{ кг Fe.}$$

Из этого количества окисляется

$$\text{до } FeO \frac{0,3 \cdot 75,0}{100} = 0,225 \text{ кг.}$$

$$\text{до } Fe_2O_3 \frac{0,3 \cdot 25,0}{100} = 0,075 \text{ кг.}$$

В зоне электрических дуг испаряется

$$\frac{2,999 \cdot 90}{100} = 2,699 \text{ кг Fe и Fe}_2\text{O}_3.$$

В таблице 14 приводится необходимое количество закиси железа для окисления указанных элементов и количество образовавшихся оксидов.

В таблице 15 приводится необходимое количество кислорода для окисления углерода и железа шихты и количество образовавшихся оксидов.

Таблица 15 – 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
$[\text{Mn}] + (\text{FeO}) = (\text{MnO}) + [\text{Fe}]$	0,277	$0,277 \cdot \frac{72}{55} = 0,363$	$G_{\text{MnO}} = 0,277 \cdot \frac{71}{55} = 0,358$	$\text{Fe} = 0,277 \cdot \frac{56}{55} = 0,282$
$[\text{Si}] + 2(\text{FeO}) = (\text{SiO}_2) + 2[\text{Fe}]$	0,284	$0,284 \cdot \frac{72 \cdot 2}{28} = 1,461$	$G_{\text{SiO}_2} = 0,284 \cdot \frac{60}{28} = 0,609$	$\text{Fe} = 0,284 \cdot \frac{112}{28} = 1,136$
$2[\text{P}] + 5\text{FeO} = (\text{P}_2\text{O}_5) + 5[\text{Fe}]$	0,013	$0,013 \cdot \frac{72 \cdot 5}{31 \cdot 2} = 0,075$	$G_{\text{P}_2\text{O}_5} = 0,013 \cdot \frac{142}{2 \cdot 31} = 0,03$	$\text{Fe} = 0,013 \cdot \frac{5 \cdot 56}{2 \cdot 31} = 0,059$
Итого:		$\sum \text{FeO} = 1,899$		$\sum \text{Fe} = 1,477$

Таблица 16– Количество кислорода и образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента, кг	Необходимое количество кислорода, кг	Количество образовавшегося оксида, кг
$[\text{C}] + (\text{FeO}) = \{\text{CO}\} + [\text{Fe}]$	0,3	$0,3 \cdot \frac{16}{12} = 0,4$	$\text{CO} = 0,3 \cdot \frac{28}{12} = 0,7$
$\text{Fe} + \frac{1}{2} \text{O}_2 = \text{FeO}$	0,225	$0,225 \cdot \frac{16}{56} = 0,064$	$\text{FeO} = 0,225 \cdot \frac{72}{56} = 0,289$
$2\text{Fe} + \frac{3}{2} \text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3$	0,075	$0,075 \cdot \frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 56} = 0,032$	$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 0,075 \cdot \frac{160}{2 \cdot 56} = 0,107$
	2,699	$2,699 \cdot \frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 56} = 1,157$	$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 2,699 \cdot \frac{160}{2 \cdot 56} = 3,856$
Итого:		$\sum \text{O}_2 = 1,653$	

2.2.4 Определение количества шлака окислительного периода и периода расплавления

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

Диаграмма, характеризующая зависимость $\lg \frac{(P_2O_5)}{[P]^2}$ от содержания закиси железа в шлаке и от основности шлака выражается отношением CaO/ SiO₂ приведена.

Коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом выражается следующим соотношением

$$\frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = \frac{\{P_{исх} - [P]\} \cdot 229}{[P]^2 \cdot Ш_{о.п.}}, \quad (29)$$

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/SiO₂ = 1,5; FeO = 15 %; t = 1600 °C.

Согласно данным диаграммы, находим, что $\lg \frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = 3,17$. Получаем,

что $P_2O_5/[P]^2 = 2850$.

Из выражения (28) определяем количество шлака. Принимаем

$P_{исх} = 0,028$ %; $[P] = 0,015$ %, имеем

$$Ш_{о.п.} = \frac{(0,028 - 0,015) \cdot 229}{2850 \cdot 0,015^2} = 4,642 \text{ кг.}$$

2.2.5 Определение состава шлака окислительного периода

Для упрощения расчета принимаем, что шлак в основном состоит из оксидов примесей; для хорошей дефосфорации приняли, что $(\text{FeO}) = 15 \%$, а основность шлака $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1,5$.

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

$$G_{\text{Ш.о.п.}} = G_{\text{MnO}} + G_{\text{P}_2\text{O}_5} + G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} + G_{\text{MgO}} + G_{\text{FeO}} + G_{\text{SiO}_2} + G_{\text{CaO}} \quad (30)$$

Количество (MnO) , (P_2O_5) , (Fe_2O_3) приведено в табл. 9 и 10. Количество (FeO) , (MgO) , содержащиеся в шлаке:

$$G_{\text{FeO}} = \frac{G_{\text{Ш.о.п.}} \cdot (\text{FeO})}{100} = \frac{4,642 \cdot 15,0}{100} = 0,696 \text{ кг.} \quad (31)$$

$$G_{\text{MgO}} = \frac{G_{\text{Ш.о.п.}} \cdot (\text{MgO})}{100} = \frac{4,642 \cdot 10,0}{100} = 0,464 \text{ кг.} \quad (32)$$

Так как основность шлака $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 1,5$, то содержание CaO в шлаке можно выразить $\text{CaO} = 1,5 \cdot \text{SiO}_2$. Таким образом, получаем:

$$4,642 = 0,356 + 0,03 + 0,107 + 0,464 + 0,696 + G_{\text{SiO}_2} + 1,5 \cdot G_{\text{SiO}_2}.$$

$$G_{\text{SiO}_2} = 1,196 \text{ кг;}$$

$$G_{\text{CaO}} = 1,794 \text{ кг.}$$

Данные о приближенном весовом количестве и химическом составе шлака окислительного периода приведены в таблице 17.

Таблица 17 – Количество и химический состав шлака окислительного периода

Окисел	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	Итого
Вес, кг	1,794	1,196	0,356	0,696	0,107	0,03	0,464	4,642
%	38,65	25,76	7,65	15	2,31	0,65	10	100,00
Окисел	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	Итого

2.2.6 Определение расхода извести

В результате окисления кремния в состав шлака входит $G_{\text{SiO}_2} = 1,196 \text{ кг}$. Следовательно, присадкой кварцита необходимо внести кремнезема

$G_{\text{SiO}_2} = 1,196 - 0,609 = 0,587$ кг. Тогда расход кварцита $G_{\text{кв.}}$ (в кварците содержится 98 % SiO_2), для обеспечения заданной основности шлака.

$$G_{\text{кв.}} = \frac{(\text{SiO}_2)_{\text{шл.}} \cdot 100}{(\text{SiO}_2)_{\text{кв.}}} = \frac{0,587 \cdot 100}{98} = 0,599 \text{ кг.} \quad (33)$$

Расход извести $G_{\text{изв.}}$ (в извести содержится 92% CaO), (таблица 4) для обеспечения заданной основности шлака равен:

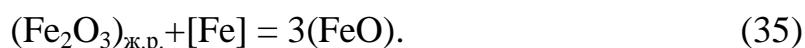
$$G_{\text{изв.}} = \frac{(\text{CaO})_{\text{шл.}} \cdot 100}{(\text{CaO})_{\text{изв.}}} = \frac{1,794 \cdot 100}{92} = 1,95 \text{ кг.} \quad (34)$$

2.2.7 Определение расхода железной руды

Для поддержания в шлаке $\text{FeO} = 15 \%$ требуется 0,696 кг FeO , но в шлаке уже есть 0,289 кг FeO . Следовательно, потребность в FeO составляет: $(\text{FeO}) = 0,696 - 0,289 = 0,407$ кг.

При окислении элементов Mn , Si , P тратится 1,896 кг FeO . Таким образом, общая потребность в FeO равна: $\text{FeO} = 1,896 + 0,407 = 2,303$ кг. Необходимое количество FeO вносится железной рудой.

В пересчете на Fe_2O_3 по реакции:



Потребуется следующее количество Fe_2O_3 :

$$G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{2,303 \cdot 160}{3 \cdot 72} = 1,706 \text{ кг.}$$

Необходимо в печь присадить железной руды:

$$G_{\text{ж.р.}} = \frac{\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 100}{(\text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{ж.р.}}} = \frac{1,706 \cdot 100}{90} = 1,896 \text{ кг.} \quad (36)$$

Химический состав металла в конце окислительного периода приведен в таблице 18.

Таблица 18 – Химический состав металла в конце окислительного периода

Элемент	Внесено шихтовыми материалами, кг	Окислилось в период плавления и окислительный период, кг	Осталось в конце окислительного периода, кг	Состав, %
C	0,411	0,3	0,111	0,113
Si	0,284	0,284	-	–
Mn	0,426	0,277	0,149	0,153
P	0,028	0,015	0,013	0,013
S	0,039	-	0,039	0,04
Cu	0,033	-	0,033	0,034
Ni	8	-	8	8,2
Mo	4,05	-	4,05	4,15
Fe	86,735	2,999	83,736+1,477 (Σ Fe табл.7)	87,297
			Σ 97,608	Σ 100,0

2.2.8 Обработка металла в АКОСе

После полного расплавления шихты, достижения заданной температуры (1580–1600 °С) и заданного содержания углерода производим выпуск полупродукта в ковш.

После выпуска плавки ковш с металлом краном передается на внепечную обработку под водоохлаждаемую крышку АКП. Установив ковш с металлом под крышкой, наводится шлак, обладающий высокой десульфурющей способностью.

2.2.9 Определение количества шлака необходимого для десульфурации

Количество шлака определяем, исходя из задачи десульфурации. Необходимо удалить из металла такое количество серы, чтобы остаток её не пре-

вышал содержание серы в готовом металле в соответствии с ГОСТ 5632-72.

Принимаем $[S]_{\text{Г.М.}} = 0,01 \%$. В конце окислительного периода металл содержал 0,04 % серы (таблица 12). Таким образом, необходимо удалить

$$0,04 - 0,01 = 0,03 \%$$

Это количество соответствует

$$G_s = \frac{G_{\text{мет}} \cdot S}{100} = \frac{97,608 \cdot 0,03}{100} = 0,029 \text{ кг.} \quad (37)$$

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

$$n_s = \frac{(S)}{[S]} = 20. \quad (38)$$

Шлак должен содержать серы

$$(S) = n_s \cdot [S] = 40 \cdot 0,010 = 0,40 \%. \quad (39)$$

Отсюда количество шлака периода доводки $\text{Ш}_{\text{дов}}$:

$$\text{Ш}_{\text{дов}} = \frac{G_s}{(S)} \cdot 100\% = \frac{0,029}{0,40} \cdot 100 = 7,25 \text{ кг.} \quad (40)$$

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

$$G_{\text{FeO}} = \frac{\text{Ш}_{\text{дов}} \cdot (\text{FeO})_{\text{дов}}}{100} = \frac{7,25 \cdot 7}{100} = 0,508 \text{ кг.} \quad (41)$$

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

$$G_{\text{шл. см.}} = \text{Ш}_{\text{дов}} - G_{\text{FeO}} = 7,25 - 0,508 = 6,742 \text{ кг.} \quad (42)$$

Следовательно, в шлаковой смеси содержится:

$$G_{\text{изв.}} = \frac{G_{\text{шл.см.}} \cdot 5}{7} = \frac{6,742 \cdot 5}{7} = 4,82 \text{ кг.}$$

$$G_{\text{шам.}} = \frac{G_{\text{шл.см.}}}{7} = \frac{6,742}{7} = 0,96 \text{ кг.}$$

$$G_{\text{пл.шп.}} = \frac{G_{\text{шл.см.}}}{7} = \frac{6,742}{7} = 0,96 \text{ кг.}$$

Данные о приближенном составе и количестве шлака периода доводки приведены в таблице 13.

Таблица 19 – Приближенный состав и количество шлака периода доводки

Источники поступления	Количество, кг	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Известь	4,82	4,43	0,12		0,16			0,05	
Шамот	0,96		0,61					0,35	
Плавленый шпат	0,96		0,04			0,92			
Окисление воздухом	0,508			0,508					
Поступает при десульфурации							0,029		
Итого		4,43	0,77	0,508	0,16	0,92	0,029	0,4	7,217
Состав, %		61,38	10,67	7,04	2,22	12,75	0,4	5,54	100

2.2.10 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.

Потребность в раскислителях и легирующих определяется по формуле

$$G_{\text{фер.}} = \frac{G_{\text{мет.}} \cdot ([X]_{\text{г.м.}} - [X]_{\text{к.о.п.}})}{[X]_{\text{фер.}} \cdot \eta} \cdot 100 \quad (43)$$

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

$[X]_{\text{к.о.п.}}$ – содержание легирующего элемента в металле в конце окислительного периода, % (см. табл. 10),

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

η – коэффициент усвоения легирующего элемента из данного ферросплава.

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

Используя выражение (42), определяем необходимое количество силикомарганца из расчета получения в готовом металле $[Mn]_{\text{г.м.}} = 1,6$. Вес металла $G_{\text{мет}}$ условно принимаем равным весу металла в конце окислительного периода (таблица 12). Принимаем $Mn_{\text{СМн}} = 70,0\%$ (таблица 5), $\eta_{Mn} = 97,0$ (таблица 6).

$$\begin{aligned} G_{\text{СМн20}} &= \frac{G_{\text{мет}} ([Mn]_{\text{г.м.}} - [Mn]_{\text{к.о.п.}})}{[Mn]_{\text{СМн}} \cdot \eta_{Mn}} \cdot 100 = \\ &= \frac{97,608 \cdot (1,6 - 0,153)}{70 \cdot 97} \cdot 100 = 2,08 \text{ кг.} \end{aligned} \quad (44)$$

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

Определяем содержание кремния в металле, внесенного полученным количеством силикомарганца, принимаем $Si_{\text{СМн20}} = 25\%$ (таблица 5):

$$[Si]_{\text{Мет}} = \frac{G_{\text{СМн20}} \cdot [Si]_{\text{СМн20}} \cdot \eta_{\text{Si}}}{G_{\text{мет}} \cdot 100} = \frac{2,08 \cdot 25 \cdot 70}{97,608 \cdot 100} = 0,373\%. \quad (45)$$

Определяем количество феррохрома марки ФХ800Б, необходимого для легирования металла хромом из расчета получения в готовом металле $[Cr]_{г.м.} = 9\%$. Принимаем $Cr_{ФХ800} = 92,0\%$ (таблица 5).

$$G_{ФХ800} = \frac{G_{мет} ([Cr]_{г.м.} - [Cr]_{к.о.н.})}{[Cr]_{ФХ800} \cdot \eta_{Cr}} \cdot 100 = \frac{97,608 \cdot (9 - 0)}{85 \cdot 98} \cdot 100 = 10,55 \text{ кг.} \quad (46)$$

Феррохром вносит в металл некоторое количество кремния. Принимаем $[Si]_{ФХ800} = 1,8\%$, условно принимаем $\eta_{Si} = 70\%$. Определяем полученное в металле содержание кремния при присадке феррохрома

$$[Si]_{мет.} = \frac{G_{ФХ800} \cdot [Si]_{ФХ800} \cdot \eta_{Si}}{G_{мет} \cdot 100} = \frac{10,55 \cdot 1,8 \cdot 70}{97,608 \cdot 100} = 0,136\%. \quad (47)$$

Таким образом, силикомарганец и феррохром внесут в металл кремния $[\Sigma Si]_{мет.} = 0,373 + 0,136 = 0,509\%$.

Расход порошкообразного ферросилиция определяем, исходя из получения в готовом металле $[Si]_{г.м.} = 1,6\%$. При этом принимаем $Si_{ФС75} = 75\%$ (таблица 12), $\eta_{Si} = 50\%$, т.е. 50% кремния ферросилиция расходуется на раскисление (диффузионное), а 50% кремния – на легирование металла.

$$G_{ФС75} = \frac{G_{мет} \cdot ([Si]_{г.м.} - [\Sigma Si]_{мет.})}{Si_{ФС75} \cdot \eta_{Si}} \cdot 100 = \frac{97,608 \cdot (1,6 - 0,509)}{75 \cdot 50} \cdot 100 = 2,84 \text{ кг.} \quad (48)$$

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

$$G_k = g_k \cdot G_{мет} = \frac{1,0 \cdot 97,624}{1000} = 0,097 \text{ кг.} \quad (49)$$

Результаты раскисления шлака периода доводки приведены в таблице 20.

Таблица 20 – Раскисление шлака коксом и ферросилицием

Реакция	Расход раскислителя, кг	Восстанавливается закиси железа, кг	Переходит в металл и остается в шлаке при раскислении, кг
$(FeO) + C_K = [Fe] + \{CO\}$	$G_C = \frac{G_K \cdot [C]_K \cdot K_C^*}{100 \cdot 100} = \frac{0,097 \cdot 82 \cdot 30}{100 \cdot 100} = 0,024$	$G_{FeO}^C = \frac{G_C \cdot M_{FeO}}{M_C} = 0,024 \cdot \frac{72}{12} = 0,14$	$G_{Fe}^C = \frac{G_C \cdot M_{Fe}}{M_C} = 0,024 \cdot \frac{56}{12} = 0,11$
$2(FeO) + Si_{\text{фс}} = 2[Fe] + (SiO)_2$	$G_{Si} = \frac{G_{\text{фс75}} \cdot Si_{\text{фс75}} \cdot \eta_{Si} \cdot K_{Si}^{**}}{100 \cdot 100 \cdot 100} = \frac{2,84 \cdot 75 \cdot 50 \cdot 30}{100 \cdot 100 \cdot 100} = 0,32$	$G_{FeO} = \frac{G_C \cdot M_{FeO}}{M_{Si}} = \frac{0,32 \cdot 72}{28} = 0,823$	$G_{Fe}^{Si} = \frac{G_{Si} \cdot 2M_{Fe}}{M_{Si}} = 0,32 \cdot \frac{112}{28} = 1,28$
		$\Sigma FeO = 0,963$	$\Sigma Fe = 1,39$
			$G_{SiO_2} = \frac{G_{Si} \cdot M_{SiO_2}}{M_{Si}} = 0,318 \cdot \frac{60}{28} = 0,681$

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 $K_{Si}^{**} = 30\%$.

Уточненный состав шлака периода доводки определяем, используя данные таблиц 13 и 14. Уточненный состав шлака приведен в таблице 15.

Таблица 21 – Уточненный состав шлака периода доводки

Источники поступления	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Предварительный состав шлака (таблица 19)	4,43	0,77	0,508	0,16	0,92	0,029	0,4	7,217
Образовалось в шлаке		0,857						
Итого	4,43	1,627	0,508	0,16	0,92	0,029	0,4	8,074

По практическим данным за 2–3 мин до окончания доводки в металл вводят алюминий в количестве 0,5 – 0,6 кг/т. Принимаем расход алюминия (g_{Al}) равным 0,6 кг/т:

$$G_{Al} = g_{Al} \cdot G_{мет} = \frac{0,6 \cdot 97,608}{1000} = 0,059 \text{ кг.}$$

Количество основных элементов, вносимых раскислителями и легирующими, приведено в таблице 16.

Таблица 22 – Количество элементов, вносимых ферросплавами

Ферросплав	Si	Mn	Cr	Fe
СМн 20	$\frac{G_{СМн} \cdot [Si]_{СМн} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} = \frac{2,08 \cdot 25 \cdot 70}{100 \cdot 100} = 0,364$	$\frac{G_{СМн} \cdot [Mn]_{СМн} \cdot \eta_{Mn}}{100 \cdot 100} = \frac{2,08 \cdot 70 \cdot 97}{100 \cdot 100} = 1,412$	–	$\frac{G_{СМн} \cdot [Fe]_{СМн}}{100} = \frac{2,08 \cdot 3,87}{100} = 0,08$
ФС75	$\frac{G_{ФС} \cdot [Si]_{ФС} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} = \frac{2,83 \cdot 75 \cdot 50}{100 \cdot 100} = 1,061$	Не учитываем	–	$\frac{G_{ФС} \cdot [Fe]_{ФС}}{100} = \frac{2,83 \cdot 24,13}{100} = 0,623$
ФХ 800Б	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Si]_{ФХ} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} = \frac{10,55 \cdot 1,8 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 0,123$	–	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Cr]_{ФХ} \cdot \eta_{Cr}}{100 \cdot 100} = \frac{10,55 \cdot 85 \cdot 98}{100 \cdot 100} = 8,79$	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Fe]_{ФХ}}{100} = \frac{9,74 \cdot 6,2}{100} = 0,6$
	1,539 кг	1,412 кг	8,78 кг	2,083 кг

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

2.2.11 Определение состава готового металла

При расчете шихтовки по углероду было определено, что $\Delta C_{акп} = 0,267$ %. Что соответствует

$$G_{C_{акп}} = \frac{G_{мет} \cdot \Delta C_{акп}}{100} = \frac{97,608 \cdot 0,267}{100} = 0,261 \text{ кг} \quad (50)$$

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



Из металла окислится железо в количестве (G_{Fe}):

$$G_{\text{Fe}} = \frac{G_{\text{FeO}} \cdot M_{\text{Fe}}}{M_{\text{FeO}}} = \frac{0,508 \cdot 56}{72} = 0,4. \quad (52)$$

2.2.12 Определение расхода шихтовых материалов на 1 т. стали

$$g_{\text{ш.м.}} = \frac{G_{\text{ш.м.}} \cdot 1000}{G_{\text{г.м.}}} \quad (53)$$

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

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

Металлический лом	$\frac{85,06 \cdot 1000}{114,737} = 741,38 \text{ кг.}$
Кокс	$\frac{(0,19 + 0,097) \cdot 1000}{114,737} = 2,5 \text{ кг.}$
Известь	$\frac{(1,95 + 4,82) \cdot 1000}{114,737} = 59,24 \text{ кг.}$
Кварцит	$\frac{0,587 \cdot 1000}{114,737} = 5,12 \text{ кг.}$
Шамот	$\frac{0,96 \cdot 1000}{114,737} = 8,37 \text{ кг.}$
Плавиновый шпат	$\frac{0,96 \cdot 1000}{114,737} = 8,37 \text{ кг.}$
Никель	$\frac{8 \cdot 1000}{114,737} = 69,72 \text{ кг.}$
Газообразный технический кислород	

$$\frac{1,653 \cdot 1000}{114,737} = 14,41 \text{ кг.}$$

$$\text{Железная руда} \quad \frac{1,896 \cdot 1000}{114,737} = 16,52 \text{ кг.}$$

$$\text{Силикомарганец} \quad \frac{2,08 \cdot 1000}{114,737} = 18,13 \text{ кг.}$$

$$\text{Ферросилиций} \quad \frac{2,84 \cdot 1000}{114,737} = 24,75 \text{ кг.}$$

$$\text{Феррохром} \quad \frac{10,55 \cdot 1000}{114,737} = 91,95 \text{ кг.}$$

$$\text{Алюминий} \quad \frac{0,059 \cdot 1000}{114,737} = 0,51 \text{ кг.}$$

$$\text{Ферромolibден} \quad \frac{6,75 \cdot 1000}{114,737} = 58,83 \text{ кг.}$$

Таблица 23 – Состав готового металла

Источник Поступления	Элемент										
	C	Si	Mn	Ni	P	Cu	Cr	S	Mo	Fe	Σ
Количество элементов в конце окислительного периода, кг	0,111	0	0,149	8	0,013	0,033	–	0,039	4,05	87,287	
Внесено элементов ферросплавами, кг	0,261	1,548	1,412	–	–	–	8,79	–	–	2,083 1,39	
Удалено в период доводки, кг	–	–	–	–	–	–	–	0,029	–	0,4	
Итого	0,372	1,548	1,561	8	0,013	0,033	8,79	0,01	4,05	90,36	114,737
Состав, %	0,324	1,349	1,36	7	0,011	0,028	7,66	0,009	3,53	78,75	100

2.3 Расчет оборудования цеха

2.3.1 Расчет оборудования печного отделения

2.3.1.1 Расчет количества печей

Расчёт количества печей в цехе ведётся по формуле:

$$Z = \frac{100 \cdot Q_{ц} \cdot T}{24 \cdot \Phi \cdot M \cdot B}, \quad (48)$$

где $P_{ц}$ – годовая производительность цеха (литых заготовок или слитков), т;

T – средняя продолжительность плавки, г;

Φ – фонд времени работы печи сут/год;

M – масса одной плавки по жидкому металлу, т;

B – выход годного по цеху, %;

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

Средняя продолжительность плавки (T) складывается из следующих стадий:

$$T = t_{запр} + t_{зав} + t_{эл} + t_{распл} + t_{ок} + t_{дов} + t_{вып}, \quad (49)$$

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

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

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

Продолжительность операции доводки ($t_{дов}$) принимаем равной 6 мин.

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

Продолжительность расплавления при включенной печи рассчитывается по формуле:

$$t_{вкл} = \frac{W_{эл} \cdot \eta_{ит} \cdot \eta_{эл} + P_{пот} \cdot t_{выкл}}{P_{ср} \cdot \eta_{ср} \cdot b / G - P_{пот} + W_{ткг} + W_{к}}, \quad (50)$$

где $W_{эл}$ – фактический удельный расход электроэнергии на расплавление завалки в печах от 3 до 100 т на плавках конструкционных марок ста-

лей принимается 420 кВт·ч/т переводим в МДж из 1кВт·ч = 3,6 МДж, тогда $420 \cdot 3,6 = 1512$ МДж.

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

$\eta_{ит}$ – коэффициент, учитывающий полноту использования тепловой энергии на нагрев, плавление и перегрев над ликвидусом металла и шлака для печей вместимостью 50 т = 0,77.

$P_{пот}$ – мощность тепловых потерь на 1 т металлошихты на расплавление для 50 - тонной печи = 120 МДж/т-ч.

$P_{ср}$ – средняя активная мощность, подаваемая в печь при расплавлении для печей нормальной мощности $P = 0,7S$, S – установленная мощность трансформатора, принимаем 58,3 МВА, тогда с учётом перевода в МДж: $0,7 \cdot 58,3 \cdot 3600 = 146916$ МДж:

G – масса жидкого металла, 50 т.

B – выход жидкого металла. Составляем пропорцию относительно 50 тонн: на 50 т. приходится 57 т. лома, а на B приходится 1 т. лома, следовательно:

$$B = \frac{50}{57} = 0,87 \text{ т.}$$

W_k – энергия, выделяющаяся при окислении компонентов шихты газообразным кислородом, определяется из соотношения:

$$W_k = Q \cdot V,$$

где Q – энергия, выделяющаяся при вдувании 1 м³ кислорода; принимаем равной 10 МДж/м³;

V – удельный расход кислорода принимаем 25 м³/т, тогда:

$$W_k = 10 \cdot 25 = 250 \text{ МДж/т};$$

$W_{ткг}$ – дополнительная энергия, вносимая при сжигании топлива с помощью топливно-кислородных горелок, определяется из соотношения:

$$W_{ткг} = Q_p \cdot V_{пр.г},$$

где Q_p – теплотворная способность природного газа, равная 34 МДж/м³;

$V_{пр.г}$ – расход природного газа на уровне 6–8 м³/т. Тогда

$$W_{тгк} = 35 \cdot 8 = 280;$$

$$t_{вкл} = \frac{1512 \cdot 0,9 \cdot 0,77 + 120 \cdot 0,083}{146916 \cdot 0,9 \cdot 0,87 / 50 - 120 + 280 + 250} = 0,39 \text{ часа.}$$

Находим: $t_{распл} = 23 + 5 = 28$ мин.

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

Продолжительность выпуска ($t_{вып}$) из 50-т печи, оборудованной эркерным выпуском металла, принимается равным 1,5 мин.

Подставляем значения:

$$T = 5 + 5 + 5 + 29 + 6 + 15 + 1,5 = 70,5 \text{ мин.} = 1,092 \text{ ч.}$$

Подставляем значения:

$$Z = \frac{100 \cdot 300000 \cdot 1,092}{24 \cdot 320 \cdot 50 \cdot 87} = 0,98.$$

Принимаем 1 печь.

2.3.1.2 Расчёт количества кранов печного пролёта

Грузоподъёмность кранов печного пролёта для 50-тонной печи 100\20.

Количество кранов печного пролёта n определяется из соотношения:

$$n = \frac{N \cdot T_{кр} \cdot K}{1440 \cdot \upsilon}, \quad (51)$$

где N – количество плавков по цеху за сутки:

$$N = \frac{\Pi_{ц}}{B \cdot \Phi \cdot M} = \frac{300000}{0,87 \cdot 320 \cdot 50} = 21,55 \text{ шт.};$$

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

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

u – коэффициент использования крана, по нормам ГИПРОМЕЗА принимается равным 0,7.

Задолженность крана печного пролёта складывается из продолжительности следующих видов работ:

t_1 – подъём гружёных бадей с передаточной тележки и их подача к печи 10 мин;

t_2 – загрузка бадей в печь 4 мин;

t_3 – возврат 2-х порожних бадей к проёму и установка их на передаточную тележку 6 мин;

t_4 – подача новых электродов на печь и удаление старых 8 мин;

t_5 – перепуск электродов 5 мин;

t_6 – подача инструмента к печи 5 мин;

t_7 – установка на АКП и вынос сталеразливочного ковша 6 мин;

t_8 – установка и вынос сталеразливочного ковша на вакуум-камеру 8 мин;

T_9 – простои на планово-предупредительные ремонты и осмотры $150/10 = 15$ мин.

$$T_{кр} = 10 + 4 + 6 + 8 + 5 + 5 + 6 + 8 + 15 = 67 \text{ мин. или } 1,12 \text{ часа.}$$

$$n = \frac{21,55 \cdot 67 \cdot 1,2}{1440 \cdot 0,7} = 1,72 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 крана для обслуживания печи и два для обслуживания участка внепечной обработки.

2.3.1.3 Расчёт количества АКП

$$n = \frac{N \cdot T}{1440}, \quad (52)$$

где N – количество плавов в цехе, 21,55;

T – задолженность агрегата на одну плавку, мин.

Задолженность агрегата складывается из:

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

t_2 – продувка аргоном для усреднения ванны 3 мин;

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

t_4 – присадка ферросплавов, вдувание порошков подогреть расплава 20 мин;

t_5 – выдача ковша на разливку стали 5 мин.

$$n = \frac{21,55 \cdot 48}{1440} = 0,72 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 АКЭС.

2.3.1.4 Расчет количества вакуум-камер

Расчет количества агрегатов для конкретного способа обработки проводится по формуле:

$$n = \frac{z \cdot T}{1440 \cdot 2}, \quad (53)$$

где z – количество плавов в цехе, 21,55;

T – задолженность агрегата на одну плавку, мин.

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

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

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

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

неучтенные работы составляют 10 % от учтенных: $T = 50$ мин.

$$n = \frac{10,775 \cdot 50}{1440} = 0,375 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 вакуум-камеру.

2.3.1.5 Расчёт количества шлаковых чаш

По определению количества шлаковых чаш в цехе принимается, что, во-первых, замена чаш под печами производится после каждой плавки, независимо от степени заполнения шлаком; во-вторых, чаши разливочного пролёта отправляются в шлаковое отделение после заполнения не более 80 % их номинального объёма, в-третьих, предусматривается 2 резервные чаши.

Расчёт проводится по формуле:

$$n = \left(z + \frac{N \cdot t_{\text{об}}}{24} \right) \cdot K + \left(\frac{N \cdot M_{\text{ш}} \cdot t_{\text{об}}}{24 \cdot \rho \cdot V \cdot A} \right) + 2, \quad (54)$$

где Z – количество печей;

N – количество плавков по цеху в сутки;

$t_{\text{об}}$ – продолжительность оборота чаш в шлаковый двор, ч;

ρ – плотность шлака, т/м³ ($\rho = 3 \text{ т/м}^3$);

V – номинальный объём шлаковой чаши, м³, $V = 11 \text{ м}^3$;

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

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

$$n = \left(1 + \frac{21,55 \cdot 1}{24} \right) \cdot 1,2 + \left(\frac{21,55 \cdot 3 \cdot 1}{24 \cdot 3 \cdot 11 \cdot 0,8} \right) + 2 = 4,38 \text{ шт.}$$

Принимаем 5 чаш.

2.3.2 Расчёт оборудования шихтового пролёта

2.3.2.1 Расчёт количества мостовых кранов

Расчёт количества кранов приводится по формуле:

$$\Pi = \frac{N \cdot T}{1440 \cdot \eta}, \quad (55)$$

где N – количество плавков в цехе за сутки,
 $\eta = 0,8$ – предельно допустимая нагрузка на кран,
 T – задолженность крана на плавку, мин.

Задолженность крана на плавку зависит от объёма и организации работ в пролёте. Для одной плавки требуется завалка 1 бады, количество плавков в сутки 10.

Количество бадей проходящих через цех за сутки: $1 \cdot 10 = 10$ шт. Примем, что на одном вагоне помещается 3 бады, тогда общее количество подач вертушек за сутки: $\frac{10}{3} = 3,3$.

Задолженность крана на усреднённую плавку складывается из продолжительности следующих работ:

- t_1 – снятие груженых бадей с платформы и установка их на площадки 10 мин;
 - t_2 – установка пустых бадей с площадки на платформу 10 мин;
 - t_3 – подача бадей на передаточную тележку – 5 мин;
 - t_4 – разгрузка ферросплавов и шлакообразующих 30 мин;
 - t_5 – разгрузка электродов и огнеупорных материалов 30 мин;
- Общая продолжительность учтённых работ составляет 85 мин.

Продолжительность неучтённых работ равна 10 % от учтённых. Тогда общая задолженность крана на плавку составит:

$$T = 85 \cdot 1,10 = 93,5 \text{ мин.}$$

Минимально допустимое число кранов:

$$\Pi = \frac{21,55 \cdot 93,5}{1440 \cdot 0,8} = 1,75 \text{ шт.}$$

Принимаем $\Pi = 2$, тогда коэффициент использования крана составит:

$$\eta = \frac{93,5 \cdot 21,55}{1440 \cdot 2} = 0,7$$

2.3.2.2. Расчёт количества бункеров для сыпучих материалов

Объём бункеров для хранения сыпучих материалов определяем по формуле:

$$V_{\text{общ}} = \frac{A_i \cdot P}{Y_i \cdot K}, \quad (56)$$

где A_i – расход материала по цеху за сутки, т/сутки;

P – норма запаса материала;

Y_i – насыпная масса материала в бункере т/м³;

$K=0,8$ – коэффициент заполнения бункера.

Количество бункеров под материал:

$$n_i = \frac{V_i}{V_6}, \quad (57)$$

где $V_6=30\text{м}^3$ – объём одного бункера.

$$A_i = a_i \cdot G \cdot N, \quad (58)$$

где a_i – удельный расход, кг\т;

N – количество плавков по цеху $N = 21,55$;

G – масса одной плавки, $G = 50$ т.

1. Для FeSi 75.

$$A = 24,75 \cdot 21,55 \cdot 50 / 1000 = 26,67 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения FeSi 75:

$$V = \frac{26,67 \cdot 5}{1,5 \cdot 0,8} = 111,13 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под FeSi 75:

$$n = \frac{111,13}{30} = 3,7 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров для FeSi 75 равным 4.

2. Для железной руды.

$$A = 16,52 \cdot 21,55 \cdot 50 / 1000 = 17,8 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения железной руды:

$$V = \frac{17,8 \cdot 5}{2,7 \cdot 0,8} = 41,2 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под железную руду:

$$n = \frac{41,2}{30} = 1,37 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров для железной руды равным 2.

3. Для извести:

$$A = 59,24 \cdot 21,55 \cdot 50 / 1000 = 63,83 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения извести:

$$V = \frac{63,83 \cdot 1}{0,8 \cdot 0,8} = 99,73 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под извести:

$$n = \frac{99,73}{30} = 3,32 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров для извести равным 4.

4. Для СМн:

$$A = 18,13 \cdot 21,55 \cdot 50 / 1000 = 19,54 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения СМн20:

$$V = \frac{19,54 \cdot 5}{2,5 \cdot 0,8} = 48,85 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под СМн20:

$$n = \frac{48,85}{30} = 1,63 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров для СМн равным 2.

5. Для плавикового шпата:

$$A = 16,889 \cdot 21,55 \cdot 50 / 1000 = 18,2 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения плавикового шпата:

$$V = \frac{18,2 \cdot 3}{1,7 \cdot 0,8} = 40,14 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под плавиковый шпат:

$$n = \frac{40,14}{30} = 1,34 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров для плавикового шпата равным 2.

6. Для кокса:

$$A = 2,687 \cdot 21,55 \cdot 50 / 1000 = 2,9 \text{ т/сут.}$$

Объем бункеров для хранения кокса:

$$V = \frac{2,9 \cdot 5}{0,5 \cdot 0,8} = 36,19 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под кокс:

$$n = \frac{36,19}{30} = 1,21 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров для для кокса равным 2.

7. Для кварцита:

$$A = 5,12 \cdot 21,55 \cdot 50 / 1000 = 5,52 \text{ т/сут.}$$

Объем бункеров для хранения кварцита:

$$V = \frac{5,52 \cdot 5}{0,5 \cdot 0,8} = 69 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров для кварцита:

$$n = \frac{69}{30} = 2,3 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров для кварцита равным 3.

8. Для никеля:

$$A = 70,007 \cdot 21,55 \cdot 50 / 1000 = 75,43 \text{ т/сут.}$$

Объем бункеров для хранения никеля:

$$V = \frac{69,72 \cdot 4,5}{3,5 \cdot 0,8} = 112,05 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров для никеля:

$$n = \frac{112,05}{30} = 3,735 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров для никеля равным 4.

9. Для FeCr 800:

$$A = 91,95 \cdot 21,55 \cdot 50 / 1000 = 99,08 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения ФХ800Б:

$$V = \frac{99,08 \cdot 5}{3 \cdot 0,8} = 206,42 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под ФХ800Б:

$$n = \frac{206,42}{30} = 6,88 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров для равным 7.

Суммарное количество бункеров для шлакообразующих и ферросплавов составляет: $\Sigma N_6 = 30$ шт.

2.3.2.3 Расчёт количества автоскrapовозов

Количество автоскrapовозов определяет число бадей в цехе, так как число бадей равно числу автоскrapовозов и плюс одна или две резервных ба-
дья.

Расчет количества автоскrapовозов проводится по формуле:

$$C = \frac{N \cdot T}{1440}, \quad (59)$$

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

T – задолженность автоскrapовозов на плавку, мин.

Общая продолжительность операций зависит от того, во сколько приемов (B) приходится делать загрузку шихты на плавки.

$$B = \frac{\left(\frac{M_1}{Y_1} + \frac{M_2}{Y_2} \right)}{V \cdot K}, \quad (60)$$

где M – масса лома, загруженного из бункеров и из контейнеров при кор-
ректировке, т;

Y – соответствующая насыпная плотность, т/ м³;

V – объем бадья, м³;

$K = 0,8 - 0,9$ – коэффициент заполнения бадьи.

$$B = \frac{\left(\frac{8}{3,3} + \frac{45}{1,1}\right)}{10 \cdot 0,9} = 4,81.$$

Принимаем 5 приемов.

Продолжительность переезда автосcrapовоза к проему в рабочей площадке и обратно равно:

$$T_1 = \frac{2 \cdot B \cdot L}{\omega}, \quad (61)$$

где L – расстояние от места загрузки бадьи до проема в рабочей площадке, м;

ω – скорость автосcrapовоза, м/мин.

$$T_1 = \frac{2 \cdot 2 \cdot 800}{250} = 32 \text{ мин.}$$

Время на разгрузку содержимого бадьи в печь (T_2) складывается из времени подъема бадьи, доставки ее к печи, собственно разгрузки бадьи и отправки порожней бадьи на автосcrapовоз.

$$T_2 = 32 + 3 + 5 = 40 \text{ мин.}$$

Время загрузки бадьи в ОПЛ составляет 5 мин.

Отсюда задолженность автосcrapовозов на плавку будет составлять:

$$T = 8 + 40 + 5 = 53 \text{ мин.}$$

Отсюда количество автосcrapовозов составит:

$$C = \frac{21,55 \cdot 53}{1440} = 0,79 \text{ шт.}$$

Принимаем количество автосcrapовозов $C = 1$.

2.3.3 Расчёт оборудования разливного пролёта

2.3.3.1 Определение производительности и основных параметров

МНЛЗ

Годовая производительность МНЛЗ (т/год литых заготовок) рассчитывается по формуле:

$$P = \frac{1440 \cdot M}{n \cdot T_1 + T_2} \cdot n \cdot K_b \cdot \Phi, \text{ т/год} \quad (62)$$

где M – масса плавки, 50 т;

n – число плавков в серии при разливки методом «плавка на плавку», 1 плавка;

T_1 – продолжительность разливки одной плавки, мин.;

T_2 – продолжительность подготовки машины к приёму следующей серии плавков, мин., принимаем 60 минут согласно нормам технического процесса;

K_b – выход годных литых заготовок. Представляет собой отношение массы годных литых заготовок к массе разлитого жидкого металла:

$$K = \frac{(M - \Pi)}{M}, \quad (63)$$

где Π – отходы металла при разливке, образующие за счёт головной и хвостовой обрезки, скрапа в промковше, потерь при газорезке слитка на мерные заготовки, окисления поверхности слитка и за счёт аварийного скрапа.

Длину головной обрезки на один ручей принимаем равной 300 мм, тогда масса головной обрезки на плавку составит $0,3 \cdot 1 \cdot 1365 = 409,5$ кг,

1365 – масса (кг) погонного метра заготовки сечением 250×750 мм.

Длину хвостовой обрезки с учетом усадки металла в конце кристаллизации принимаем равной 700 мм, тогда масса хвостовой обрезки на одну плавку составит:

$$0,7 \cdot 1 \cdot 1365 = 1911 \text{ кг.}$$

Скрап в промковше рассчитывается из условия его образования в количестве 2 кг/т жидкого. В таком случае масса скрапа равна $2 \cdot 50 = 100$ кг.

Потери на газорезку рассчитываем, приняв толщину реза 10 мм, при этом потери металла на шлам при длине мерной заготовки, 2 м составят 0,5 %, масса металла в шламе составит:

$$\frac{50000 \cdot 0,5}{100} = 250 \text{ кг.}$$

Масса аварийного скрапа (при норме 5 кг/т жидкого) составит:

$$5 \cdot 50 = 250 \text{ кг.}$$

Потери металла из-за окисления поверхности горячего слитка воздухом при норме 2 кг/т жидкого составят:

$$2 \cdot 50 = 100 \text{ кг.}$$

Общая масса отходов составит, т:

$$409,5 + 955,5 + 100 + 250 + 250 + 100 = 3430 \text{ кг} = 2,065 \text{ т.}$$

Выход годного:

$$\frac{100 - 2,065}{100} = 0,979.$$

или 97,9 %.

Ф – фонд времени работы МНЛЗ, 320 сут/год.

Продолжительность разливки одной плавки (T_1) рассчитывается по формуле:

$$T_1 = \frac{1000 \cdot M}{v \cdot n_p \cdot m \cdot K_p}, \quad (64)$$

где M – масса плавки,

v – нормальная скорость разливки, м/мин. Находится из формулы:

$$V = \frac{K \cdot (1 + \bar{b}/a)}{\bar{b}}, \quad (65)$$

где $K = 0,22$ – коэффициент учитывающий марку стали и вид литых заготовок;

$a = 0,75$ м – размеры заготовок;

$\bar{b} = 0,25$ м – ширина слитка;

$$V = \frac{0,22 \cdot \left(1 + \frac{0,75}{0,25}\right)}{0,25} = 3,52 \text{ м/мин.}$$

n_p – количество ручьев, 1;

m – масса погонного метра заготовки, кг;

$K_p = 0,8$ – коэффициент, учитывающий непредвиденные потери времени при разливке;

Находим:

$$T_1 \frac{1000 \cdot 50}{3,52 \cdot 1 \cdot 1365 \cdot 0,8} = 13,01 \text{ мин.}$$

Данная продолжительность меньше максимальной 60 мин.

Подставляем все значения в формулу (62):

$$P = \frac{1440 \cdot 50}{1 \cdot 13,01 + 60} \cdot 1 \cdot 0,979 \cdot 320 = 308946 \text{ т/год.}$$

Количество МНЛЗ рассчитывается из соотношения:

$$n = \frac{Q_{ц}}{P}, \quad (66)$$

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

P – производительность МНЛЗ, т/год.

$$n = \frac{300000}{308946} = 0,971 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 МНЛЗ.

2.3.3.2 Расчёт количества сталеразливочных ковшей

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

$$n = \frac{N \cdot T_1}{1440} + \frac{N \cdot T_2}{24 \cdot m} + 2, \quad (67)$$

где N – число плавов в цехе за сутки, шт;

m – средняя стойкость рабочей футеровки ковша. Принимаем m равной 35 плавов;

T_1 – задолженность ковша на плавку, мин;

t_1 – ожидание выпуска металла, включая захват ковша на стенде для сушки 5 мин;

t_2 – выпуск металла 5 мин;

t_3 – измерение температуры, выдержка и подача ковша к составу для разливки 10 мин;

t_4 – задолженность АКОСа на одну плавку, 48 мин;

t_5 – 8/10 задолженности вакуум-камеры, 38,4 мин;

t_6 – продолжительность разливки на МНЛЗ для одной плавки, 11,68 мин.

$$T_1 = 5 + 5 + 10 + 48 + 38,4 + 13,01 = 119,41 \text{ мин};$$

T_2 – продолжительность холодного ремонта, включая ломку футеровки её кладку и сушку, 40 мин;

t_1 – слив шлака из ковша 5 мин;

t_2 – охлаждение ковша 100 мин;

t_3 – текущий ремонт ковша 40 мин;

t_4 – установка шиберного затвора 15 мин;

t_5 – сушка ковша 70 мин.

$$T_2 = 40 + 5 + 100 + 40 + 15 + 70 = 270 \text{ мин};$$

$$n = \frac{21,55 \cdot 119,41}{1440} + \frac{21,55 \cdot 270}{24 \cdot 35} + 2 = 10,98.$$

Принимаем 11 ковшей.

2.3.3.3 Расчёт количества разливочных кранов

Количество кранов разливочного участка определяем по формуле

$$N_p = \frac{z \cdot T}{1440 \cdot \eta}, \quad (68)$$

где z – количество плавков по цеху в сутки ($z = 21,55$ плавков),

T – задолженность основных крановых операций, мин,

η – предельно допустимая нагрузка на кран ($\eta = 0,8$).

Задолженность крана на одну плавку T складывается из продолжительности следующих операций:

t_1 – ожидание выпуска плавки 15 мин,

t_2 – выпуск стали в ковш 5 мин,

t_3 – измерение температуры металла в ковше 3 мин,

t_4 – внепечная обработка, с учётом времени передачи ковша на агрегат внепечной обработки и времени передачи ковша с агрегата внепечной обработки на разливочный участок 56,1 мин;

t_5 – ожидание ковша после разливки 5 мин,

t_6 – слив шкала и установка на стенд 10 мин,

Неучтенные операции:

$$0,1 \cdot \sum_{i=1}^6 T_i = 15+5+3+56,1+5+10 = 10 \text{ мин.}$$

Итого задолженность крана:

$$T = 15+5+3+56,1+5+10+10 = 105 \text{ мин.}$$

Определяем необходимое количество кранов:

$$N_p = \frac{21,55 \cdot 105}{1440 \cdot 0,8} = 1,96 \text{ шт.}$$

Принимаем количество кранов разливочного участка равным:

$$N_p = 2 \text{ шт.}$$

2.3.3.4 Расчёт количества промежуточных ковшей

Количество промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n = \frac{T \cdot N}{24 \cdot C_t} + 1, \quad (69)$$

где T – продолжительность ремонта футеровки ковша:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8 + t_9 + t_{10}, \quad (70)$$

где t_1 – смены ковша на МНЛЗ, 0,05ч.;

t_2 – охлаждение футеровки, 3 часа;

t_3 – выдавливание стакана, 0,5 часа;

t_4 – ломка футеровки, 0,5 часа;

t_5 – кладка арматурного слоя футеровки, 1 часа;

t_6 – выполнение наливной футеровки, 2,5 часов;

t_7 – сушка футеровки, 14 часов;

t_8 – установка гнездового кирпича, сталеразливочных стаканчиков, 1 час;

t_9 – разогрев футеровки, 3 часа;

t_{10} – крановые операции по перестановки и транспортировки ковша, 0,4 часа.

$$T=0,05+3+0,5+0,5+1+2,5+14+1+3+0,4=25,95 \text{ часа.}$$

$$n = \frac{25,95 \cdot 21,55}{24 \cdot 8} + 1 = 3,91.$$

Принимаем 4 промежуточных ковшей.

N – число плавов в цехе за сутки, шт.;

$C_t = 8$ – стойкость промежуточных ковшей с наливной футеровкой;

2.3.3.5 Расчёт количества стенов для сушки промежуточных ковшей

Количество стенов для сушки футеровки промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{T \cdot N}{24 \cdot C_t}, \quad (71)$$

где T – время сушки ковша на стенде, 12 часа;

N – количество плавов в цехе за сутки;

C_t – стойкость промежуточного ковша, которая составляет 8 плавов.

$$n_c = \frac{12 \cdot 21,55}{24 \cdot 8} = 1,35 \text{ стенов.}$$

Принимаем $n = 2$ стенов.

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

$$n_{л.ф.} = \frac{0,5 \cdot 21,55}{24 \cdot 8} = 0,056.$$

Принимаем 1 стенд для ломки футеровки ковшей.

$$n_{кл.ф.} = \frac{1 \cdot 21,55}{24 \cdot 8} = 0,11.$$

Принимаем 1 стенд для кладки футеровки ковшей.

3 Результаты проведенного исследования

3.1 Технология выплавки стали марки 30X9H8M4Г2С2

Технология плавки стали 30X9H8M4Г2С2 в дуговой печи определяется составом выплавляемой стали и предъявляемыми к ней требованиями, а также качеством шихты.

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

Плавка высококачественной стали на свежей шихте включает следующие этапы:

- 1) подготовка к плавке
- 2) загрузка шихты;
- 3) период плавления;
- 4) окислительный период и выпуск;
- 5) период доводки металла. Внепечная обработка;
- 6) разливка.

Проведение всех периодов плавки позволяет глубоко очистить металл от вредных примесей – фосфора и серы. Окисление углерода в окислительный период вызывает кипение ванны и способствует дегазации

металла – удалению растворённых в нём водорода и азота, а также неметаллических включений.

Шихтовые материалы. Для получения стали 30X9H8M4Г2C2 в электропечи необходимы следующие шихтовые материалы: металлическая часть, шлакообразующие, окислители, добавочные материалы (раскислители и легирующие) и науглероживатели.

Металлическая часть. Нелегированный (углеродистый) лом не должен быть загрязнён цветными металлами, особенно медью и мышьяком, которые практически полностью переходят их шихты в металл и могут оказать существенное влияние на его свойства. Содержание меди в шихте составляет 0,03 %, что является допустимой нормой. Содержание фосфора не превышает 0,05 %, иначе необходимо будет провести длительный окислительный период.

Для выплавки стали в завалку лома в печь осуществляют мостовым краном грузоподъемностью 100 тонн в течении 2–3 минут. Удельный расход углеродистого лома составляет 741,38 кг/т.

Шлакообразующие. При выплавке стали 30X9H8M4Г2C2 в дуговой печи для образования основного шлака используется известь, плавиковый шпат и кварцит. Содержание серы в известняке, как правило, низкое.

Известь в окислительный период подаётся в количестве 4,82 кг.

Для разжижения шлака используются плавиковый шпат и кварцит. Расход плавикового шпата составляет 0,96 кг, кварцита – 1,95.

Окислители. Для интенсификации окислительных процессов в металл необходимо вводить кислород. Источниками кислорода является железная руда в количестве 1,896 кг, также применяется газообразный технический кислород – 1,683 кг. Присадка руды небольшими порциями обеспечивает длительное равномерное кипение металла без повышения его температуры, так как присаживаемая руда постоянно охлаждает металл. Это имеет особое значение для эффективного удаления фосфора.

Раскислители и легирующие. Для раскисления и легирования применяют раскислители и легирующие в чистом виде или в виде сплавов с железом или друг с другом. Для раскисления и легирования применяются металлический алюминий (0,059 кг) и никель (8 кг), а также такие ферросплавы, как ферросилиций (2,84 кг), феррохром (10,55 кг), ферромolibден (6,75 кг), силикомарганец (2,08 кг). Из-за большого химического сродства к кислороду такие элементы, как молибден и никель, можно подавать сразу в завалку, так как они в процессе расплавления не выгорают.

Науглероживатели. К числу науглероживателей принадлежат материалы, содержащие углерод и используемые для увеличения содержания углерода в металле. Они входят в состав шихты. Для науглероживания металла используется главным образом кокс в количестве 0,19 кг. Он подаётся в печь вместе с шихтой. Кокс удовлетворяет необходимым требованиям, а именно: низкое содержание вредных примесей, главным образом, серы, и вносит малое количество золы.

3.1.1 Подготовка к плавке

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

Сразу же после выпуска плавки печь необходимо очистить от остатков металла и шлака. Систематическое накопление остатков шлака на подине приводит к её зарастанию и уменьшению объёма ванны, в результате чего уровень зеркала металла поднимается, а это затрудняет ведение

процесса (металл труднее перемешать, печь нельзя наклонять для схода шлака самотёком) и увеличивает опасность прорыва металла через откосы или порог рабочего окна. Кроме того, шлак, смешиваясь с заправочными материалами, понижает их огнеупорность и способствует размягчению футеровки при высоких температурах.

Повреждённые участки футеровки заправляют сухим магнезитовым порошком, а места наибольших повреждений – порошком, смоченным в жидком стекле. Наиболее пригоден для заправки специальный мелкозернистый порошок при размере зерна до 1,5 мм без включений извести и доломита. Для заправки печи, в которой выплавляют хромистые стали, в состав заправочных смесей может входить хромистая руда и молотый хромомagneзитовый кирпич. После значительного ремонта подины для её закрепления следует провести плавку без окисления при сравнительно низкой тепловой нагрузке. После заправки тщательно осматривают стены и свод печи и, если требуется, то проводится необходимый ремонт. При назначении марки стали для выплавки учитывается состояние футеровки печи. К концу её кампании нельзя назначать выплавку стали, осуществляемую с повышенной тепловой нагрузкой, как по температурному режиму, так и по продолжительности. При значительном расхождении составов предыдущей и предстоящей плавки назначается плавка промежуточного состава. Выплавка легированной конструкционной стали осуществляется, начиная с третьей, а стали ответственного назначения – с пятой плавки после полного ремонта стен печи.

3.1.2 Загрузка шихты

Загрузка шихты осуществляется сверху при помощи загрузочных бадей. Вся шихта загружается в один приём, длительность загрузки составляет 5–10 мин. Быстрая загрузка позволяет сохранять тепло, аккумулированное кладкой печи, в результате чего сокращается

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

Такая последовательность загрузки бадьи обеспечивает плотную укладку шихты в печи, что очень важно для стабильного горения дуг. Введённые в завалку неокисляющиеся элементы, молибден и никель – должны быть так расположены, чтобы был наименьший их угар. Содержание углерода в шихте не должно превышать 0,5 % выше верхнего предела встали марки 30X9H8M4Г2С2 и аналогичных высоколегированных марках. При недостаточном количестве в шихте углерода вводят либо чугун, либо электродный бой.

3.1.3 Период плавания

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

Работа на самой высокой ступени напряжения в период плавания целесообразна по двум причинам. Во-первых, чем выше напряжение, тем при

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

После полного расплавления шихты отбирают пробу металла на полный химический анализ и на 3/4 скачивают шлак, вместе с которым удаляется значительная часть окислившегося фосфора. В случае получения в первой пробе низкого содержания углерода, шлак скачивают начисто, и используя кокс, производят науглероживание металла. Затем в печь присаживают известь с плавиковым шпатом и после их растворения приступают к окислительному периоду.

3.1.4 Окислительный период и выпуск

В окислительный период необходимо реализовать следующие основные мероприятия:

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

4) привести ванну в стандартное по окисленности состояние.

Одновременно окисляются и другие примеси: углерод, кремний, марганец, хром. 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.

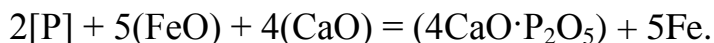
Для контроля за ходом окислительных процессов регулярно через 5–15 мин отбирают пробы металла, в которых проверяют содержание фосфора и углерода. Правильно организованный температурный режим окислительного периода, постоянное обновление шлака при поддержании его основности в пределах 2,7–3 и высоком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

Кроме режима фосфора, в окислительный период регламентируется режим углерода. 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.

Важная особенность этого периода – процесс дефосфорации. Процесс дефосфорации в окислительном периоде выглядит следующим образом:



Для этого процесса необходимо соблюдать следующие условия:

- 1) окислительная среда, высокая активность FeO;
- 2) высокая основность шлака;
- 3) невысокая температура, в противном случае будет выполняться обратный процесс – рефосфорация.

Для поддержания высокой активности и основности в печь вводят железную руду и известняк.

Для предотвращения процесса рефосфорации раскисление проводится в АКП, а попадание шлака в металл исключается благодаря особенностям конструкции печи.

На дно ковша перед выпуском металла по труботечкам подаются шлакообразующие. При взаимодействии металла со шлакообразующими образуется шлаковый слой, который защищает металл от вторичного окисления.

3.1.5 Период доводки металла. Внепечная обработка

Основными задачами внепечной обработки являются:

- 1) раскисление металла;
- 2) удаление серы;
- 3) корректировка химического состава металла;
- 4) регулирование температуры металла;
- 5) подготовка к разливке.

Внепечная обработка является неотъемлемым элементом технологии производства стали в дуговых электропечах. С помощью внепечной

обработки можно гомогенизировать расплав по химическому составу и температуре, получать сталь с узкими пределами содержания её компонентов, модифицировать неметаллические включения.

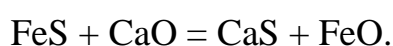
Вначале этого периода содержание углерода составляет на 0,03–0,09 % меньше нижнего предела в готовой стали. Универсальным агрегатом внепечной обработки стали является агрегат ковш-печь. На нем выполняются все технологические операции: раскисление, легирование, десульфурация, подогрев металла, продувка нейтральным газом (как правило, аргон).

Ёмкостью, в которой находится металл в течение всего технологического цикла, служит сталеразливочный ковш.

После выпуска плавки ковш с металлом краном транспортирует под крышку ковш-печи.

Продувка нейтральным газом, является неотъемлемым элементом рафинирования стали в ковше. Это приводит к некоторому снижению содержания водорода, азота и кислорода за счёт флотации и выноса восходящими потоками металла оксидных включений.

Главная задача этого периода – удаление серы. Процесс описывается следующей реакцией:



Для протекания процесса десульфурации необходимо придерживаться следующих условий:

- 1) высокая основность;
- 2) жидкоподвижность шлака;
- 3) высокая температура;
- 4) скачивание шлака.

Для придания высокой основности и жидкоподвижности в металл добавляют известь и плавиковый шпат соответственно.

3.1.6 Разливка стали

Разливка ведётся на радиальной МНЛЗ.

Этот способ состоит в том, что жидкий металл непрерывно заливается в верхнюю часть водоохлаждаемой формы – кристаллизатор, постепенно затвердевает и охлаждается, проходя вдоль всей технологической оси.

Жидкая сталь из разливочного ковша поступает в промежуточный ковш, который предназначен для снижения и стабилизации ферростатического давления и динамического напора струи, отделения шлака и стабилизации температуры перед кристаллизатором. Промежуточный ковш также распределяет металл в кристаллизаторы в зависимости от количества ручьев. Далее сталь попадает в водоохлаждаемый кристаллизатор, где происходит начальное формирование непрерывного слитка. Перед началом разливки в кристаллизатор вводят так называемую затравку, которая является дном кристаллизатора на начальной стадии разливки.

Сформировавшийся в кристаллизаторе слиток с затвердевшей оболочкой попадает в зону вторичного охлаждения, где проводится его дальнейшее охлаждение с помощью водяных форсунок или другими способами. Зона вторичного охлаждения представляет собой рольганг с системой водяных форсунок. Далее расположен механизм периодического вытягивания слитка. Механизм перемещает слиток вперед на 20-50 мм, затем возвращается назад, после чего цикл повторяется; во время обратного движения механизма слиток остается неподвижным, либо несколько осаживается назад.

Подробное описание процесса разливки, а также принцип действия МНЛЗ приведены в разделе 3.2.

3.2 Оборудование для разливки стали

Оборудованием для разливки стали служит МНЛЗ радиального типа.

Непрерывная разливка стали на МНЛЗ состоит в том, что жидкий металл непосредственно из промковша непрерывно заливается в верхнюю часть водоохлаждаемого кристаллизатора, в который предварительно вводят затравку того же поперечного сечения, что и слиток. Верхний торец затравки служит дном для первых порций металла. По мере затвердевания отливаемая заготовка с помощью тянущих механизмов вытягивается вниз.

Непрерывная разливка стали для отливки сортовых и листовых заготовок характеризуется следующими технико-экономическими преимуществами по сравнению с производством заготовок из слитков:

1) значительно сокращается расход металла на тонну готовой продукции (с 12–25 до 3–5 %) в результате уменьшения отходов донной и головной частей слитков;

2) улучшаются условия труда в разливочном пролете, поскольку отпадает выполнение тяжелых работ по подготовке изложниц к разливке, раздеванию слитков и др.;

3) процесс подготовки и разливки на машинах непрерывной литья заготовок (МНЛЗ) является механизированным и в значительной степени автоматизированным вплоть до резки и уборки заготовок;

4) при непрерывной разливке стали уменьшаются капитальные и эксплуатационные затраты в связи с отсутствием надобности в обжимных станах.

5) механизация и автоматизация процесса на МНЛЗ обеспечивает постоянство условий производства и повышение производительности труда примерно на 20-25% по сравнению с цехами, где сталь разливают в слитки.

В связи с этими преимуществами непрерывная разливка стали интенсивно развивается и внедряется во всех странах мира.

Жидкий металл, подаваемый на МНЛЗ в промковшах, поступает в водоохлаждаемый кристаллизатор. Промежуточный ковш предотвращает попадание жидкого шлака в кристаллизатор, обеспечивает возможность более плавного и точного регулирования скорости разливки. Для

регулирования скорости разливки промежуточный ковш оборудуют стопорными механизмами, число которых определяется количеством одновременно заполняемых кристаллизаторов (1-6). Соответственно машина непрерывного литья заготовок может быть одно-, двухручьевой и т. д.

Конструкция и режим зоны вторичного охлаждения МНЛЗ должны обеспечивать, с одной стороны, достаточно быстрое затвердевание слитка, с другой – охлаждение, которое протекает достаточно медленно, чтобы избежать образования трещин. В качестве охлаждения применена ролико-форсуночная конструкция, в которой предусмотрены форсунки для механического распыления воды с регулированием ее подачи и ролики в зоне вторичного охлаждения, обеспечивающие равномерное распределение воды по поверхности слитка и предохраняющие в то же время грани слитка от раspiраия, что особенно важно при непрерывной разливке слитков большого сечения.

Обычно зону вторичного охлаждения МНЛЗ делят на несколько секций с различным расходом воды. Общий расход воды на вторичное охлаждение заготовок сечением сечением 250x750 мм 65–80 м³/ч.

Продвижение слитка, при непрерывной разливке стали, через машину непрерывного литья заготовок осуществляется с помощью тянущих валков, расположенных в одной или двух клетях. Обжатия слитка в тянущих клетях не происходит.

По мере опускания нижнего полностью затвердевшего конца слитка от него периодически отрезаются заготовки заданной длины с помощью кислородно-газовых резаков. Заготовки подаются на уровень пола цеха либо по наклонному транспортеру, либо вертикальным лифтом.

4 Социальная ответственность

4.1 Анализ условий труда

Выбор площадки для строительства металлургических предприятий и размещение на них зданий и сооружений произведено в соответствии с требованиями СП 2.2.1.1312-03 «Гигиенические требования к проектированию вновь строящихся и реконструируемых промышленных предприятий», СанПиН 2.2.1./2.1.1.1200-03 «Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов».

Проектируемый цех располагается с подветренной стороны по отношению к населенным пунктам, чтобы газ, пыль и дым не попадали на жилые зоны и кварталы. Минимальная ширина защитной зоны установлена в 1000 метров при условии организации специальных мер по борьбе с выбросами. В защитной зоне обязательно высаживаются кустарники и деревья.

Существенное значение имеет также отвод выбросов в вышележащие слои атмосферы, через дымовые трубы значительной высоты, что способствует рассеянию вредностей в атмосфере и значительному уменьшению концентрации газов и пыли в районе жилых зон.

Полы в цехе выполнены из износостойчивых, неэлектропроводных материалов. Полы не должны быть скользкими, обязательно рифлеными, бетонными, из гранитной брусчатки, клинкерными и шлакобетонными. В помещениях, где возможно проливание воды и других жидкостей, полы выполняют из материалов, не впитывающих жидкости, причем полам придают уклон для отвода жидкостей в сточную систему.

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 каж-

дом из пролётов предусмотрены отопляемые помещения для обогрева рабочих в холодное время года.

4.2 Анализ вредных факторов проектируемой производственной среды

4.2.1 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 проектируемом цехе применено естественное и искусственное освещение.

Естественное освещение производственного здания осуществляется через окна в стенах и световые фонари в крыше зданий. Различают освещение боковое через окна в стенах здания, верхнее через фонари здания. Рациональным является комбинированное естественное освещение, обеспечивающее хорошую равномерность освещения.

Искусственное освещение в металлургических цехах осуществляется современными светодиодными LED светильниками OSRAM с Мощностью- 50 Вт Световым поток – 6800 Лм и степенью защиты корпуса, IP-67. 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.

4.2.2 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 СанПиН 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 так же средства индивидуальной защиты указанные в пункте 5.3.

4.2.3 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 так же вызывает психические и физиологические нарушения.

Нормированные параметры шума определены ГОСТ 12.1.003-83 "Шум. Общие требования безопасности" и санитарными нормами СН

2.2.4/2.1.8.562-86 "Шум на рабочих местах, помещениях жилых, общественных зданий и на территории жилой застройки".

Источниками шума в помещении являются технические средства: ДСП-50, 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 шумозащитная камера, которая снижает уровень шума от печи, представленная на листе-плакате.

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

4.2.4 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 так же используется дистанционное управление на печи и АКП.

4.2.5 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 24 – Характеристика отходящих газа и пыли

Наименование	Единица, кол.
Состав газов, %	
CO ₂	15–20
CO	15–20
O ₂	10–15
H ₂ O	25–30
N ₂	остальное
Окислы, мг/нм ³ азота	200–300 за плавку
фториды	0,2–0,3 за плавку
Гранулометрический состав пыли, мкм	%
0–5	77
6–10	12,5
11–20	4,0
20–40	6,5
Химический состав пыли, %	
FeO	45
CaO + MgO	16
SiO ₂ + Al ₂ O ₃	20
MnO	14
Прочие	5

Главная опасность пыли, содержащей SiO₂, 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 шибберными 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 12.4.011-89, применяется средство индивидуальной защиты (СИЗ) респиратор «лепесток» (ШБ-1) и, согласно ГОСТ 12401-85, защитные очки.

4.2.6 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).

4.3 Анализ опасных факторов произведенной 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.

В цехе разработаны правила безопасности при проведении работ с тяжелыми грузами.

К термическим опасностям относится работа с ДСП-50, 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 суконная одежда.

4.3.1 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.

4.3.2 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 мм². 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.

4.4 Охрана окружающей среды

4.4.1 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, окатиной, 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.

4.4.2 Очистка газов

ЭСЩ оказывает немалое влияние на окружающую среду из-за выброса в атмосферу продуктов сжигания различных видов топлива при ДСП-50, переработки шихты в них. При этом в атмосферу поступают дву-

окись 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.

Газы, выделяющиеся в печи имеют следующий примерный состав:

CO – 1–2 %; H₂O – 16 %; NO₂ – 0,03 %; CO₂ – 5–7 %; N₂ – 65 %; O₂ – 10 %.

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

Примерный химический состав пыли: Fe₂O₃ – 54,3 %; Mn₂O₃ – 11,7 %; Al₂O₃ – 6,4 %; P₂O₅ – 1,1 %; SiO₂ – 7,3 %; CaO – 6,2 %; MgO – 4,8 %; SO₂ – 2,7 %.

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

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

На рисунке 5 представлена схема совмещенной очистки газов, отводимых от электропечи и через зонт под фонарем цеха, в сухом электрофильтре. Газ отводится от печи через водоохлаждаемый патрубок, расположенный в своде печи. Между патрубком и газоотводящим трубопроводом имеется воздушный зазор, дающий возможность регулировать количество отсасы-

ваемого газа. Оксид углерода дожигается в камере и далее охлаждается. До- жигание и охлаждение газа осуществляется атмосферным воздухом, посту- пающим в камеру дожигания через клапан. После этого газ отводится в сис- тему газоочистки по газопроводу, снабженному клапаном, с помощью кото- рого регулируют количество газа. Уровень очистки отходящих от печи газов составляет 99 %.

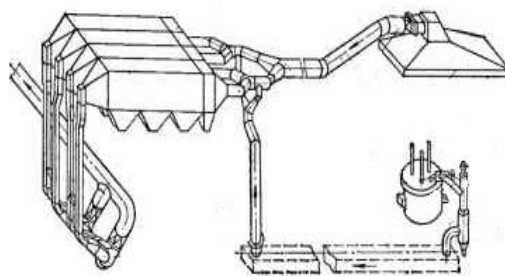


Рисунок 5 – Схема совмещенной очистки газов, отводимых от электропечи и через зонт под фонарем цеха

4.5 Чрезвычайные ситуации на производстве

В качестве чрезвычайной ситуации на производстве можно рассмотреть пожароопасность.

ЭСПЦ является потенциально опасным, 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.

Помимо рабочего освещения, в производственных помещениях устраивается аварийное освещение, которое предназначается для бесперебойно-

го 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.

4.6 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.

5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

5.1 Технико-экономическое обоснование проектирования цеха

Проектируемый цех расположен в городе Калуга на территории ЗАО «Калужский научно-производственный электрометаллургический завод».

Таблица 25 – Данные для расчёта средней стоимости сортамента

№	Сортамент	Количество, т	Цена, руб	Выручка, руб
1	12X18H9 17X18H9 04X18H10 08X18H10	90000	177000	15930000000
2	65 70 75 80 85	60000	74500	4470000000
3	30X9H8M4Г2С2 20X13H4Г9 08X20H14С2	150000	162000	24300000000
Итого		80000		44700000000

По данным таблицы 24 средняя цена сортамента (C_c) стали за 1 тонну составит:

$$C_c = \frac{44\,700\,000\,000}{300\,000} = 149000 \text{ руб./ т.} \quad (101)$$

5.2 Расчет капитальных вложений в основные фонды

Капитальные вложения – это затраты материальных, трудовых и денежных ресурсов, направленные на проектирование и создание основных

фондов. Капитальные вложения предназначены для проектирования ЭСПЦ производительностью 300000 т/год стали.

В разработанном проекте предлагается перечень и состав основного и вспомогательного оборудования в цехе по отделениям с указанием их назначения, а также стоимости (таблица 26).

Таблица 26 – Смета капитальных вложений на строительство цеха

Наименование	Количество единиц	Цена единицы, руб.	Норма амортизации, %	Полная стоимость, руб.
1 Здания				
Главный корпус	1	215486590	4,7	225414460
Всего по сооружениям				225414460
2 Сооружения				
Трансформаторная	4	26937760	4,7	112815340
Газоочистное	1	15063940	4,7	15771945,18
Всего по сооружениям				128587285
3 Рабочее оборудование				
ДСП-50	1	372550000	6,7	397510850
МНЛЗ	1	430800000	6,7	4596636
Стальковш	11	349000	7,7	29560300
Вакуум-камера	1	14554200	6,7	15529331,4
Шлаковая чаша	5	620000	7,7	23870000
Автошлаковоз	1	825690	6,7	881011
АКП	1	338130070	6,7	360784785
Промежуточный ковш	5	578380	6,7	3085657
Стенд для промковшей	3	187000	6,7	598587
Стенд для стальковшей	4	134000	6,7	571912
Всего рабочего оборудования				1246099037
3 Крановое оборудование				
Кран мостовой	8	4400000	6,7	42253200
Всего по крановому оборудованию				42253200
Всего				1475718817

Капитальные вложения в проект цеха составят:

$$KB = 1475718817 \cdot 1,2 = 1770862580 \text{ руб.}, \quad (102)$$

где 1,2 – коэффициент дополнительных расходов на иное оборудование.

5.3 Расчёт производственной мощности

Время работы электросталеплавильного цеха определяется по ведущему агрегату – дуговой сталеплавильной печи. Определение времени работы печи сводится к обоснованной величине продолжительности всех видов перерывов в её работе, связанных с остановками на капитальный, холодный и горячий ремонты.

Расчёт производственной мощности.

Продолжительность ремонтов печей следующая:

– капитальные ремонты $T_{к.р.} = 15$ сут.;

– холодные ремонты $T_{х.р.} = 15$ сут.;

– горячие ремонты $T_{г.р.} = 15$ сут.

Номинальное время работы составляет:

$$T_{ном.} = T_{кол.} - (T_{к.р.} + T_{х.р.}), \quad (103)$$

где $T_{кол.}$ – количество дней в году, сут.

$$T_{ном.} = 365 - (15 + 15) = 335 \text{ сут.}$$

Фактическое время работы:

$$T_{ф.} = T_{ном.} - T_{г.р.} \quad (104)$$

$$T_{ф.} = 335 - 15 = 320 \text{ сут.}$$

Суточная производительность печи в фактические сутки составляет:

$$N_{сут.} = \frac{24 \cdot Q_c \cdot K_r}{T_{пл}},$$

где Q_c – масса садки печи, т.;

K_r – выход годного, %;

$T_{пл}$ – длительность плавки, ч.

$$N_{\text{сут.}} = \frac{24 \cdot 50 \cdot 0,85}{1,092} = 934 \text{ т/сут.}$$

Фактическую годовую производительность стали по цеху определяем по формуле:

$$V_{\text{Г}} = N_{\text{сут.}} \cdot n_{\text{п}} \cdot T_{\text{ф}}, \quad (105)$$

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

$$V_{\text{Г}} = 320 \cdot 934 \cdot 1 = 298880 \text{ т/год.}$$

Производственная мощность цеха (с учётом коэффициента использования мощности $K_{\text{и.м.}} = 0,92$) составляет:

$$P_{\text{М}} = V_{\text{Г}} / K_{\text{и.м.}} = 298880 / 0,92 = 324870 \text{ т/год.}$$

Расчеты производственных показателей цеха сводится в таблицу 27.

Таблица 27 – Производственно-технические показатели цеха

Показатели	Обозначение	Проектные данные
Мощность трансформатора, МВА	W	58,3
Масса садки, т	Q _с	50
Баланс времени, сут:		
– капитальный ремонт	T _{к.р.}	15
– холодный ремонт	T _{х.р.}	15
– горячий ремонт	T _{г.р.}	15
– фактическое время работы	T _ф	320
– календарное время	T _к	365
Длительность плавки, ч	T _{пл}	1,092
Количество плавов в сутки	n _{пл}	21,55
Суточная производительность цеха, т/сут.	N _{сут}	934
Годовая производительность, т/год	V _Г	298880
Производственная мощность цеха, т/год	P _М	324870

5.4 Расчет штата работников и заработной платы

Численность персонала приведена в таблице 28.

Таблица 28 – Штатное расписание рабочих по подразделениям

Профессия	Тарифный разряд	Смены					Резерв на невыход	Списочный штат
		I	II	III	подмена			
1 Сталеплавильный участок								
Сталевар	7	2	2	2	2	2	10	
I подручный	6	2	2	2	2	2	10	
II подручный	5	2	2	2	2	2	10	
III подручный	4	3	3	3	3	3	15	
Крановщик	5	2	2	2	2	2	10	
Пультовщик	2	2	2	2	2	2	10	
Итого							65	
2 Участок внепечной обработки								
Сталевар АКП	8	2	2	2	2	2	10	
I подручный	7	2	2	2	2	2	10	
II подручный	6	2	2	2	2	2	10	
Оператор установки вакуумирования стали	7	1	1	1	1	2	6	
Ремонтный персонал	5	1	1	1	2	1	6	
Крановщик	5	2	2	2	2	2	10	
Итого							52	
3 Участок разливки								
Оператор МНЛЗ	6	2	2	2	2	6	14	
Ремонтный персонал	5	2	2	2	4	1	11	
Крановщик	5	2	2	2	4	2	12	
Итого							37	
4 Участок газоочистки								
Оператор по обслуживанию пулегазоулавливающих установок	4	2	2	2	6	2	14	
Итого							14	
Всего по цеху							167	

Тарифные ставки по разрядам приведены в таблице 29.

Таблица 29 – Тарифные ставки по разрядам

Тарифная ставка, руб/ч	Разряд					
	3	4	5	6	7	8
	37,05	41,86	48,01	55,78	62,05	71,45

Для расчёта средней заработной платы принимаем, что в цехе средний разряд шестой, тогда тарифная ставка будет равна 55,78 рублей.

Исходные данные для расчёта заработной платы приведены в таблице 30.

Таблица 30 – Исходные данные

Разряд	Тарифная ставка	Отработано часов			
		всего	ночных	вечерних	Праздничных
6	55,78	192	64	32	8

Заработная плата по тарифной ставке за месяц определяется по формуле:

$$ЗП_{ппр} = ТС \cdot K_{\text{час}} \cdot K_{\text{вп}}, \quad (106)$$

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

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

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

$$ЗП_{ппр} = 55,78 \cdot 192 \cdot 1 = 10\,710 \text{ руб.}$$

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

$$Д_{\text{ночн}} = K_{\text{ч. ночн}} \cdot ТС \cdot K_{\text{н}}, \quad (107)$$

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 $ТС$).

$$Д_{\text{ночн}} = 64 \cdot 55,78 \cdot 0,4 = 1\,428 \text{ руб.}$$

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

$$Д_{\text{веч}} = K_{\text{ч. веч}} \cdot ТС \cdot K_{\text{веч}}, \quad (108)$$

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

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

$$D_{\text{веч}} = 32 \cdot 55,78 \cdot 0,2 = 357 \text{ руб.}$$

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

$$D_{\text{пр}} = K_{\text{ч. пр}} \cdot TC \cdot K_{\text{пр}}, \quad (109)$$

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

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

$$D_{\text{пр}} = 8 \cdot 55,78 \cdot 1 = 446 \text{ руб.}$$

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

$$D_{\text{вр}} = K_{\text{час}} \cdot TC \cdot K_{\text{вр}}, \quad (110)$$

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

$$D_{\text{вр}} = 192 \cdot 55,78 \cdot 0,24 = 2\,571 \text{ руб.}$$

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

$$PP_{\text{мес}} = TC \cdot K_{\text{час}} \cdot K_{\text{п}}, \quad (111)$$

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

$$PP_{\text{мес}} = 55,78 \cdot 192 \cdot 0,50 = 5\,355 \text{ руб.}$$

Основная заработная плата без начисления районного коэффициента определяется по формуле:

$$ЗП_{\text{осн}} = ЗП_{\text{ппр}} + D_{\text{ночн}} + D_{\text{веч}} + D_{\text{пр}} + D_{\text{вр}} + PP_{\text{мес}}, \quad (112)$$

$$ЗП_{\text{осн}} = 10\,710 + 1\,428 + 357 + 446 + 2\,571 + 5\,355 = 20\,867 \text{ руб.}$$

Заработная плата с учётом районного коэффициента определяется по формуле:

$$ЗП_{\text{мес}} = ЗП_{\text{осн}} \cdot K_{\text{р}}, \quad (113)$$

где $K_{\text{р}}$ – районный коэффициент (70 % к начисленной заработной плате).

$$ЗП_{\text{мес}} = 20\,867 \cdot 1,70 = 35\,473,9 \text{ руб.}$$

Заработная плата с подоходного налога 13 % равна:

$$ЗП_{\text{мес}} = 35\,473,9 \cdot 1,13 = 40\,086 \text{ руб.}$$

Основной фонд оплаты труда рабочих составит:

$$\text{ОФОТ}_{\text{раб}} = 40\,086 \cdot 167 = 66\,943\,62 \text{ руб./мес.}$$

где 167 – численность рабочих.

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

$$\text{ОФОТ}_{\text{рук}} = 6694362 \cdot 0,20 = 1338872 \text{ руб./мес.}$$

Фонд заработной платы (ФЗП_{год}) на всех рабочих за год составит:

$$\text{ФЗП}_{\text{год}} = (6694362 + 1338872) \cdot 12 = 96398808 \text{ руб./год.}$$

Затраты по ЗП на 1 тонну стали составляют:

$$Z_{\text{ЗП}} = \frac{\text{ФЗП}_{\text{год}}}{V_{\Gamma}}; \quad (114)$$

$$Z_{\text{ЗП}} = \frac{96398808}{345580} = 278,95 \text{ руб./т.}$$

Затраты на социальное страхование $Z_{\text{стр}}$ в месяц составляют 34 % ФЗП в месяц:

$$Z_{\text{стр}} = \frac{\text{ФЗП}_{\text{год}} \cdot 0,34}{V_{\Gamma}}; \quad (115)$$

$$Z_{\text{стр}} = \frac{96398808 \cdot 0,34}{345580} = 94,84 \text{ руб.}$$

5.5 Расчёт затрат на материалы

Таблица 31 – Проектные затраты на материалы на одну тонну стали

Статья затрат	Проектный вариант		
	Норма расхода, т/т	Цена за 1т, руб./т	Сумма, руб./т
1. По заданию:			
Стальной лом	0,741	6500	4816,5
Ферросилиций ФС75	0,025	50000	1250
Силикомарганец СМн20	0,018	21230	382,14

Продолжение таблицы 31 – Проектные затраты на материалы на одну тонну стали

Статья затрат	Проектный вариант		
	Норма расхода, т/т	Цена за 1т, руб./т	Сумма, руб./т
Феррохром	0,091	55000	5005
Кварцит	0,005	12800	64
Алюминий	0,00051	70000	35,7
Кокс	0,003	7500	22,5
Никель	0,069	680000	46920
Ферромолибден	0,059	850000	5015
Итого	1,011		63510,84
2. Флюсы			
Железная руда	0,017	8900	151,3
Известняк	0,059	1000	59
Плавленый шпат	0,008	6100	48,8
Итого	0,084		259,1
Всего затрат	1,095		63520,61

5.6 Расчёт затрат на тепло- и энергоресурсы

Расчет расходов тепло- и энергоресурсов на выплавку одной тонны продукции представлены в таблице 32.

Таблица 32 – Стоимость тепло- и энергоресурсов на производство одной тонны продукции

Наименование статьи затрат	Цена за единицу. руб./ед.	Норма расхода, ед./т	Сумма, руб./т
Электроэнергия, кВт/ч	4,23	3945,7	16690
Теплоэнергия, Г _{кал}	243,22	0,385	93,64
Кислород, кг	16,683	17,83	297,46

Продолжение таблицы 32 – Стоимость тепло- и энергоресурсов на производство одной тонны продукции

Сжатый воздух, м ³	82	0,95	77,9
Вода техническая, м ³	3,11	85,0	264,35
Аргон, м ³	120	1	120
Итого			17543,35

5.7 Планирование себестоимости продукции

Полная себестоимость 1 тонны стали:

$$C_{\text{п}} = (63520,61 + 14543,35 + 278,95 + 94,84) \cdot 1,6 \cdot 1,18 = 148088,66 \text{ руб./т.} \quad (116)$$

где 1,6 – коэффициент, учитывающий общезаводские и коммерческие расходы;

18 % НДС.

5.8 Расчёт проектных технико-экономических показателей цеха

Срок окупаемости капитальных вложений представляет собой период времени, в течение которого капитальные вложения на создание и внедрение новой техники возмещаются за счёт дополнительной или абсолютной прибыли от реализации новой техники.

Согласно данным таблицы 25 средняя цена сортамента 1 тонны стали $C_{\text{с}}$ составит:

$$C_{\text{с}} = 168000 \text{ руб./т} \quad (117)$$

Валовая прибыль ($P_{\text{р}}$):

$$P_{\text{р}} = (C_{\text{с}} - C_{\text{п}}) \cdot V_{\text{г}}; \quad (118)$$

где $C_{\text{п}}$ – себестоимость 1 тонны стали, руб./т;

$V_{\text{г}}$ – фактическая годовая производительность стали по цеху, т/год;

$C_{\text{с}}$ – средняя цена сортамента стали за 1 тонну.

$$P_p = (168000 - 148088,86) \cdot 345580 = 6880891767 \text{ руб./год.}$$

Налог на прибыль ($H_{пр}$):

$$H_{пр} = P_p \cdot 20 / 100; \quad (119)$$

$$H_{пр} = 6880891767 \cdot 20 / 100 = 1376178352 \text{ руб.}$$

Налог на имущество ($H_{им}$):

$$H_{им} = KB \cdot CT_{им} / 100, \quad (120)$$

$$CT_{им} = 2,2 \text{ \%}.$$

$$H_{им} = 77897380000 \cdot 2,2 / 100 = 1713742360 \text{ руб.}$$

Чистая прибыль ($Pr_{чист}$):

$$Pr_{чист} = P_p - H_{пр} - H_{им}, \quad (121)$$

$$Pr_{чист} = 6880891767 - 1376178352 - 1713742360 = 3790989055 \text{ руб.}$$

Условие экономической целесообразности (E_p):

$$E_p = KB / Pr_{чист}, \quad (122)$$

$$E_p = 1770862580 / 3790989055 = 0,467.$$

Срок окупаемости капитальных вложений определяем по формуле:

$$T_{ок} = 1 / E_p, \quad (123)$$

$$T_{ок} = 1 / 0,467 = 2,14 \text{ года.}$$

Таблица 33 –Технико-экономические показатели

Статьи	Проектные данные
1. Капитальные вложения на строительство цеха, руб	1770862580
2. Суточная производительность, т/сут.	934
3. Производственная мощность, т/год	375630
4. Годовая производительность, т/год	300000
5. Среднемесячная заработная плата, руб	40086
6. Годовой экономический эффект, руб.	3790989055
7. Себестоимость 1 тонны стали, руб.	148088, 66
8. Срок окупаемости, год	2,14

Заключение

В дипломном проекте рассмотрена возможность строительства сталеплавильного цеха в условиях Калужского научно-производственного электрометаллургического завода с установкой ДСП–50, агрегата комплексной обработки стали, вакуум-камеры и слябовой одноручьевого МНЛЗ радиального типа.

В ходе разработки проекта была определена производительность цеха. Также был произведён расчёт оборудования для выплавки и разливки таких объёмов стали.

Разработана технология выплавки, внепечной обработки и разливки стали марки 30X9H8M4Г2С2, произведён расчёт количества материалов, необходимых для выплавки 1 тонны стали данной марки.

В разделе «Социальная ответственность» перечислены опасные и вредные факторы производства, которые будут в проектируемом цехе, 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. Выбран вариант сухой газоочистки отходящих от печи газов и подробно рассмотрена работа системы газоочистки.

В разделе «Финансовый менеджмент и ресурсоэффективность» были определены капитальные вложения в проект цеха, расчёт себестоимости 1 тонны стали. Годовой экономический эффект составил 3790989055 рублей. Срок окупаемости составит 2,14 года. По результатам расчётов сделан вывод о целесообразности постройки проекта цеха.

Список публикаций студента

1. Кучерявенко С.В. Состояние, проблемы, перспективы экономики и менеджмента ООО «Яшкинская птицефабрика» // **Иновационные технологии в машиностроении** : сборник трудов VIII Международной научно-практической конференции / Юргинский технологический институт. – Томск : Изд-во Томского политехнического университета, 2017. – 322 с.

Список использованных источников

1. Платонов М.А. Расчет оборудования шихтового пролета ЭСПЦ: Методическое указания к выполнению практической работы по дисциплине «Основы проектирования и оборудования цехов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» очной формы обучения. – Юрга: ЮТИ ТПУ, 2008. – 19 с.
2. Гизатулин Р.А. Методические указания для расчета баланса электросталеплавильного и литейного цехов. Для студентов специальности 110100 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2003. – 19 с.
3. Рожихина И.Д. Конструкции и проектирование электрических печей: Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Конструкции и проектирование электрических печей» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2006. – 52с.
4. Лисачев А.Н. Экономическая часть выпускных квалификационных работ: методические указания к выполнению экономической части выпускных квалификационных работ обучающихся по специальности 150101 «Металлургия черных металлов» всех форм обучения; Юргинский технологический институт – Юрга: Изд-во. ЮФ ТПУ, 2012. – 32с.
5. Сулимова И.С. Расчет шихты для выплавки стали в дуговой печи по классической технологии: Методические указания к выполнению курсовой работы по дисциплине «Электросталеплавильная и ферросплавов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» – Юрга: ЮТИ ТПУ, 2010. – 35 с.
6. Информационный портал о черной металлургии [Электронный ресурс]: Техника и технология доводки и передачи стали на МНЛЗ – Режим доступа: <http://www.studfiles.ru/preview/5056546/>

7. ООО "Завод имени М.И. Калинина" [Электронный ресурс]: Metallургическое оборудование – Режим доступа: <http://www.zavodkalinin.ru/metallurgicheskoe-oborudovanie/>
8. Prom Portal [Электронный ресурс]: Промышленные товары и услуги в США – Режим доступа: <http://usa.promportal.ru>
9. ООО «Спецмаш» [Электронный ресурс]: Ковши металлургические. Проект. Поставка. – Режим доступа: <http://www.nppsm.ru/106003.php>
10. ООО «Спецмаш» [Электронный ресурс]: Специальные стенды: настройки, регулировки, выбивки, сушки и т.п. Проект. Поставка. – Режим доступа: <http://www.nppsm.ru/106004.php>
11. ООО «Сибтелхит» [Электронный ресурс]: Литейное оборудование. Поставка и обслуживание – Режим доступа: http://sibtehlit.ru/catalog-oborudovanie/?utm_source=yandex&utm_medium=cpc&utm_campaign=cid
12. Платонов М.А. Расчет оборудования печного пролета ЭСПЦ: Методическое указания к выполнению практической работы по дисциплине «Основы проектирования и оборудования цехов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2007. – 15 с.
13. Информационный портал о субъектах Российской Федерации [Электронный ресурс]: О внесении в качестве законодательной инициативе в Государственную Думу Федерального Собрания Российской Федерации проекта Федерального закона «О районных коэффициентах к заработной плате» – Режим доступа: <http://docs.pravo.ru/document/view/31291797>
14. Информационный портал о черной металлургии [Электронный ресурс]: Функциональное назначение основных узлов МНЛЗ – Режим доступа: <http://pdnr.ru/d56213.html>
15. ООО «МеталлоТорговля Москва» [Электронный ресурс]: Доска объявлений о покупке и продажи металлопродукции в Москве – Режим доступа: <http://msk.metal-trade.ru>

16. Рожихина И.Д. Основы проектирования электрометаллургических цехов: Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Основы проектирования и оборудования цехов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2007. – 48 с.

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

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

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

20. Информационный портал о черной металлургии [Электронный ресурс]: Технология непрерывной разливки стали – Режим доступа: <http://steellab.com.ua/books/teplorabotaMNLZ/1.2/1.2.php>

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

22. К. Вегст Ключ к сталям / К. Вегст, М.Вегст; под ред. Э.Ю. Колпишона - СПб. : Профессия, 2006. - 724 с.

Приложение 1

Патентный поиск

1. Патент № 2391179 B22 D11/106 09/08. Способ защиты струи металла при разливке. Дегай А. С., Зуев М. В. и др. Патентообладатель ОАО «Северский трубный завод»

2. Патент № 2424081 B22 D11/128 13/10. Затравка машины непрерывного литья заготовок. Дроздов А. В., Смоляков А. С. и др. Патентообладатель ОАО АХК "ВНИИМЕТМАШ

3. Патент № 2460808 МПК С21 С7/072 06/11. Способ продувки металла в сталеразливочном ковше Зуев М.В, Житлухин Е. Г. и др. Патентообладатель ОАО «Северский трубный завод»

4. Патент № 2460808 МПК С21 С7/072 06/11. Способ продувки металла в сталеразливочном ковше Зуев М.В, Житлухин Е. Г. и др. Патентообладатель ОАО «Северский трубный завод»

5. Патент № 2127650 B22D 1/10. Газопродуваемый кирпич для металлургических ёмкостей. Патентообладатель Хорст Келлингер (DE).

6. Патент № 366919 B22D 7/00. Газопродуваемый кирпич для металлургических ёмкостей. Патентообладатель Хорст Келлингер (DE).