

Школа Юргинский технологический институт
 Направление подготовки 22.03.02 «Металлургия»
 Отделение школы (НОЦ) _____ – _____

БАКАЛАВРСКАЯ РАБОТА

Тема работы
Проект ЭСПЦ производительностью 1 млн. тонн стали в год в условиях Дальневосточного металлургического завода г. Комсомольск-на-Амуре УДК 669.187.001.6(571.6)

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B71	Кохидзе Васив Расимович		

Руководитель ВКР

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

КОНСУЛЬТАНТЫ ПО РАЗДЕЛАМ:

По нормоконтролю

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ст. преподаватель	Ибрагимов Е.А.	к.т.н.		

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Телипенко Е.В.	к.т.н.		

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
И.о. директора ЮТИ ТПУ	Солодский С.А.	к.т.н. доцент		

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

Руководитель ООП	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Металлургия	Сапрыкин А.А.	к.т.н. доцент		

ПЛАНИРУЕМЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОСВОЕНИЯ ООП

Код компетенции	Наименование компетенции
Общекультурные компетенции	
УК(У)-1	Способен осуществлять поиск, критический анализ и синтез информации, применять системный подход для решения поставленных задач
УК(У)-2	Способен определять круг задач в рамках поставленной цели и выбирать оптимальные способы их решения, исходя из действующих правовых норм, имеющихся ресурсов и ограничений
УК(У)-3	Способен осуществлять социальное взаимодействие и реализовывать свою роль в команде
УК(У)-4	Способен осуществлять деловую коммуникацию в устной и письменной формах на государственном языке Российской Федерации и иностранном(-ых) языке(-ах)
УК(У)-5	Способен воспринимать межкультурное разнообразие общества в социально-историческом, этическом и философском контекстах
УК(У)-6	Способен управлять своим временем, выстраивать и реализовывать траекторию саморазвития на основе принципов образования в течение всей жизни
УК(У)-7	Способен поддерживать должный уровень физической подготовленности для обеспечения полноценной социальной и профессиональной деятельности
УК(У)-8	Способен создавать и поддерживать безопасные условия жизнедеятельности, в том числе при возникновении чрезвычайных ситуаций
Общепрофессиональные компетенции	
ОПК(У)-1	Готов использовать фундаментальные общеинженерные знания
ОПК(У)-2	Готов критически осмысливать накопленный опыт, изменять при необходимости профиль своей профессиональной деятельности
ОПК(У)-3	Способен осознавать социальную значимость своей будущей профессии
ОПК(У)-4	Готов сочетать теорию и практику для решения инженерных задач
ОПК(У)-5	Способен применять в практической деятельности принципы рационального использования природных ресурсов и защиты окружающей среды
ОПК(У)-6	Способен использовать нормативные правовые документы в своей профессиональной деятельности
ОПК(У)-7	Готов выбирать средства измерений в соответствии с требуемой точностью и условиями эксплуатации
ОПК(У)-8	Способен следовать метрологическим нормам и правилам, выполнять требования национальных и международных стандартов в области профессиональной деятельности
ОПК(У)-9	Способен использовать принципы системы менеджмента качества
Профессиональные компетенции	
ПК(У)-6	Способен выполнять технико-экономический анализ проектов
ПК(У)-7	Способен использовать процессный подход
ПК(У)-8	Способен использовать информационные средства и технологии при решении задач, возникающих в ходе профессиональной деятельности
ПК(У)-9	Готов проводить расчеты и делать выводы при решении инженерных задач
ПК(У)-10	Способен осуществлять и корректировать технологические процессы в металлургии и материалообработке
ПК(У)-11	Готов выявлять объекты для улучшения в технике и технологии
ПК(У)-12	Способен осуществлять выбор материалов для изделий различного назначения с учетом эксплуатационных требований и охраны окружающей среды
ПК(У)-13	Готов оценивать риски и определять меры по обеспечению безопасности технологических процессов

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

Институт Юргинский технологический
 Направление подготовки Металлургия

УТВЕРЖДАЮ:
 Руководитель ООП
 _____ Сапрыкин А.А.

ЗАДАНИЕ
на выполнение выпускной квалификационной работы

В форме:

бакалаврской работы

Студенту:

Группа	ФИО
10В71	Кохидзе В.Р.

Тема работы:

Проект ЭСПЦ производительностью 1 млн. тонн стали в год в условиях Дальневосточного металлургического завода г. Комсомольск-на-Амуре	
Утверждена приказом директора (дата, номер)	№ 32-104/с от 01.02.2021г.

Срок сдачи студентом выполненной работы:	18.06.2021 г.
--	---------------

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

<p>Исходные данные к работе <i>(наименование объекта исследования или проектирования; производительность или нагрузка; режим работы (непрерывный, периодический, циклический и т. д.); вид сырья или материал изделия; требования к продукту, изделию или процессу; особые требования к особенностям функционирования (эксплуатации) объекта или изделия в плане безопасности эксплуатации, влияния на окружающую среду, энергозатратам; экономический анализ и т. д.).</i></p>	<p>Проект ЭСПЦ производительностью 1 млн. тонн стали в год в условиях Дальневосточного металлургического завода г. Комсомольск-на-Амуре</p>
<p>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов <i>(аналитический обзор по литературным источникам с целью выяснения достижений мировой науки техники в рассматриваемой области; постановка задачи исследования, проектирования, конструирования; содержание процедуры исследования, проектирования, конструирования; обсуждение результатов выполненной работы; наименование дополнительных разделов, подлежащих разработке; заключение по работе).</i></p>	<p>Аналитический обзор литературы; разработка технологии и подбор оборудования для выплавки сплава; подбор системы очистки отходящих газов.</p>
<p>Перечень графического материала <i>(с точным указанием обязательных чертежей)</i></p>	<p>План цеха, разрез цеха, Технологическая схема, Технико-экономические показатели цеха, Схема газоочистки</p>
<p>Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы</p>	

<i>(с указанием разделов)</i>	
Раздел	Консультант
Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	Телипенко Е.В.
Социальная ответственность	Солодский С.А.
Нормоконтроль	Ибрагимов Е.А.
Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:	
Реферат	

Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику	01.02.2021 г.
---	---------------

Задание выдал руководитель:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
доцент	Валуев Д.В.	к.т.н.		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В71	Кохидзе В.Р.		

ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «ФИНАНСОВЫЙ МЕНЕДЖМЕНТ, РЕСУРСОЭФФЕКТИВНОСТЬ И РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ»

Студенту:

Группа	ФИО
10В71	Кохидзе В.Р.

Институт	ЮТИ ТПУ		
Уровень образования	бакалавр	Направление	22.03.02 «Металлургия»

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

<p>1. Стоимость приобретаемого оборудования, фонд оплаты труда, производственных расходов</p>	<p>1) Плановая производительность цеха 1млн.. тонн стали в год. Рыночная цена стали 40X2Г2М – 50990 руб 2) Статья затрат/ Цена за 1 кг, руб 3) 4) Стальной лом-8,1 5) Ферросилиций ФС75-68 6) Ферромарганец ФМн80-124 7) Алюминий-100 8) Кокс-38,88 9) Железная руда-3,094 10) Известь-3,87 11) Плавиковый шпат-20 12) Шамот-17 13) Никель-620</p>
---	--

Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:

1. Краткое описание обцие технико-экономические параметры проекта
2. Произвести расчет основных фондов цеха и вложения при его строительстве и расчет производственной мощности
3. Произвести расчет штата работников и заработной платы)
4. Произвести расчёт затрат на основные и вспомогательные материалы и затраты на тепло – энергоресурсы, расчет себестоимости продукции; обоснование цены на продукцию
5. Произвести расчет вложений в оборотные средства проектируемого цеха

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей)

1. График разработки и внедрения ИП
2. Основные показатели эффективности ИП (технико-экономические показатели проекта)

Дата выдачи задания для раздела по линейному графику	23.04.2021
--	------------

Задание выдал консультант:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ЮТИ	Телипенко Е.В.	к.т.н.		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В71	Кохидзе В.Р.		

ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «СОЦИАЛЬНАЯ ОТВЕТСТВЕННОСТЬ»

Студенту:

Группа	ФИО
10В71	Кохидзе В.Р.

Институт	ЮТИ ТПУ	Направление	
Уровень образования	Бакалавр		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>Выбор площадки для строительства металлургических предприятий и размещение на них зданий и сооружений произведено в соответствии с требованиями СанПиН 2.2.1/2.1.1-2361-08 «Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов»</p> <p>Завод, а, следовательно, и входящий в его состав проектируемый цех, расположен с подветренной стороны по отношению к населённому пункту, чтобы газы, пыль и дым не попадали в жилой сектор согласно СанПиН</p>
<p>2. Знакомство и отбор законодательных и нормативных документов по теме</p>	

Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:

<p>1. Анализ выявленных вредных факторов проектируемой производственной среды в следующей последовательности:</p> <ul style="list-style-type: none"> – физико-химическая природа вредности, её связь с разрабатываемой темой; – действие фактора на организм человека; – приведение допустимых норм с необходимой размерностью (с ссылкой на соответствующий нормативно-технический документ); – предлагаемые средства защиты (сначала коллективной защиты, затем – индивидуальные защитные средства) 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Освещение цеха 2. Микроклимат 3. Производственный шум 4. Производственная вибрация 5. Воздух рабочей зоны, производственная пыль <p>воздействие электромагнитных полей</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); 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Пожароопасность 2. механические опасности 3. термическая опасность <p>электробезопасность.</p>

– пожаровзрывобезопасность (причины, профилактические мероприятия, первичные средства пожаротушения)	
3. Охрана окружающей среды: – защита селитебной зоны – анализ воздействия объекта на атмосферу (выбросы); – анализ воздействия объекта на гидросферу (сбросы); – анализ воздействия объекта на литосферу (отходы); – разработать решения по обеспечению экологической безопасности со ссылками на НТД по охране окружающей среды.	1. утилизации отходов сталеплавленного производства 2. Освещение сточных вод Очистка газов
4. Защита в чрезвычайных ситуациях: – 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	1. разработаны меры пожаротушения. аварийное освещение (аварийная сеть электропередачи)
5. Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности: – специальные (характерные для проектируемой рабочей зоны) правовые нормы трудового законодательства; – организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны	1. выдать персоналу иумоизолирующие шлемы марки Earntuff. 2. выдать специальные шлема с забралом марки ЗШС; 3. выдать респиратор «лепесток» (ШБ-1) и защитные очки; на вытяжных трубах предлагается установить специальные фильтрующие установки, которые будут удерживать большую часть концентрации вредных веществ марки УГ, изготовитель ЭЛСТАТ.
Перечень графического материала:	
При необходимости представить эскизные графические материалы к расчётному заданию (обязательно для специалистов и магистров)	Лист-плакат Схема газоотчистки

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

Задание выдал консультант:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
доцент ЮТИ	Солодский С.А.	К.Т.Н.		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В71	Кохидзе В.Р.		

Реферат

Выпускная квалификационная работа содержит 123 с., 11 рисунков, 20 источников, 5 листов графического материала формата А1.

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

Актуальность работы является создание электросталеплавильного цеха для производства сортового и листового проката.

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

Цели и задачи работы: выбор основного оборудования, расчет цеха и оборудования, баланса металла и шихты в цехе, социальная ответственность и экономическое обоснование строительства цеха. В результате разработки был спроектирован электросталеплавильный цех, рассмотрены основные пролеты и располагающееся в них оборудование. Представлены расчеты основного оборудования, использованного в ЭСПЦ, расчет шихты и баланс металла в цехе. Рассмотрена технология выплавки, внепечной обработки, разливки стали марки 40Х2Г2М.

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

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

В 3 разделе «Результаты проведенного исследования» рассмотрена технология выплавки и разливки, а также выбор оборудования для внепечной обработки и разливки стали марки 40Х2Г2М.

В 4 разделе «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение» представлено технико-экономическое обоснование

проекта, расчеты капитальных вложений и производственной мощности, расчет фонда заработной платы и окупаемости строительства цеха.

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

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

Abstract

The final qualification work contains 123 pages, 11 figures, 20 sources, 5 sheets of graphic material in A1 format.

Keywords: electric steelmaking shop, electric arc furnace, AKOS, circulating vacuum cleaner, electrofilter, CCM.

The relevance of the work is the creation of an electric steelmaking shop for the production of long and flat products.

The object of the study is an electric steelmaking shop with a capacity of 1 million tons of liquid steel per year in the conditions of the Far Eastern Metallurgical Plant (Komsomolsk-on-Amur).

Goals and objectives of the work: selection of the main equipment, calculation of the shop and equipment, balance of metal and charge in the shop, social responsibility and economic justification for the construction of the shop. As a result of the development, an electric steelmaking shop was designed, the main spans and the equipment located in them were considered. The calculations of the main equipment used in the ESPC, the calculation of the charge and the balance of the metal in the shop are presented. The technology of smelting, out-of-furnace processing, and casting of 40X2G2M steel is considered.

Section 1 "Object of research" describes the organizational structure of the workshop management, the design of the workshop building, the cargo flows of the workshop, and the organization of work in the workshop.

In section 2, "Calculations and Analytics", calculations of the balance of metal and charge, the main equipment used in the ESPC, are presented.

In section 3, "Results of the study", the technology of smelting and casting, as well as the choice of equipment for out-of-furnace processing and casting of 40X2G2M steel is considered.

Section 4, "Financial management, resource efficiency and resource conservation", presents a feasibility study of the project, calculations of capital

investments and production capacity, calculation of the salary fund and payback for the construction of the workshop.

In section 5, "Social responsibility", the main dangerous and harmful factors, their impact on a person and methods of combating them are considered. Environmental protection measures are also presented.

In conclusion, the main characteristics of the projected workshop and the feasibility of this project are outlined.

Содержание

Введение	15
1 Объект исследования	16
1.1 Техничко-экономическое обоснование	16
1.2 Общая характеристика здания цеха	17
1.3 Организация работ в цехе	22
2 Расчеты и аналитика	32
2.1 Баланс металла в электросталеплавильном цехе	32
2.2 Расчет шихты для выплавки стали 40X2Г2М	39
2.3 Расчёт оборудования печного пролёта	60
2.4 Расчет количества бункеров для сыпучих в бункерном пролете	64
2.5 Расчет оборудования раздаточного пролета	67
2.6 Расчёт количества вакууматоров	68
2.7 Определение производительности и основных параметров МНЛЗ	69
3 Результаты проведенного исследования	78
3.1 Технология выплавки, внепечная обработка и разливка стали марки 40X2Г2М	78
4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	88
4.1 Техничко-экономическое обоснование цеха	88
4.2 Расчет основных фондов цеха и вложения при его строительстве	88
4.3 Расчёт производственной мощности и производственной программы цеха	89
4.4 Расчёт численности персонала в цехе	91
5 Социальная ответственность	105

5.1 Описание рабочего места	105
5.2 Анализ вредных факторов проектируемой производственной среды	106
5.3 Анализ опасных факторов произведенной среды	112
5.4 Охрана окружающей среды	114
5.5 Чрезвычайные ситуации на производстве	117
5.6 Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности	119
Заключение	120
Список использованных источников	121
Приложение А	124

Компак диск:

В конверте
на обороте
обложки

ФЮРА В71.063.000.000 ПЗ Пояснительная записка. Файл Пояснительная записка.docx в формате Microsoft Office Word 2016.

ФЮРА В71.063.001.000. План цеха (Лист 1). Файл E:\План цеха.cdw в формате Компас 3-DV16

ФЮРА В71.063.001.000. Разрез цеха (Лист 2). Файл E:\Разрез цеха.cdw в формате Компас 3-DV16

ФЮРА В71.063.002.000 ЛП. Технологическая схема.

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

ФЮРА. В71.063.03.000 ЛП. Техничко–экономические показатели.

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

ФЮРА В71.063.004.000 ЛП. Схема газоочистки.

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

Графический материал:

на отдельных

ФЮРА В71.063.001.000 План цеха

ФЮРА В71.063.002.000 ЛП Технологическая схема производства

ФЮРА В71.063.003.000 ЛП Техничко-экономические показатели

ФЮРА В71.063.004.000 ЛП Схема газоочистки

Введение

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

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

В данной дипломной работе разработан проект цеха производительностью 1 000 000 тонн стали в год.

1 Объект исследования

1.1 Техничко-экономическое обоснование

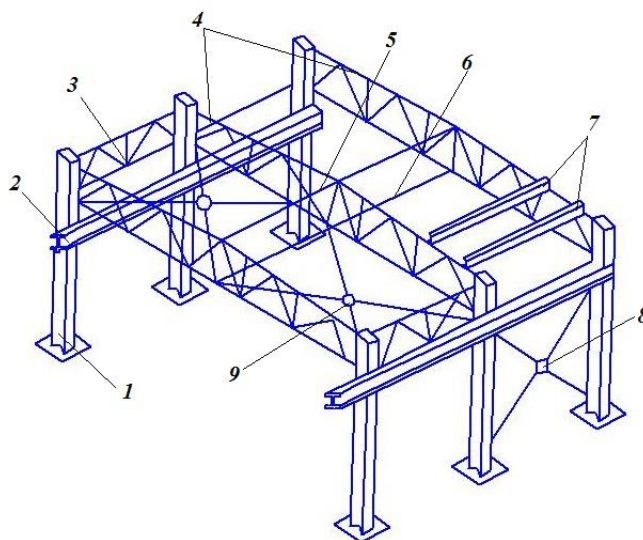
Группа «Амурметалл» образована на базе ОАО «Амурметалл» (г. Комсомольск-на-Амуре) – единственного на Дальнем Востоке России электрометаллургического завода по выплавке стали с последующим переделом в сортовой и листовой прокат.

Проектируемый электросталеплавильный цех будет сооружен на Дальнем Востоке в городе Комсомольск-на-Амуре. Данный цех будет входить в состав Амурметалл. Цех будет создан по прогрессивным технологиям, что позволит производить сталь улучшенного качества с меньшими затратами на ее производство. Тем самым повысится конкурентная способность предприятия. При принятии решения о проектировании ЭСПЦ учитывался тот факт, что сталь имеет большой спрос на мировом рынке. Сталь 40Х2Г2М производимая проектируемым цехом одна из востребованных марок на рынке России и СНГ. Широко применяется в строительстве мостов, перекрытий, производстве оборудования, машиностроении, судостроении, военной отрасли и прокладке трубопроводов. Используется в регионах холодным климатом, так как это очень прочная и устойчивая сталь, эксплуатация которой допускается при температуре от -70 °С до +425 °С.

Данное предприятие имеет выгодное географическое местоположение ОАО «Амурметалл» по отношению к рынкам сбыта стран Юго-Восточной Азии. Имеет развитую транспортную инфраструктуру. Близость морских портов, обуславливает конкурентное преимущество для ОАО «Амурметалл» при реализации продукции за рубеж. Морские перевозки намного дешевле железнодорожных. Готовая продукция реализуется в основном в судостроении, стройиндустрии и машиностроении.

1.2 Общая характеристика здания цеха

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



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

Рисунок 1 – Элементы стального каркаса

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

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

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

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

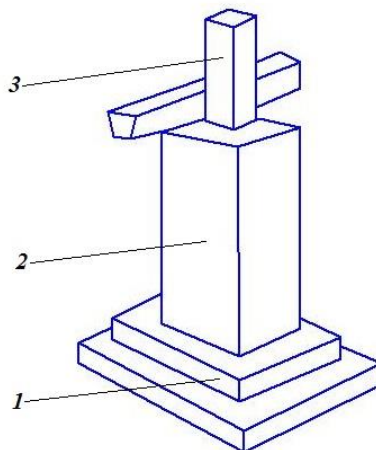
Вертикальные связи в виде ферм обеспечивают правильность установки верхушек колонн при монтаже, а также передачу продольных усилий с верхних участков торцевых стен на колонны.

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

1.2.1 Конструкции фундаментов

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

Для каркасных зданий характерны одиночные столбчатые фундаменты под несущие конструкции колонны (рисунок 2).



1 – монолитный фундамент (подошва); 2 – подколонник;
3 – железобетонная колонна

Рисунок 2 – Фундамент под отдельно стоящие колонны

1.2.2 Конструкция фундаментных балок

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

1.2.3 Конструкции колонн

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

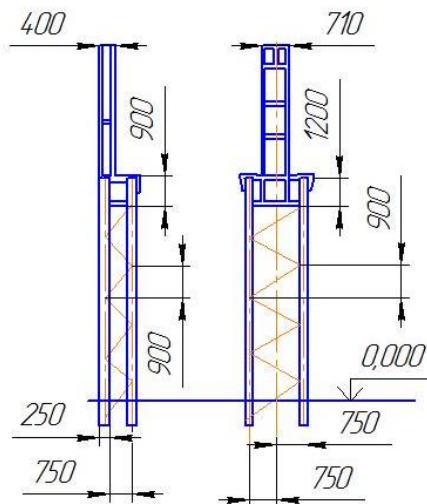


Рисунок 3 – Стальные колонны одноветвевые и двухветвевые

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

Колонны располагают строго по разбивочным осям. В зависимости от расположения в каркасе различают: средние колонны, их устанавливают в продольных рядах многопролетных зданий между смежными параллельными пролетами, и крайние колонны, устраиваемые вдоль наружных продольных стен. В данном проекте шаг колонн 12000 мм.

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

1.2.4 Конструкции подкрановых балок

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

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

1.2.5 Конструкции стропильных и подстропильных ферм

Стропильные фермы несут покрытия здания (рисунок 4).

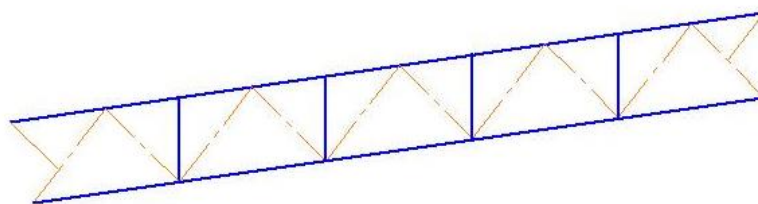


Рисунок 4 – Стропильная ферма

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

Шаг установки стропильных ферм определяется шагом колонн крайнего ряда – 12000 мм. Таким образом, стропильная ферма с одной стороны опирается на колонну, с другой стороны – подстропильную ферму. В свою очередь подстропильная ферма опирается на соседние колонны среднего ряда. Конструкция подстропильных ферм, в общем, такая же, как и стропильных ферм с параллельными поясами.

1.2.6 Конструкции стен

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

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

1.2.7 Конструкции покрытий

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

1.2.8 Конструкции ворот

Ворота ЭСПЦ раздвижные, они имеют большую скорость открывания. Раздвижные ворота служат для проезда напольного автотранспорта. Для создания оптимального микроклимата проёмы в цехе оборудованы воздушно тепловыми завесами.

1.3 Организация работ в цехе

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

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

1.3.1 Организация работ в печном пролете

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

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

Работа печного пролета подчинена выполнению следующих задач: доставка и загрузка в печь металлошихты, заправка печей, доставка электродов и организация их наращивания по мере расхода, организация уборки шлака, выпуск жидкого металла в сталеразливочный ковш, организация капитальных, холодных и горячих ремонтов печей [2].

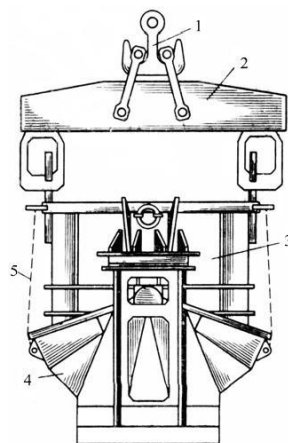
Печи установлены выше нулевой отметки, несмотря на увеличения стоимости здания, такое конструкционное решение имеет ряд достоинств: удобно обслуживать нижние механизмы печи, можно лучше организовать уборку шлака, появляется дополнительная площадь под рабочей площадкой, которая используется под складские помещения. Здесь располагаются ремонтные службы, удастся лучше скомпоновать электрическое оборудование в печных подстанциях. Наконец, отпадает забота об уровне грунтовых вод, в зоне выпуска стали из печи.

Для обслуживания печи сооружена рабочая площадка, представляющая собой металлическую конструкцию из опорных колонн, продольных и поперечных балок и настила. Настил делается из железобетонных плит или выкладывается из огнеупорных кирпичей.

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

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

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



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

Рисунок 5 – Завалочная бадья грейферного типа

с автобадьевозов поднимают завалочным мостовым краном, и устанавливаются в непосредственной близости от печи. У шумо-пылезащитной камеры печи подвижные щиты раздвигаются, отворачивается свод печи, бадья поднимается краном и происходит загрузка металлолома в печь.

Скачивание и уборка шлака осуществляется через рабочее окно печи. Шлак самотеком удаляется из печи в чугунную шлаковую чашу, установленную стационарно под печью. Объем шлаковой чаши составляет 16 м³, и он рассчитывается на прием шлака от одной – двух плавок. Подачу шлаковой чаши под печь и транспортировку наполненных чаш в шлаковое отделение осуществляют автошлаковозом (рисунок 6).

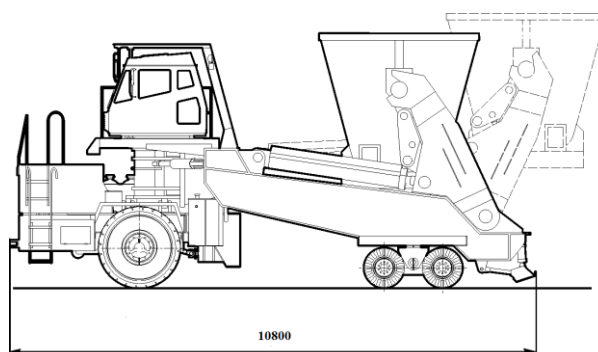


Рисунок 6 – Автошлаковоз

1.3.2 Организация работ в бункерном пролете [3]

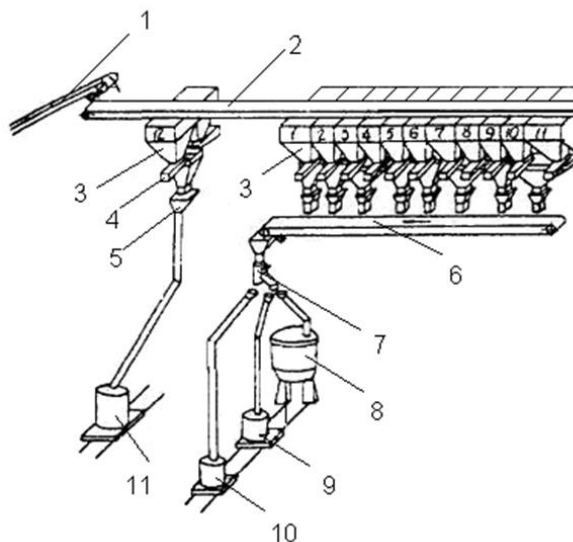
ЭСПЦ потребляет большое количество разнообразных материалов лом из углеродистых и легированных марок стали, чугун, известь, известняк, плакиковый шпат, кварцит, железную руду, ферросплавы различных марок. Каждый материал должен быть подан к определённом месту в нужное время и в нужном количестве с минимальными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

Оперативный запас сыпучих материалов (шлакообразующие, окислители, ферросплавы, заправочные) хранятся в стационарных бункерах вместимостью 20–30 м³. Бункера установлены над рабочей площадкой в бункерном пролёте, между печным и раздаточным пролётами.

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

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

Расходные бункера загружаются с помощью ленточного конвейера и автоматической ленточной тележки. После подачи команды на заполнение расходных бункеров разгрузочная тележка перемещается и останавливается над нужным бункером. Включается наклонный конвейер, связывающий склад и бункерный пролёт, одновременно на складе включается вибропитатель, бункера с нужным материалом и ленточные весы. После выдачи заданного количества материала от ленточных весов поступает сигнал на отключения вибропитателя. Под каждым расходным бункером имеется вибропитатель и бункерные весы, под весами ленточный конвейер, который подаёт материал в распределительную воронку и по трубочкам попадает в ДСП, ковш при выпуске или АКОС (рисунок 7).



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

Рисунок 7 – Организация подачи сыпучих и ферросплавов в ЭСПЦ

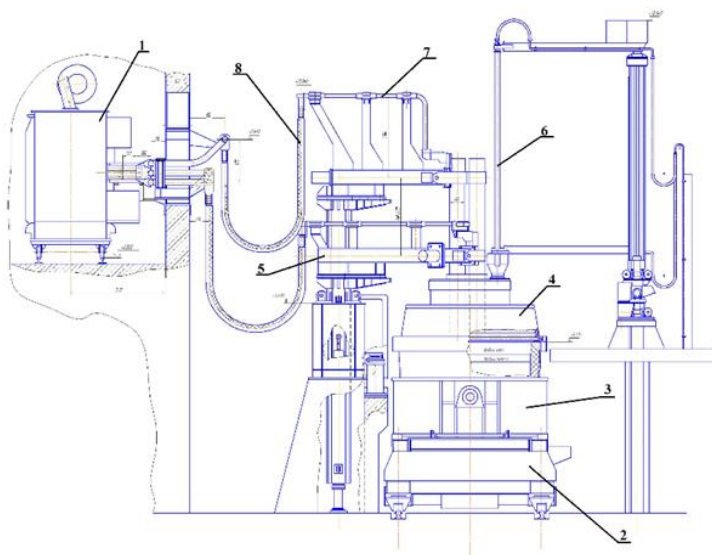
Управление осуществляется с пульта управления печью. Оператор задаёт количество компонентов, массу каждого компонента, адрес подачи (в печь, в ковш на выпуске или АКОО) и подаёт команду.

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

1.3.3 Организация работ в раздаточном пролёте

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

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



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

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

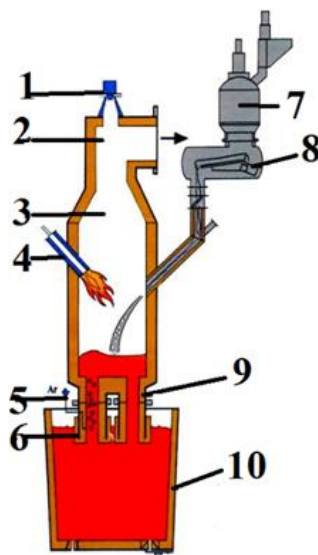
Рисунок 8 – Схема агрегата ковш-печь

Управление сталевозом дистанционное, точность остановки сталевоза ± 30 мм.

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

Для получения конструкционной стали, после обработки металла в АКОСе ковш с металлом на стелевозе выезжает из-под свода АКОСа где краном раздаточного пролёта ковш устанавливают на поворотный стенд машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

Отдельные группы марок сталей (низкоуглеродистые, флокеночувствительные), требующие обработки в вакууме будут обрабатываться на установке циркуляционного вакуумирования, которая представляет собой камеру с огнеупорной футеровкой, оснащенной двумя патрубками, которые погружают в жидкий металл (рисунок 8).



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

Рисунок 9 – Схема RH – процесса (циркуляционного вакуумирования)

В результате снижения давления в системе и поддувки инертного газа в входящий погружной патрубок металл подсасывается в вакуум-камеру, где

происходят его обезуглероживание и дегазация, а также другие реакции, связанные с дегазацией. Обработка всей плавки идет быстро за счет циркуляции жидкой стали.

Погружение патрубков осуществляют путем опускания самой камеры или при подъеме ковша. В целях минимизации времени замены камеры может быть предусмотрена система быстросменных вакуум-камер.

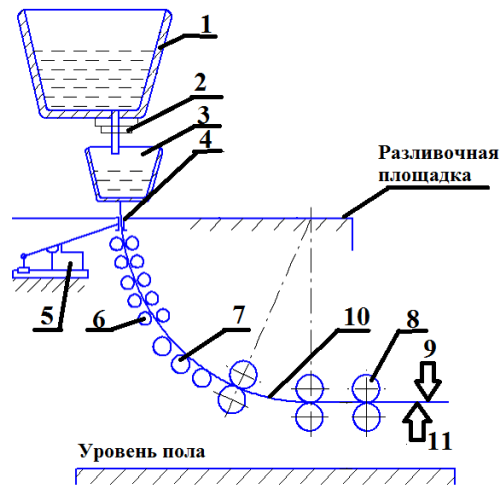
Циркуляционное вакуумирование устанавливаем, ближе к торцу раздаточного пролёта ЭСПЦ, это необходимо для уменьшения вакуумной коммуникации, так как парожекторную станцию располагаем вне цеха. Такое расположение позволяет максимально использовать энергию, затраченную на отсос газа из камеры, которая может быть затрачена, если тракт отвода газов велик.

1.3.4 Организация работ в пролёте МНЛЗ

Этот пролёт предназначен для проведения разливки металла на МНЛЗ для получения заготовок. Установлены две радиальные МНЛЗ (рисунок 10).

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

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



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

Рисунок 10 – Радиальная МНЛЗ

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

2 Расчеты и аналитика

2.1 Баланс металла в электросталеплавильном цехе

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

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

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

Опираясь на сортамент выплавляемых в цехе марок стали, выбранное сечение заготовки, отливаемой на МНЛЗ, рассчитывают количество возвратимых и невозвратимых отходов и потребность в шихте на 1 т заготовки. Результаты расчетов сводятся в таблицу 2.

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

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

Группа марок	Производство, т/год	Возвратимые отходы						Угар		Требуется Металлической шихты, т/год
		Обрезь		Скрап		всего		%	т	
		%	т	%	т	%	т			
1	450000	4	14000	0,7	2450	4,7	16450	7	24500	490950
2	250000	3,5	8750	0,7	1750	4,2	10500	6	15000	275500
3	200000	3,5	7000	0,7	1400	4,2	8400	7	14000	222400
4	100000	3,5	3500	0,7	700	4,2	4200	7	7000	111200
Всего	1000000		33250		6300		39550		34400	1100050

Расход шихты на 1 т. продукции составит:

$$f = \frac{\text{Ш}}{Q}; \quad (1)$$

$$f = \frac{1100050}{1000000} = 1,10$$

В соответствии с этим выход годного по цеху составит:

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

$$f = \frac{1000000}{1100050} \cdot 100\% = 90$$

2.1.1 Отходы в прокатных цехах

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

Таблиц 3 – Количество отходов при прокатном переделе

Группа марок	Стан 800/700/500						КР	Масса годного, тыс. тонн
	Поступило на обработку, тыс. тонн	Обрез		Угар				
		%	т	%	т			
1	450	9,0	31,5	2	7	1,13	311,5	
2	250	9,0	22,5	2	5	1,13	222,5	
3	200	9,0	18	2	4	1,13	178	
4	100	9,0	9	2	2	1,13	89	
Всего	1000		81		18		801	

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

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

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

Номер группы	Производство тыс.т/год	Наименование группы	Марки стали	Химический состав, %					
				C	Mn	Si	Cr	Ni	Cu
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	450	Сталь конструкционная легированная ГОСТ 4543-71	40X2Г2М	0,35-0,43	1,8-2,3	0,4-0,7	1,8-2,3	–	–
			25ХГМ	0,23-0,29	0,9-1,2	0,17-0,37	0,3	–	0,2
			Среднее по группе		1,55	0,46	0,3	–	0,2
2	250	Хромокремнеарганцевая ГОСТ 4543-71	25ХГСА	0,22-0,28	0,8-1,10	0,9-1,20	0,8-1,10	–	
			30ХГСА	0,28-0,34	0,8-1,10	0,9-1,20	0,8-1,10	–	
			35ХГСА	0,32-0,39	0,8-1,10	1,10-1,40	1,10-1,40	–	
			Среднее по группе		0,95	1,15	1,20	–	
3	200	Хромоникелевая ГОСТ 4543-71	40ХН	0,36-0,44	0,50-0,80	0,17-0,37	0,45-0,75	1,0-1,4	
			12ХН3А	0,09-0,16	0,30-0,60	0,17-0,37	0,60-0,90	2,75-3,15	
			20Х2Н4А	0,16-0,22	0,30-0,60	0,17-0,37	1,25-1,65	3,25-3,65	
			Среднее по группе		0,50	0,27	0,95	2,90	
4	100	Углеродистая качественная конструкционная ГОСТ 1050-74	20	0,17-0,24	0,35-0,65	0,17-0,37	–	–	
			40	0,37-0,45	0,50-0,80	0,17-0,37	–	–	
			50	0,47-0,55	0,50-0,80	0,17-0,37	–	–	
			60Г	0,57-0,65	0,70-1,0	0,17-0,37	–	–	
			Среднее по группе		0,70	0,27	–	–	
Всего	1000								

По данным таблицы 3 составляется таблица 4.

Таблица 4 – Баланс металла по прокатным цехам, тыс. т

Статьи баланса	Группа марок				Сумма, т
	1	2	3	4	
Отходы: обрез	31500	22500	18000	9000	81000
угар	7000	5000	4000	2000	18000
Годный прокат	411500	222500	178000	89000	801000
Итого	450000	250000	200000	100000	1000000

По данным таблицы вычисляется сквозной коэффициент расхода слитков:

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

$$СКР = \frac{900000}{900000} = 1,00.$$

И выход годного:

$$ВГ = \frac{100}{(СКР)} = \frac{100}{1,00} = 100\%. \quad (5)$$

Таблица 5 – Общее количество возвратимых отходов тыс. т

Источник поступления	Группа марок				Сумма, т
	1	2	3	4	
Из ЭСПЦ	16450	10500	8400	4200	39550
Из прокатных цехов	41500	22500	18000	9000	81000
Всего	47950	43500	26400	13200	131050

2.1.2 Расход ферросплавов и легирующих материалов

Возвратимые отходы электросталеплавильного цеха и прокатных цехов используются для выплавки стали методом переплава. При расплавлении шихты часть легирующих элементов окисляется, коэффициент усвоения (использования) легирующих отходов зависит от многих факторов, таких как сродство к кислороду, содержание элементов в отходах, насыпной вес скрапа. Обычно принимают, что кремний, алюминий и другие высокоактивные элементы выгорают полностью (коэффициент усвоения равен нулю).

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

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

где Φ – масса ферросплава, т;

G – масса жидкого металла, т;

a – содержание данного элемента в готовой стали, %;

b – содержание его в ванне перед легированием, % ;

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

m – базовое содержание элементов в ферросплаве, %;

n – коэффициент усвоения.

Таблица 7 – Потребность цеха в феррохроме

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание хрома в стали, %	Остаточная концентрация хрома, %	Возврат хрома, т	Содержание хрома в феррохроме, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве, тыс. т
1	2	3	4	5	6	7	8
1	450000	0,3	0	0,122	80	0,95	1381,41
2	250000	1,2	0	0,443	80	0,95	3946,78
3	200000	0,95	0	0,213	80	0,95	2499,71
Сумма				0,778			7827,9

$$\Phi_1 = \frac{450000 \cdot (0,3 - 0) - 100 \cdot 0,122}{0,95 \cdot 80} = 1381,41$$

$$\Phi_2 = \frac{250000 \cdot (1,2 - 0) - 100 \cdot 0,443}{0,95 \cdot 80} = 3946,78;$$

$$\Phi_3 = \frac{200000 \cdot (0,95 - 0) - 100 \cdot 0,213}{0,95 \cdot 80} = 2499,71.$$

Таблица 8 – Потребность цеха в меде

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание меди в стали, %	Остаточная концентрация меди, %	Возврат меди, т	Содержание меди в феррохроме, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве, тыс. т
1	2	3	4	5	6	7	8
1	450000	0,225	0	0,105	80	0,97	1014,68
Сумма				0,105			1014,68

$$\Phi_1 = \frac{450000 \cdot (0,225 - 0) - 100 \cdot 0,105}{0,97 \cdot 80} = 1014,68$$

Таблица 9 – Потребность цеха в ферромарганце

Группа марок	Масса Жидкого	Среднее Содержание марганца в стали, %	Остаточная концентрация марганца, %	Возврат марганца, т	Содержание марганца в ферромарганце, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве, тыс. т
1	450000	1,55	0,1	0,594	65	0,95	8217,66
2	250000	0,95	0,1	0,330	65	0,95	3440,76
3	200000	0,5	0,1	0,105	65	0,95	1295,37
4	100000	0,7	0,1	0,073	65	0,95	971,54
Сумма				1,102			13925,33

$$\Phi_1 = \frac{450000 \cdot (1,55 - 0,1) - 100 \cdot 0,594}{0,95 \cdot 65} = 8217,66$$

$$\Phi_2 = \frac{250000 \cdot (0,95 - 0,1) - 100 \cdot 0,330}{0,95 \cdot 65} = 3440,76;$$

$$\Phi_3 = \frac{200000 \cdot (0,5 - 0,1) - 100 \cdot 0,105}{0,95 \cdot 65} = 1295,37;$$

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

Группа	Масса возвратимых отходов	Возврат марганца			Возврат хрома			Возврат никеля			Возврат меди		
		Среднее содержание, %	Коэф.усвоения	Масса марганца из отходов	Среднее содержание, %	Коэф. усвоения	Масса хрома из отходов	Среднее содержание, %	Коэф. усвоения	Масса никеля из отходов	Среднее содержание, %	Коэф. усвоения	Масса меди из отходов
1	47,95	1,55	0,8	0,594	0,3	0,85	0,12	0,3	0,97	0,13	0,225	0,97	0,10
2	43,5	0,95	0,8	0,330	1,20	0,85	0,44	–	–	–			
3	26,4	0,50	0,8	0,105	0,95	0,85	0,21	2,90	0,97	0,75			
4	13,2	0,70	0,8	0,073	–	0,85	–	–	–	–			
Итого	131,05			1,102			0,77			0,89			0,10

$$\Phi_4 = \frac{100000 \cdot (0,7 - 0,1) - 100 \cdot 0,073}{0,95 \cdot 65} = 971,54$$

Таблица 10 – Потребность цеха в ферросилиции

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание кремния в стали, %	Остаточная концентрация кремния, %	Возврат ферросилиции, т	Содержание кремния в ферросилиции, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве
1	450000	0,46	0	0	75	0,9	2385,18
2	250000	1,15	0	0	75	0,9	4259,25
3	200000	0,27	0	0	75	0,9	800
4	100000	0,27	0	0	75	0,9	400
Сумма							7844,43

$$\Phi_1 = \frac{450000 \cdot (0,46 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 2385,18$$

$$\Phi_2 = \frac{250000 \cdot (1,15 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 4259,25;$$

$$\Phi_3 = \frac{200000 \cdot (0,27 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 800$$

$$\Phi_4 = \frac{100000 \cdot (0,27 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 400.$$

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

Таблица 11 – Потребность цеха в никели

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание никеля в стали, %	Остаточная концентрация никеля, %	Возврат никеля, т	Содержание никеля в ферросилиции, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве
1	450000	0,3	0,25	0,139	0,3	0,97	60089,7
3	200000	2,9	0,25	0,752	0,3	0,97	1821047,4
Сумма				0,891			1881137,1

$$\Phi_1 = \frac{450000 \cdot (0,3 - 0,25) - 100 \cdot 0,139}{0,97 \cdot 0,3} = 60089,7$$

$$\Phi_3 = \frac{200000 \cdot (2,9 - 0,25) - 100 \cdot 0,752}{0,97 \cdot 0,3} = 1821047,4$$

Таблица 12 – Баланс металла по электросталеплавильному цеху

Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
Стальной лом	931744.26	Годные слитки	1000000
Собственные отходы	131050	Обрез	33250
Ферромарганец	13925.33	Скрап	6300
Феррохром	7827.9	Угар	60500
Никель	5643.4	Обрез и угар прокатного стана	81000 18000
Медь	1014,68	–	–
Ферросилиций	7844.43	Итого	1099050
Итого	1099050		

2.2 Расчет шихты для выплавки стали 40X2Г2М

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

Химический состав углеродистого лома, кокса, ферромолибдена и готовой стали приведен в таблице 1

Таблица 1 – Химический состав исходных материалов и готовой стали

Наименование материала	Элементы, %							
	C	Mn	Si	P	S	Mo	Cr	Fe
Лом углеродистый ГОСТ 4543-71	0,30	0,50	0,27	0,030	0,040	–	–	ост.
Ферромолибден ФМо60 ГОСТ 4759-91	0,05	–	0,80	0,05	0,10	60	–	ост.
Готовая сталь марки 40Х2Г2М ГОСТ 10543 - 98	0,35–0,43	1,8–2,3	0,4-0,7	1. Не более		0,8–1,2	1,8–2,3	ост.
				0,035	0,035			
Кокс	82,0	–	–	–	0,080	62	–	–
						летучие		

Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов

Материалы	Состав, %									
	2. Ca O	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
Кварцит				98,0						100,0
Шамот	0,7	0,3	–	63,0	35	1,0				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 3.

Кроме этого задаемся характеристиками шлака – основностью $B = 1,9$ и окисленностью $(FeO) = 14 \%$, и температурой металла $t = 1610 \text{ }^\circ\text{C}$.

Таблица 3 – Химический состав раскислителей и легирующих

Наименование материала	Элемент, %					
	Si	Mn	Cr	C	P	S
	не более					
3. Ферросилиций ФС 75 ГОСТ 1415-78	74-80	≥0,4	≥0,4	–	0,05	0,02
Силикомарганец Смн 20 ГОСТ 4756-77	20-25	≥65,0	–	1,0	0,10	0,03
Феррохром ФХ 800 ГОСТ 4757-79	≤2,0	–	≥65,0	8,0	0,05	0,05

Таблица 4 – Коэффициенты усвоения элементов

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

2.2.1 Расчет составляющих завалки

Задаемся химическим составом готовой стали, который приведен в таблице 5.

Таблица 5 – Химический состав готовой стали

Элемент	C	Si	Mn	Cr	Mo	P	S
	не более						
Содержание	0,39	0,55	2,05	2,05	1,0	0,035	0,035

Соотношение между составляющими шихты определяется следующим образом:

Шихтовка по молибдену.

Исходя из состава выплавляемой стали, для получения (Mo)_{г.м.}=1% необходимо в шихтовку внести ферромolibдена

$$G_{фер.} = \frac{G_{мет.} \cdot ([Mo]_{г.м.} - [Mo]_{к.о.п.})}{[Mo]_{фер.} \cdot \eta} \cdot 100 = \frac{100 \cdot (1-0)}{60 \cdot 100} \cdot 100 = 1,67 \text{ кг}; \quad (7)$$

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

Mo_{Mo} – содержание молибдена в ферромolibдена, %;

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

$G_{ФМО}$ – количество молибдена, кг.

Шихтовка по углероду.

Согласно данным таблицы 1 углерод в шихту вносится углеродистым ломом и коксом, углеродом ферромolibдена можно пренебречь, т.е.

$$C_{Ш} = C_{УГЛ.ЛОМ} + C_{К} \quad ; \quad (8)$$

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

$$C_{РАСПЛ.} = C_{Ш} - \Delta C_{P}, \quad (9)$$

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. Принимаем $\Delta C_{P} = 0,1$ %. В то же время содержание углерода в металле по расплавлению можно выразить соотношением

$$C_{РАСПЛ.} = C_{К.О.П.} + \Delta C_{О.П.}, \quad (10)$$

где $C_{К.О.П.}$ – содержание углерода в металле в конце окислительного периода, %;

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

По практическим данным в целях хорошей дегазации в окислительный период окисляются от 0,2 до 0,5 % углерода. Принимаем $\Delta C_{О.П.} = 0,3$ %. $C_{К.О.П.}$ можно выразить соотношением

$$C_{К.О.П.} = C_{Г.СТ.} - \Delta C_{В.П.}, \quad (11)$$

где $C_{Г.СТ.}$ – содержание углерода в готовой стали, % (согласно таблице 5, $C_{Г.СТ.} = 0,4$ %);

$\Delta C_{В.П.}$ – количество углерода, вносимого в металл в восстановительный период, %.

Подставляя в уравнение (5) выражение (6), получим

$$C_{РАСПЛ.} = C_{Г.СТ.} - \Delta C_{В.П.} + \Delta C_{О.П.}, \quad (12)$$

Из равенства (2) и (5) получаем $C_{Ш} - \Delta C_P = C_{Г.СТ.} - \Delta C_{В.П.} + \Delta C_{О.П.}$, следовательно

$$C_{Ш} = C_{Г.СТ.} + \Delta C_P + \Delta C_{О.П.} - \Delta C_{В.П.} \quad (13)$$

2.2.3 Определение количества углерода, внесенного в металл в восстановительный период ($\Delta C_{В.П.}$)

В восстановительный период углерод вносится в металл за счет присадок ферросплавов и науглероживания через шлак при раскислении его коксом. При плавке стали под белым шлаком науглероживание металла ($\Delta C_{НАУГЛ.}$) колеблется в пределах 0,01–0,03 %. Принимаем $\Delta C_{НАУГЛ.} = 0,01$ %, тогда

$$\Delta C_{В.П.} = \Delta C_{НАУГЛ.} + C_{ФЕР.} \quad (14)$$

где $C_{ФЕР.}$ – количество углерода, внесенного в металл ферросплавами, %.

Количество углерода, внесенное в металл ферросплавами

$$C_{фер} = \frac{[X]_{Г.СТ.} \cdot [C]_{фер}}{[X]_{фер} \cdot \eta_x} \cdot 100, \quad (15)$$

где $[X]_{Г.СТ.}$ – содержание легирующего элемента в готовой стали (таблица 5), %;

$[C]_{ФЕР.}$ – содержание углерода в данном ферросплаве (таблица 3), %;

$[X]_{ФЕР.}$ – содержание легирующего элемента в данном ферросплаве (таблица 3), %;

η_x – коэффициент извлечения легирующего элемента из ферросплава, (таблица 4), %.

Из таблицы 3 следует, что самое высокое содержание углерода в феррохроме марки ФХ800 Б, содержанием углерода в других применяемых ферросплавах можно пренебречь.

Принимаем $C_{ФХ800 Б} = 7,0$ %, $C_{Г.СТ.} = 70,0$ %, $[Cr]_{Г.СТ.} = 2,05$ %, $\eta_{Cr} = 98$ %.

Имеем

$$C_{фер} = \frac{2,05 \cdot 7,0}{70,0 \cdot 98} \cdot 100 = 0,21\%.$$

Следовательно: $\Delta C_{В.П.} = 0,01 + 0,21 = ,22$ %.

Определим из уравнения (8) содержание углерода в шихте

$$C_{ш} = 0,39 + 0,1 + 0,3 - 0,22 = 0,570 \text{ \%}.$$

Количество углерода в шихте равно

$$G_{C_{ш}} = \frac{G_{ш} \cdot C_{ш}}{100} = \frac{100 \cdot 0,570}{100} = 0,570 \text{ кг}. \quad (16)$$

В соотношении (3)

$$G_{C_k} = \frac{G_k \cdot C_k \cdot \eta_c}{100 \cdot 100}. \quad (17)$$

Из таблиц 1 и 4 принимаем $C_k = 82 \text{ \%}$, $\eta_c = 60 \text{ \%}$.

Имеем

$$G_{C_k} = \frac{G_k \cdot 82 \cdot 60,0}{100 \cdot 100} = 0,492 \cdot G_k \text{ кг}.$$

2.2.4 Определение количества углеродистого лома ($G_{\text{УГЛ.ЛОМА}}$)

Вес углеродистого лома в завалке составит

$$G_{\text{УГЛ.ЛОМА}} = G_{ш} - G_{\text{ФМО}} - G_k = 100,0 - 1,67 - G_k = 98,33 - G_k \text{ кг}. \quad (18)$$

Это количество углеродистого лома внесет углерода

$$G_{C_{\text{УГЛ.ЛОМА}}} = \frac{G_{\text{УГЛ.ЛОМА}} \cdot C_{\text{УГЛ.ЛОМ}}}{100}, \quad (19)$$

где $C_{\text{УГЛ.ЛОМ}}$ – содержание углерода в углеродистом ломе (таблица 1), %

$$G_{C_{\text{УГЛ.ЛОМА}}} = \frac{(98,33 - G_k) \cdot 0,3}{100}, \text{ кг}.$$

Полученные значения $C_{ш}$, $G_{\text{УГЛ.ЛОМ}}$ и G_k подставляем в выражение (1), получаем

$$0,570 = \frac{(98,33 - G_k) \cdot 0,3}{100} + 0,492 G_k. \quad (20)$$

Решая уравнение (15), определяем $G_k = 0,562 \text{ кг}$, тогда $G_{\text{УГЛ.ЛОМА}} = 97,768 \text{ кг}$.

Таким образом, для выплавки стали марки 40Х2Г2М принимается следующий состав шихтовых материалов:

Таблица 6 – состав шихтовых материалов

углеродистый лом	– 97,768 кг
ферромолибден	– 1,67 кг
кокс	– 0,562 кг
Итого:	100,0 кг

Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами приведено в таблице 6.

Таблица 7 – Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами

Наименование материала	Вес, кг	Содержание элементов, внесенных в металл, кг							
		C	Mn	Si	S	P	Mo	Fe	Σ
Углеродистый лом	97,768	0,293	0,488	0,263	0,039	0,029		96,656	
Ферромолибден	1,67	0,0008		0,013	0,0002	0,0008	1,002	0,6532	
Кокс	0,562	0,277							
Итого, кг		0,570	0,488	0,276	0,0392	0,0298	1,002	97,309	99,714
Итого, %		0,571	0,489	0,277	0,039	0,029	1,004	97,588	100,0

2.2.5 Период расплавления и окислительный период

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

В период расплавления и окислительный период окисляются следующие элементы:

- 1) углерод окисляется на $\Delta C = \Delta C_P + \Delta C_{O.П.} = 0,1 + 0,3 = 0,4 \%$ или

$$G_{\Delta C} = \frac{99,714 \cdot 0,4}{100} = 0,399 \text{ кг};$$

- 2) кремний окисляется полностью – 0,276 кг;

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

$$G_{Mn} = \frac{0,488 \cdot 65,0}{100} = 0,317 \text{ кг}$$

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

5) фосфора в готовом металле должно быть 0,029 %. Следовательно, нужно окислить $\Delta P = 0,029 - 0,015 = 0,014$ %, или

$$G_P = \frac{G_{мет} \cdot \Delta P}{100} = \frac{99,714 \cdot 0,014}{100} = 0,014 \text{ кг}; \quad (21)$$

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

$$G_{Fe} = \frac{97,309 \cdot 3,0}{100} = 2,92 \text{ кг.}$$

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 $FeO / Fe_2O_3 = 2-4$. Принимаем $FeO / Fe_2O_3=3$, т.е. из 10 % окислившегося железа в шлак 7,5 % железа окисляется до FeO , а 2,5 % железа – до Fe_2O_3 .

Таким образом, в шлак переходит

$$\frac{2,92 \cdot 10}{100} = 0,29 \text{ кг Fe.}$$

Из этого количества окисляется

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

$$\text{до } Fe_2O_3 \frac{0,29 \cdot 25,0}{100} = 0,07 \text{ кг.}$$

В зоне электрических дуг испаряется

$$\frac{2,92 \cdot 90}{100} = 2,63 \text{ кг Fe и } Fe_2O_3$$

В таблице 7 приводится необходимое количество закиси железа для окисления указанных элементов и количество образовавшихся оксидов.

Таблица 7 – Количество закиси железа (FeO) и образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента, кг	Потребное количество FeO, кг	Количество образовавшегося оксида, кг	Количество восстановленного в металл железа, кг
$[Mn] + (FeO) = (MnO) + [Fe]$	0,317	$0,317 \cdot \frac{72}{55} = 0,415$	$G_{MnO} = 0,317 \cdot \frac{71}{55} = 0,409$	$Fe = 0,317 \cdot \frac{56}{55} = 0,323$
$[Si] + 2(FeO) = (SiO_2) + 2[Fe]$	0,276	$0,276 \cdot \frac{72 \cdot 2}{28} = 1,419$	$G_{SiO_2} = 0,276 \cdot \frac{60}{28} = 0,591$	$Fe = 0,276 \cdot \frac{112}{28} = 1,104$
$2[P] + 5FeO = (P_2O_5) + 5[Fe]$	0,014	$0,014 \cdot \frac{72 \cdot 5}{31 \cdot 2} = 0,081$	$G_{P_2O_5} = 0,014 \cdot \frac{142}{2 \cdot 31} = 0,032$	$Fe = 0,014 \cdot \frac{5 \cdot 56}{2 \cdot 31} = 0,063$
Итого:		$\Sigma FeO = 1,915$		$\Sigma Fe = 1,49$

В таблице 8 приводится необходимое количество кислорода для окисления углерода и железа шихты и количество образовавшихся оксидов.

Таблица 8 – Количество кислорода и образовавшихся оксидов

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

2.2.6 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, выраженной отношением CaO/SiO₂ приведена у А.Д.Крамарова.

Коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом выражается следующим соотношением

$$\frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = \frac{\{P_{исх} - [P]\} \cdot 229}{[P]^2 \cdot Ш_{о.п.}}, \quad (22)$$

где $(P_2O_5)/[P]^2$ – коэффициент распределения между металлом и шлаком;

$P_{исх}$ – содержание фосфора в шлаке, %;

$[P]$ – содержание фосфора в готовом металле, %;

$Ш_{о.п.}$ – количество шлака, % (от веса металла).

Принимаем $CaO/SiO_2 = 1,9$; $FeO = 14$ %; $t = 1610$ °С.

Согласно данным [1] получаем $P_2O_5/[P]^2 = 3981$.

Из выражения (17) определяем количество шлака. Принимаем $P_{исх} = 0,029$ %; $[P] = 0,015$ %, имеем

$$Ш_{о.п.} = \frac{(0,029 - 0,015) \cdot 229}{3981 \cdot 0,015^2} = 3,58 \text{ кг.} \quad (23)$$

2.2.7 Определение состава шлака окислительного периода

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

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

$$G_{Ш_{о.п.}} = G_{MnO} + G_{P_2O_5} + G_{Fe_2O_3} + G_{MgO} + G_{FeO} + G_{SiO_2} + G_{CaO}. \quad (24)$$

Количество (MnO) , (P_2O_5) , (Fe_2O_3) приведено в таблице 7 и 8. Количество (FeO) , (MgO) , содержащиеся в шлаке:

$$G_{FeO} = \frac{G_{Ш_{о.п.}} \cdot (FeO)}{100} = \frac{3,58 \cdot 15,0}{100} = 0,537 \text{ кг,} \quad (25)$$

$$G_{MgO} = \frac{G_{Ш_{о.п.}} \cdot (MgO)}{100} = \frac{3,58 \cdot 10,0}{100} = 0,358 \text{ кг.} \quad (26)$$

Так как основность шлака $CaO/SiO_2 = 1,9$, содержание CaO в шлаке можно выразить $CaO = 1,9 \cdot SiO_2$. Таким образом, получаем из уравнения (19)

$$3,58 = 0,409 + 0,032 + 0,10 + 0,358 + 0,537 + G_{SiO_2} + 1,9 \cdot G_{SiO_2}.$$

$$G_{SiO_2} = 0,739 \text{ кг};$$

$$G_{CaO} = 1,404 \text{ кг}.$$

Данные о приближенном весовом количестве и химическом составе шлака окислительного периода приведены в таблице 9.

Таблица 9 – Химический состав шлака окислительного периода

Окисел	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	Итого
Вес, кг	1,404	0,739	0,409	0,537	0,10	0,032	0,358	3,58
%	39,2	20,64	11,4	15,0	2,8	0,89	10,0	100,00

2.2.7 Определение расхода извести и кварцита

В результате окисления кремния (таблица 7) в состав шлака входит $G_{SiO_2} = 0,591$ кг. Следовательно присадкой кварцита необходимо внести кремнезема $G_{SiO_2} = 0,739 - 0,591 = 0,148$ кг. Тогда расход кварцита $G_{кв.}$ (в кварците содержится 98 % SiO₂ (таблица 2) для обеспечения заданной основности шлака

$$G_{кв.} = \frac{(CaO)_{шл.} \cdot 100}{(SiO_2)_{кв.}} = \frac{0,148 \cdot 100}{98} = 0,151 \text{ кг}. \quad (26)$$

Расход извести $G_{изв.}$ (в извести содержится 92 % CaO) (таблица 2) для обеспечения заданной основности шлака равен

$$G_{изв.} = \frac{(CaO)_{шл.} \cdot 100}{(CaO)_{изв.}} = \frac{1,404 \cdot 100}{92} = 1,526 \text{ кг}. \quad (27)$$

Для поддержания в шлаке FeO = 14 % требуется 0,537 кг FeO, но в шлаке уже есть 0,28 кг FeO (таблица 8). Следовательно, потребность в FeO составляет:

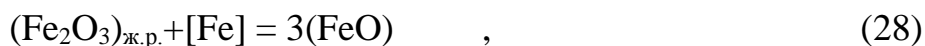
$$(FeO) = 0,537 - 0,28 = 0,257 \text{ кг}.$$

При окислении элементов Mn, Si, P тратится 1,915 кг FeO (таблица 7). Таким образом, общая потребность в FeO равна:

$$FeO = 0,257 + 1,915 = 2,172 \text{ кг}.$$

Необходимое количество FeO вносится железной рудой, химический состав которой приведен в таблице 3.

В пересчете на Fe₂O₃ по реакции



потребуется следующее количество Fe₂O₃:

$$G_{Fe_2O_3} = \frac{2,172 \cdot 160}{3 \cdot 72} = 1,61 \text{ кг.}$$

Необходимо в печь присадить железной руды

$$G_{ж.р.} = \frac{Fe_2O_3 \cdot 100}{(Fe_2O_3)_{ж.р.}} = \frac{1,61 \cdot 100}{90} = 1,79 \text{ кг.} \quad (29)$$

2.2.8 Определение состава металла конца окислительного периода

Для определения состава металла в конце окислительного периода используются данные таблиц 6–8.

Химический состав металла в конце окислительного периода приведен в таблице 10.

Таблица 10 – 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	0,570	0,399	0,171	0,176
Si	0,276	0,276	–	–
Mn	0,488	0,317	0,171	0,176
P	0,0298	0,014	0,015	0,015
S	0,0392	–	0,0392	0,040
Mo	1,002	–	1,002	1,030
Fe	97,309	2,92	94,389 + 1,49 (Σ Fe табл.7) Σ 97,277	98,562 Σ 100,00

2.2.9 Восстановительный период плавки

Восстановительный период плавки проводим под белым шлаком. По окончании окислительного периода начисто отсекаем шлак окислительного периода.

Количество шлака определяем, исходя из задачи десульфурации. Необходимо удалить из металла такое количество серы, чтобы остаток её не превышал содержание серы в готовом металле в соответствии с ГОСТ.

Принимаем $[S]_{г.м.} = 0,010 \%$. В конце окислительного периода металл содержал $0,040 \%$ серы (таблица 10). Таким образом, необходимо удалить

$$0,040 - 0,010 = 0,030 \% S.$$

Это количество соответствует

$$G_s = \frac{G_{мет}, \% S}{100} = \frac{97,277 \cdot 0,030}{100} = 0,029 \text{ кг.} \quad (30)$$

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

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

Шлак должен содержать серы

$$(S) = n_s \cdot [S] = 40 \cdot 0,010 = 0,40\%. \quad (32)$$

Отсюда количество шлака восстановительного периода $Ш_{в.п.}$

$$Ш_{в.п.} = \frac{G_s}{(S)} \cdot 100\% = \frac{0,029}{0,40} \cdot 100 = 7,25 \text{ кг.} \quad (33)$$

В восстановительный период частично окисляются из металла проходящим через печь воздухом железо и марганец. Для упрощения расчета пренебрегаем окислением марганца. На основании практических данных в нераскисленном шлаке восстановительного периода содержится 5–7 % FeO.

Принимаем

$$(FeO)_{в.п.} = 6 \%, \text{ т.е.}$$

$$G_{FeO} = \frac{Ш_{в.п.} \cdot (FeO)_{в.п.}}{100} = \frac{7,25 \cdot 6}{100} = 0,44 \text{ кг.} \quad (34)$$

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

$$G_{шл.см.} = Ш_{в.п.} - G_{FeO} = 7,25 - 0,44 = 6,81 \text{ кг.} \quad (35)$$

Следовательно, в шлаковой смеси содержится

$$G_{изв.} = \frac{G_{шл.см.} \cdot 5}{7} = \frac{6,81 \cdot 5}{7} = 4,87 \text{ кг,}$$

$$G_{шам.} = \frac{G_{шл.см.}}{7} = \frac{6,81}{7} = 0,97 \text{ кг,}$$

$$G_{пл.шт.} = \frac{G_{шл.см.}}{7} = \frac{6,81}{7} = 0,97 \text{ кг.}$$

2.2.10 Определение состава шлака восстановительного периода

При определении состава шлака восстановительного периода учитываем только основные составляющие, вносимые шлакообразующими.

Данные о приближенном составе и количестве шлака восстановительного периода приведены в таблице 11.

Таблица 11 – Приближенный состав и количество шлака восстановительного периода

Источники поступления	Количество, кг	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Известь	4,87	4,48	0,12		0,16			0,05	
Шамот	0,97		0,61					0,34	
Плавиковый шпат*	0,97		0,04			0,92			
Окисление воздухом	0,44			0,44					
Поступает при десульфурации							0,03		
Итого		4,48	0,77	0,44	0,16	0,92	0,03	0,39	7,189
Состав, %		62,3	10,71	6,12	2,23	12,80	0,3	5,42	100,0

*Считать, что CaF₂ полностью переходит в шлак.

3.8 Определение количества раскислителей и легирующих

При плавке с восстановительным периодом феррохром вводят сразу после скачивания окислительного шлака перед вводом шлакообразующих. Рафинирование металла целесообразно начинать с глубинного раскисления металла сильным раскислителем, присаживаемым на зеркало металла (Si, Al, АМС). После этого наводят восстановительный шлак, который с самого начала интенсивно обрабатывают углеродом и кремнием.

Потребность в раскислителях и легирующих определяется по формуле:

$$G_{\text{фер.}} = \frac{G_{\text{мет.}} \cdot ([X]_{\text{г.м.}} - [X]_{\text{к.о.п.}})}{[X]_{\text{фер.}} \cdot \eta} \cdot 100, \quad (36)$$

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

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

$[X]_{\text{фер.}}$ – содержание легирующего элемента в ферросплаве, % (таблица 3);

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 на штангах в металл за 2–3 минуты до выпуска.

Используя выражение (32), определяем необходимое количество силикомарганца из расчета получения в готовом металле $[Mn]_{\text{г.м.}} = 2,05$. Вес металла $G_{\text{мет}}$ условно принимаем равным весу металла в конце окислительного периода (таблица 10). Принимаем $Mn_{\text{СМн}} = 70\%$ (таблица 3), $\eta_{\text{Mn}} = 97,0$ (таблица 4)

$$G_{\text{СМн20}} = \frac{G_{\text{мет}} \cdot ([Mn]_{\text{г.т.}} - [Mn]_{\text{к.о.п.}})}{[Mn]_{\text{СМн}} \cdot \eta_{\text{Mn}}} \cdot 100 = \frac{97,277 \cdot (2,05 - 0,176)}{70 \cdot 97} \cdot 100 = 2,68 \text{ кг.} \quad (37)$$

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

Определяем содержание кремния в металле, внесенного полученным количеством силикомарганца, принимаем $Si_{CMn20} = 24 \%$ (таблица 3):

$$[Si]_{Met} = \frac{G_{CMn20} \cdot [Si]_{CMn20} \cdot \eta_{Si}}{G_{мет} \cdot 100} = \frac{2,68 \cdot 24 \cdot 70}{97,277 \cdot 100} = 0,46 \%$$
 (38)

Определяем количество феррохрома марки ФХ800Б, необходимого для легирования металла хромом из расчета получения в готовом металле $[Cr]_{г.м.} = 2,05 \%$. Принимаем $Cr_{ФХ800} = 70 \%$ (таблица 3), $\eta_{Cr} = 98 \%$ (таблица 4).

$$G_{ФХ800} = \frac{G_{мет} \cdot ([Cr]_{г.т.} - [Cr]_{к.о.п.})}{[Cr]_{ФХ800} \cdot \eta_{Cr}} \cdot 100 = \frac{97,277 \cdot (2,05 - 0)}{70 \cdot 98} \cdot 100 = 2,91 \text{ кг.}$$
 (35)

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

$$[Si]_{мет.} = \frac{G_{ФХ800} \cdot ([Si]_{ФХ800} \cdot \eta_{Si})}{G_{мет} \cdot 100} = \frac{2,91 \cdot 1,8 \cdot 70}{97,277 \cdot 100} \cdot 100 = 0,38 \%$$
 (39)

Таким образом, силикомарганец, феррохром внесут в металл кремния

$$[\Sigma Si]_{мет.} = 0,46 + 0,038 = 0,498 \%$$

Расход порошкообразного ферросилиция определяем, исходя из получения в готовом металле $[Si]_{г.м.} = 0,27 \%$. При этом принимаем $Si_{ФС75} = 75 \%$ (таблица 3), $\eta_{Si} = 50 \%$, т.е. 50 % кремния ферросилиция расходуется на раскисление (диффузионное), а 50 % кремния – на легирование металла.

$$G_{ФС75} = \frac{G_{мет} \cdot ([Si]_{г.т.} - [Si]_{к.о.п.})}{[Si]_{ФС75} \cdot \eta_{Si}} \cdot 100 = \frac{97,277 \cdot (0,55 - 0,498)}{70 \cdot 98} \cdot 100 = 0,135 \text{ кг.}$$
 (40)

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

$$G_k = g_k \cdot G_{\text{мет}} = \frac{1,0 \cdot 97,277}{1000} = 0,097 \text{ кг.} \quad (41)$$

Результаты раскисления шлага восстановительного периода приведены в таблице 12.

Таблица 12 – Раскисление шлага коксом и ферросилицием

Реакция	Расход раскислителя, кг	Восстанавливается закиси железа, кг	Переходит в металлы и остается в шлага при раскислении, кг
$(FeO) + C_K = [Fe] + \{CO\}$	$G_C = \frac{G_k \cdot [C]_k \cdot K_C^*}{100 \cdot 100} = \frac{0,097 \cdot 82 \cdot 30}{100 \cdot 100} = 0,024$	$G_{FeO}^C = \frac{G_C \cdot M_{FeO}}{M_C} = 0,024 \cdot \frac{72}{12} = 0,14$	$G_{Fe}^C = \frac{G_C \cdot M_{Fe}}{M_C} = 0,024 \cdot \frac{56}{12} = 0,11$
$2(FeO) + Si_{\Phi C} = 2[Fe] + (SiO)_2$	$G_{Si} = \frac{G_{\Phi C75} \cdot Si_{\Phi C75} \cdot \eta_{Si} \cdot K_{Si}^{**}}{100 \cdot 100 \cdot 100} = \frac{0,135 \cdot 75 \cdot 50 \cdot 30}{100 \cdot 100 \cdot 100} = 0,015$	$G_{FeO}^{Si} = \frac{G_C \cdot M_{FeO}}{M_{Si}} = \frac{0,015 \cdot 144}{28} = 0,08$ $\Sigma FeO = 0,22$	$G_{Fe}^{Si} = \frac{G_{Si} \cdot 2M_{Fe}}{M_{Si}} = 0,015 \cdot \frac{112}{28} = 0,06$ $\Sigma Fe = 0,17$
			$G_{SiO_2} = \frac{G_{Si} \cdot M_{SiO_2}}{M_{Si}} = 0,015 \cdot \frac{60}{28} = 0,032$

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 шлага восстановительного периода определяем, используя данные таблиц 11 и 12. Уточненный состав шлага восстановительного периода приведен в таблице 13.

Таблица 13 – Уточненный состав шлака восстановительного периода

Источники поступления	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Предварительный состав шлака (табл.11)	4,48	0,77	0,44	0,16	0,92	0,029	0,039	7,189
Восстановились из шлака			0,22					
Образовалось в шлаке		0,032						
Итого	4,48	0,802	0,66	0,16	0,92	0,029	0,39	7,441
Состав, %	60,21	10,78	8,87	2,15	12,36	0,39	5,24	100,0

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

В нашем случае принимаем расход алюминия (g_{Al}) равным 0,6 кг/т

$$G_{Al} = g_{Al} \cdot G_{мет} = \frac{0,6 \cdot 97,277}{1000} = 0,058 \text{ кг.}$$

Количество основных элементов, вносимых раскислителями и легирующими, приведено в таблице 14.

2.2.11 Определение состава готового металла

При расчете шихтовки по углероду было определено, что $\Delta C_{в.п.} = 0,086 \%$. Что соответствует

$$G_{C_{в.п.}} = \frac{\Delta C_{в.п.} \cdot G_{мет}}{100} = \frac{0,22 \cdot 97,277}{1000} = 0,21 \text{ кг.} \quad (41)$$

Таблица 14 – Количество элементов, вносимых ферросплавами

Наименование ферросплава	Si	Mn	Cr	Fe
Силикомарганец СМн20	$\frac{G_{СМн} \cdot [Si]_{СМн} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} =$ $= \frac{2,68 \cdot 24 \cdot 70}{100 \cdot 100} = 0,450$	$\frac{G_{СМн} \cdot [Mn]_{СМн} \cdot \eta_{Mn}}{100 \cdot 100} =$ $= \frac{2,68 \cdot 65 \cdot 97}{100 \cdot 100} = 1,69$	–	$\frac{G_{СМн} \cdot [Fe]_{СМн}}{100} =$ $= \frac{2,68 \cdot 4,87}{100} = 0,131$
Ферросилиций ФС75	$\frac{G_{ФС} \cdot [Si]_{ФС} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} =$ $= \frac{0,135 \cdot 75 \cdot 50}{100 \cdot 100} = 0,051$	Не учитываем	–	$\frac{G_{ФС} \cdot [Fe]_{ФС}}{100} =$ $= \frac{0,135 \cdot 24,9}{100} = 0,034$
Феррохром ФХ800Б	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Si]_{ФХ} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} =$ $= \frac{2,91 \cdot 1,8 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 0,034$	–	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Cr]_{ФХ} \cdot \eta_{Cr}}{100 \cdot 100} =$ $= \frac{2,91 \cdot 70 \cdot 98}{100 \cdot 100} = 1,99$	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Fe]_{ФХ}}{100} =$ $= \frac{2,91 \cdot 20,1}{100} = 0,585$
	0,535 кг	1,69 кг	1,99 кг	0,750 кг

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

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



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

$$G_{Fe} = \frac{G_{FeO} \cdot M_{Fe}}{M_{FeO}} = \frac{0,44 \cdot 56}{72} = 0,34. \quad (43)$$

Состав готового металла определяем, используя данные таблиц 10, 12, 14. Состав готового металла приведен в таблице 15.

3.10 Определение расхода шихтовых материалов на 1 т стали

Расход шихтовых материалов определяется

$$g_{ш.м.} = \frac{G_{ш.м.} \cdot 1000}{G_{г.м.}}, \quad (44)$$

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

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

Металлический лом

$$\frac{97,768 \cdot 1000}{102,253} = 956,14 \text{ кг.}$$

Кокс

$$\frac{(0,562 + 0,097) \cdot 1000}{102,253} = 6,44 \text{ кг.}$$

Известь

$$\frac{(1,526 + 4,87) \cdot 1000}{102,253} = 62,55 \text{ кг.}$$

Шамот

$$\frac{0,97 \cdot 1000}{102,253} = 9,48 \text{ кг.}$$

Плавленый шпат

$$\frac{0,97 \cdot 1000}{102,253} = 9,48 \text{ кг.}$$

Кварцит

$$\frac{0,151 \cdot 1000}{102,253} = 1,47 \text{ кг.}$$

Газообразный технический кислород

$$\frac{1,752 \cdot 1000}{102,253} = 17,13 \text{ кг.}$$

Железная руда

$$\frac{1,79 \cdot 1000}{102,253} = 17,50 \text{ кг.}$$

Силикомарганец

$$\frac{2,68 \cdot 1000}{102,253} = 26,21 \text{ кг.}$$

Ферросилиций

$$\frac{0,135 \cdot 1000}{102,253} = 1,32 \text{ кг.}$$

Феррохром

$$\frac{2,91 \cdot 1000}{102,253} = 28,45 \text{ кг.}$$

Алюминий

$$\frac{0,058 \cdot 1000}{102,253} = 0,57 \text{ кг.}$$

Ферромolibден

$$\frac{1,67 \cdot 1000}{102,253} = 16,33 \text{ кг.}$$

Таблица 15 – Химический состав готового металла

Источник поступления	C	Si	Mn	P	Mo	Cr	S	Fe
Количество элементов в конце окислительного периода, кг	0,171	0	0,171	0,015	1,002	–	0,0392	95,879
Внесено элементов ферросплавами, кг	0,21	0,535	1,69	–	–	1,99	–	0,750 0,17
Удалено в восстановительный период, кг	–	–	–	–	–	–	0,029	0,34
Итого:	0,381	0,535	1,861	0,015	1,002	1,99	0,01	96,459 Σ102,253
Состав, %	0,372	0,523	1,820	0,015	0,980	1,950	0,01	94,334 Σ100,0

2.3 Расчёт оборудования печного пролёта

2.3.1 Расчет оборудования ЭСПЦ

Расчет количества дуговых электросталеплавильных печей

Количество печей рассчитывается по формуле:

$$n_{\text{п}} = \frac{100 \cdot Q_{\text{ц}} \cdot T}{24 \cdot \Phi \cdot M \cdot B}, \quad (45)$$

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

T – средняя продолжительность плавки, ч.;

M – масса одной плавки по жидкому металлу, т;

Φ – фонд времени работы печи, сут./год;

B – выход годного по цеху, %.

Средняя продолжительность плавки (T) складывается из следующих стадий:

$$T = \tau_{\text{зап}} + \tau_{\text{зав}} + \tau_{\text{эл}} + \tau_{\text{расп}} + \tau_{\text{ок}} + \tau_{\text{вып}}. \quad (46)$$

Продолжительность заправки печи ($\tau_{\text{зап}}$) складывается из следующих стадий:

Время для печей, работающих одношлаковым процессом $\tau_{\text{зап}} = 5$ мин.

Продолжительность завалки шихты принимаем $\tau_{\text{зав}} = 5$ мин.

Продолжительность операций по наращиванию электродов принимаем $\tau_{\text{эл}} = 5$ мин.

Продолжительность расплавления ($\tau_{\text{расп}}$) складывается из времени расплавления шихты при включенной печи ($\tau_{\text{вкл}}$) и времени, необходимого для технологических операций, выполняемых при выключенной печи ($\tau_{\text{выкл}}$) – подвалка шихты, сталкивание кусков шихты в колодцы для предотвращения поломки электродов:

$$\tau_{\text{расп}} = \tau_{\text{вкл}} + \tau_{\text{выкл}}.$$

Продолжительность расплавления при включенной печи рассчитывается по формуле:

$$\tau_{\text{вкл.}} = \frac{W_{\text{эл.}} \cdot \eta_{\text{эл.}} \cdot \eta_{\text{т}} + P_{\text{пот.}} \cdot \tau_{\text{выкл.}}}{P_{\text{ср.}} \cdot \eta_{\text{эл.}} \cdot \frac{b}{G} + W_{\text{к}} + W_{\text{ткг}} \cdot \eta_{\text{пот.}}}, \quad (47)$$

где $W_{\text{эл.}}$ – фактический удельный расход электроэнергии на расплавление, МДж/т завалки (кВт·ч/т). Принимаем $W_{\text{эл.}} = 380$ кВт·ч/т;

$\eta_{\text{эл.}}$ – электрический КПД печной установки. Для современных высокомоощных печей принимаем $\eta_{\text{эл.}} = 0,94$;

$\eta_{\text{т}}$ – коэффициент, учитывающий полноту использования тепловой энергии на нагрев, плавление и перегрев нал ликвидусом металла т шлака. Для 100-тонных печей принимаем $\eta_{\text{т}} = 0,815$;

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

$P_{\text{ср.}}$ – средняя активная мощность, подаваемая в печь при расплавлении, мВт (принимаем $P_{\text{ср.}} \sim 0,7S$, где S – установленная мощность трансформатора, кВА). Принимаем $P_{\text{ср.}} = 0,7 \cdot 95 \cdot 3600 = 239400$ мВт;

G – масса жидкого металла, т;

b – выход жидкого металла на 1 т лома, т. Принимаем $b = 0,98$ т;

$W_{\text{к}}$ – энергия, выделяющаяся при окислении компонентов шихты газообразным кислородом, МДж/т ($W_{\text{к}}$ – определяется из соотношения $W_{\text{к}} = Q \cdot V$, где Q – энергия, выделяющаяся при вдувании 1 м³ кислорода, принимаем $Q = 10$ МДж/т; V – удельный расход кислорода, м³/т, по практическим данным принимаем 10–25 м³/т);

$W_{\text{ткг}}$ – дополнительная энергия, вносимая при сжигании топлива с помощью топливно-кислородных горелок. Принимаем $W_{\text{ткг}} = 280$ МДж/т.

$$\tau_{\text{вкл.}} = \frac{1368 \cdot 0,94 \cdot 0,815 + 190 \cdot 0,083}{239400 \cdot 0,94 \cdot \frac{0,98}{100} + 250 + 280 - 190} = 25,2 \text{ мин.}$$

$$\tau_{\text{расп}} = 25,2 + 5 = 30,2 \text{ мин.}$$

Продолжительность окислительного периода при плавке стали одношлаковым процессом принимаем $\tau_{ок.} = 15-20$ мин.; Принимаем

$$\tau_{ок.} = 13 \text{ мин.}$$

Продолжительность выпуска ($\tau_{вып.}$) из печей при эркерном выпуске металла принимаем 1,5 мин.

Отсюда складывается следующая продолжительность плавки:

$$T = 5 + 5 + 5 + 30,2 + 13 + 1,5 = 0,995 \text{ ч.}$$

Отсюда количество печей составит:

$$n_n = \frac{100 \cdot 1000000 \cdot 0,995}{24 \cdot 313 \cdot 100 \cdot 98} = 2 \text{ печи}$$

2.3.2 Расчет количества кранов

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

Количество кранов печного пролета n определяется из соотношения:

$$n = \frac{N \cdot T_{кр} \cdot K}{1440 \cdot \eta}, \quad (48)$$

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

$T_{кр}$ – задолженность крана на одну плавку, мин./пл.;

K – коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей.

Принимаем $K = 1,1$;

η – коэффициент использования крана, по нормам ГИПРОМЕЗа, принимаем равным $\eta = 0,8$.

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

- подача заправочной машины к печи ($t_1 = 2$ мин.);
- заправка печи ($t_2 = 4$ мин.);
- возврат заправочной машины ($t_3 = 2$ мин.);

- подъем груженной бадьи с автобадьевоза и ее подача к печи ($t_4 = 3$ мин.);
- разгрузка бадьи в печь ($t_5 = 3$ мин.);
- возврат порожней бадьи к проему и установка на автобадьевоз ($t_6 = 3$ мин.);
- подача новых электродов на печь и удаление старых электродов ($t_7 = 4$ мин.);
- перепуск электродов ($t_8 = 4$ мин.);
- подача инструмента и электродов к печи ($t_9 = 4$ мин.);
- простои на планово-предупредительные ремонты и осмотры ($t_{10} = 150/N$ мин.).

Простой на планово предупредительных ремонтах и осмотрах включает в себя:

- обдувка и смазка крана 15 мин/смену;
- осмотр механизмов и проверка их работоспособности 15 мин/смену.

Общая продолжительность приёмо-сдаточных работ за сутки составляет 90 минут. В одну смену (обычно во вторую) проводится планово предупредительный ремонт, продолжительностью 60 минут.

Таким образом, продолжительность простоя на планово-предупредительных ремонтах и осмотрах равна 150 минут в сутки.

На одну плавку продолжительность этих простоев составляет:

$$T_1 = 150 / 30 = 5 \text{ мин./плавку.}$$

Общая продолжительность учтённых крановых работ составляет:

$$\begin{aligned} T_1 &= t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8 + t_9 + t_{10} = \\ &= 2 + 4 + 2 + 3 + 3 + 3 + 4 + 4 + 4 + 5,0 = 34 \text{ мин.} \end{aligned} \quad (49)$$

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

$$T_2 = 0,3 \cdot T_1 \cdot 0,3 \cdot 38,0 = 9,6 \text{ мин.}$$

Общая задолженность крана на одну плавку:

$$T_{\text{кр}} = T_1 + T_2 = 38,0 + 11,4 = 49,4 \text{ мин.}$$

Количество плавов по цеху в сутки определяется:

$$N = \frac{Q_m}{b \cdot M \cdot \Phi} = \frac{10000000}{0,98 \cdot 100 \cdot 313} = 33 \quad (50)$$

Таким образом, количество кранов печного пролёта составит:

$$n = \frac{33 \cdot 41,6 \cdot 1,1}{1440 \cdot 0,8} = 1,3 \text{ шт.}$$

Принимаем $n = 2$ крана.

2.3.3 Расчет количества шлаковых чаш

Количество шлаковых чаш рассчитывается по формуле:

$$n = \left(z \cdot \frac{N \cdot \tau_{об}}{24} \right) \cdot K + \frac{N \cdot M_{шл.} \cdot \tau_{об}}{24 \cdot \rho \cdot V \cdot A} + 2, \quad (51)$$

где z – количество печей в цехе, шт.;

N – количество выпусков по цеху в сутки, шт.;

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

M – масса шлака в сталеразливочном ковше, т;

ρ – плотность шлака;

V – объем шлаковой чаши;

K – коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей;

A – допустимая степень заполнения чаши.

$$n = \left(2 \cdot \frac{33 \cdot 2}{24} \right) \cdot 1,15 + \frac{46 \cdot 11 \cdot 2}{24 \cdot 3 \cdot 16 \cdot 0,8} + 2 = 9,2 \text{ шт.}$$

Принимаем 10 шлаковых чаш.

2.4 Расчет количества бункеров для сыпучих в бункерном пролете

Объем бункеров для хранения сыпучих материалов определяется по следующей формуле, м³:

$$V_i = \frac{A_i \cdot P_i}{Y_i \cdot K}, \quad (52)$$

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

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

Y_i – величина насыпной массы i -го материала в бункере, т/м³;

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

$$A_i = a_i \cdot G \cdot N, \quad (53)$$

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

G – вместимость печи, т;

N – количество плавов по цеху за сутки, шт.

Количество бункеров под i -ый материал равно:

$$n_i = \frac{V_i}{V_6}, \quad (54)$$

где V_6 – объем одного бункера, м³.

Принимаем объем одного бункера 30 м³.

Общее количество бункеров в бункерном пролете определяется:

$$N_6 = V_{i1} + V_{i2} + \dots + V_{in}, \quad (55)$$

где V_i – объем бункеров под i -ый материал;

n – количество наименований сыпучих материалов.

Объем бункеров для хранения кокса:

$$A_1 = 0,00681 \cdot 100 \cdot 30 = 20,43$$

$$V_1 = \frac{20,43 \cdot 2}{0,5 \cdot 0,8} = 102,15 \text{ м}^3$$

Количество бункеров для хранения кокса:

$$n = \frac{102,15}{30} = 3,40 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_1 = 4$ шт.

Объем бункеров для хранения извести:

$$A_3 = 0,1056 \cdot 100 \cdot 30 = 316,8 \text{ (т/сут)}$$

$$V_3 = \frac{316,8 \cdot 0,5}{0,8 \cdot 0,8} = 247,5 \text{ м}^3$$

Количество бункеров для хранения извести:

$$n_3 = \frac{247,5}{30} = 8,25 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_3 = 8$ шт.

Объем бункеров для хранения плавикового шпата:

$$A_4 = 0,01871 \cdot 100 \cdot 30 = 56,13 \text{ (т/сут)}.$$

$$V_4 = \frac{56,13 \cdot 2}{1,7 \cdot 0,8} = 82,54 \text{ м}^3$$

Количество бункеров для хранения плавикового шпата:

$$n_4 = \frac{84,54}{30} = 2,75 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_4 = 3$ шт.

Объем бункеров для хранения железной руды:

$$A_5 = 0,00152 \cdot 100 \cdot 30 = 45,6$$

$$V_5 = \frac{45,6 \cdot 2}{2,7 \cdot 0,8} = 42,22 \text{ м}^3$$

Количество бункеров для хранения железной руды:

$$n_5 = \frac{42,22}{30} = 2 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_5 = 2$ шт.

Объем бункеров для хранения ФС75:

$$A_6 = 0,0161 \cdot 100 \cdot 30 = 48,3 \text{ (т/сут)}.$$

$$V_6 = \frac{48,3 \cdot 2}{1,5 \cdot 0,8} = 120,75 \text{ м}^3$$

Количество бункеров для хранения ФС75:

$$n_6 = \frac{120,75}{30} = 4 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_6 = 4$ шт.

Объем бункеров для хранения ферромарганца:

$$A_7 = 0,01681 \cdot 100 \cdot 30 = 50,43 \text{ (т/сут).}$$

$$V_7 = \frac{50,43 \cdot 3}{3 \cdot 0,8} = 63,03 \text{ м}^3$$

Количество бункеров для хранения ферромарганца:

$$n_6 = \frac{63,03}{30} = 2 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_7 = 2$ шт.

Общее количество бункеров в бункерном пролете определяется:

$$N_6 = 23 \text{ бункеров}$$

2.5 Расчет оборудования раздаточного пролета

Расчёт количества АКОСов

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

$$n = \frac{z \cdot T}{1440}, \quad (56)$$

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

T – задолженность агрегата на одну плавку, мин.

1440 – число минут в сутках.

Задолженность агрегата складывается из продолжительности следующих операций:

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

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

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

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

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

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

Отсюда количество агрегатов для внепечной обработки:

$$n = \frac{30 \cdot 58,3}{1440} = 1,22 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 агрегата для внепечной обработки.

2.6 Расчёт количества вакууматоров

Расчёт количества вакууматоров выполняется по формуле:

$$n = \frac{z \cdot T}{1440}, \quad (57)$$

где T – задолженность вакууматора на одну плавку, мин.

Задолженность вакууматора складывается из следующих операций:

1. Ожидание сталеразливочного ковша с плавкой, включая подачу ковша сталевозом под установку, $\tau_1 = 10$ мин.;

2. Обработка металла вакуумом с корректировкой химического состава, $\tau_2 = 30$ мин.;

3. Подъем камеры, выдача ковша из-под установки, ожидание передачи на МНЛЗ, $\tau_3 = 10$ мин.

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

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

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

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

$$n = \frac{\frac{30}{3} \cdot 55}{1440} = 0,4 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 вакууматор.

2.7 Определение производительности и основных параметров МНЛЗ

1) Определение производительности слябовых МНЛЗ.

Годовая производительность МНЛЗ рассчитывается по формуле:

$$P = \frac{1440 \cdot M}{n \cdot T_1 + T_2} \cdot n \cdot K_B \cdot \Phi, \quad (58)$$

где M – масса плавки, т;

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

T_1 – продолжительность разливки одной плавки, мин.;

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

K_B – выход годных литых заготовок;

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

Продолжительность разливки одной плавки (T_1) оценивается по формуле:

$$T_1 = \frac{1000 \cdot M}{V \cdot n_p \cdot m \cdot K_p}, \quad (59)$$

где M – масса плавки, т;

V – нормативная скорость разливки, м/мин.;

n_p – количество ручьев, принимаем 2 ручья;

m – масса погонного метра заготовки, кг., принимаем $m = 1415$ кг.;

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

Расчет корриативных скоростей разливки м/мин, по формуле:

$$V = \frac{K \cdot (1 + \frac{a}{b})}{b}, \quad (60)$$

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

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

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

Отсюда:

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

Тогда:

$$T_1 = \frac{1000 \cdot 100}{0,95 \cdot 2 \cdot 1415 \cdot 0,9} = 42 \text{ мин}$$

Длину головной обреза на один ручей примем равной 300 мм, тогда масса головной обреза на плавку составит: $0,3 \times 2 \times 2123 = 849$ кг. 1415 кг – масса погонного метра заготовки 300×1000 . Длину хвостовой обреза с учетом усадки металла в конце кристаллизации примем равной 1000 мм, тогда масса хвостовой обреза на одну плавку составит: $1,0 \times 2 \times 1415 = 2830$ кг. Масса скрапа равна: $2 \times 100 = 200$ кг. Масса аварийного скрапа равна: $5 \times 100 = 500$ кг. Масса металла в шлам: $100000 \times 0,5 / 100 = 500$ кг. Следовательно, масса отходов составит:

$$849 + 2830 + 200 + 500 + 500 + 200 = 5,08 \text{ т.}$$

Тогда выход годных заготовок составит:

$$K_v = (100 - 5,08) / 100 = 0,95 \text{ или } 95 \%. \quad (61)$$

Отсюда годовая производительность МНЛЗ:

$$P_1 = \frac{1440 \cdot 100}{3 \cdot 42 + 25} \cdot 3 \cdot 0,95 \cdot 320 = 6533773$$

Количество МНЛЗ рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{Q_{ц}}{P}, \quad (62)$$

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

$$n = \frac{1000000}{653373} = 1,5 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 слябовые МНЛЗ.

2.8 Расчет количества сталеразливочных ковшей

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

$$n = \frac{N \cdot T_1}{1440} + \frac{N \cdot T_2}{24 \cdot m} + 2, \quad (63)$$

где N – число плавов в цехе за сутки;

T_1 – задолженность ковша на одну плавку, мин.;

T_2 – продолжительность холодного ремонта, включая ломку футеровки, ее кладки и сушку, ч;

m – средняя стойкость рабочей футеровки; принимаем 60 плавов.

Задолженность ковша на одну плавку (T_1) складывается из следующих операций, мин.:

1. Ожидание выпуска металла, включая захват ковша на стенде для сушки, $\tau_1 = 5$ мин.;
2. Выпуск металла, $\tau_2 = 1,5$ мин.;
3. Изменение температуры, выдержка и подача ковша к составу для обработки под АКОСом, $\tau_3 = 10$ мин.;
4. Обработка металла АКОСом, $\tau_4 = 33$ мин.;
5. Ожидание и подача ковша с металлом на вакуумирование, $\tau_5 = 3$ мин.;
6. Обработка металла вакууматором, $\tau_6 = 10$ мин.;

7. Ожидание и подача ковша с металлом на МНЛЗ, $\tau_7 = 10$ мин;
8. Разливка стали на МНЛЗ, $\tau_8 = 27,55$ мин.

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

1. Слив шлака из ковша, $\tau_1 = 5$ мин.;
2. Охлаждение ковша, $\tau_2 = 100$ мин.;
3. Текущий ремонт ковша, включая удаление скрапины, удаление шиберного затвора, очистку и мелкий футеровки, $\tau_3 = 50$ мин.;
4. Установка шиберного затвора, включая перестановку ковша на стенд для монтажа шиберного затвора, $\tau_4 = 20$ мин.;
5. Сушка в разогрев ковша, включая установку ковша на стенд для сушки, $\tau_5 = 70$ мин.

$$T_1 = 5 + 1,5 + 10 + 33 + 3 + 10 + 10 + 27,55 = 100,05 \text{ мин.}$$

$$T_2 = 5 + 100 + 50 + 20 + 70 = 245 \text{ мин.}$$

Отсюда количество сталеразливочных ковшей:

$$n = \frac{30 \cdot 100,05}{1440} + \frac{30 \cdot 245}{24 \cdot 60} + 2 = 10 \text{ шт.}$$

Принимаем 10 сталеразливочных ковшей.

2.9 Расчет количества промежуточных ковшей

Количество промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_k = \frac{T \cdot z}{24 \cdot C} + 1, \quad (64)$$

где T – продолжительность ремонта футеровки ковша, ч;

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

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

Продолжительность ремонта промежуточного ковша складывается из продолжительности следующих операций:

1. Смена ковша на МНЛЗ, принимаем 0,05 ч.;

2. Охлаждение футеровки, принимаем 2,5 ч.;
3. Выдавливание стаканчиков, принимаем 0,416 ч.;
4. Ломка футеровки, принимаем 0,416 ч.;
5. Кладка арматурного слоя футеровки, принимаем 0,83 ч.;
6. Выполнение наливной (или кладка кирпичной) футеровки, принимаем 5 ч.;
7. Сушка футеровки, принимаем 12 ч.;
8. Установка гнездового кирпича, сталеразливочных стаканчиков, стопоров, принимаем 1 ч.;
9. Разогрев футеровки, принимаем 3,5 ч.;
10. Крановые операции по перестановке и транспортировке ковша, принимаем 0,416 ч.

Отсюда:

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

Тогда количество промежуточных ковшей составит:

$$n_c = \frac{26,1 \cdot 30}{24 \cdot 10} = 3,26 \text{ шт}$$

Принимаем 4 промежуточных ковшей.

2.10 Количество стенов для сушки промежуточных ковшей

Количество стенов для сушки промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{T \cdot z}{24 \cdot C}, \quad (65)$$

где T – время сушки ковша на стенде, ч.

$$n_c = \frac{12 \cdot 30}{24 \cdot 10} = 1,5$$

Принимаем 2 стенов для сушки промежуточных ковшей.

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

2.1.11 Количество стендов для охлаждения футеровки промежуточных ковшей

Количество стендов для охлаждения футеровки промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{2,5 \cdot 30}{24 \cdot 10} = 0,31 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 стенд для охлаждения футеровки.

2.1.12 Количество стендов для ломки футеровки

Количество стендов для ломки футеровки определяется по формуле:

$$n_c = \frac{0,416 \cdot 30}{24 \cdot 10} = 0,052 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 стенд для ломки футеровки.

2.1.13 Количество стендов для кладки футеровки ковшей

Количество стендов для кладки футеровки ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{5 \cdot 30}{24 \cdot 10} = 0,652 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 стенда для кладки футеровки ковшей.

2.1.14 Расчет количества кранов

Количество кранов рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{z \cdot T_{кр}}{1440 \cdot 0,8}, \quad (66)$$

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

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

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

1. Подъем со сталевова, $\tau_1 = 3,0$ мин.;
2. Установка на стенд МНЛЗ, $\tau_2 = 3,0$ мин.;
3. Съём со стенда МНЛЗ, $\tau_3 = 3,0$ мин.;
4. Кантовка шлака, $\tau_4 = 3,0$ мин.;
5. Стенд для охлаждения, $\tau_5 = 3,0$ мин.;
6. Стенд для выдавливания стаканов, $\tau_6 = 3,0$ мин.;
7. Стенд подготовки к плавке, $\tau_7 = 3,0$ мин.;
8. Стенд для сушки, $\tau_8 = 3,0$ мин.;
9. Сталевова, $\tau_9 = 3,0$ мин.;
10. Установка ковша на АКОС, $\tau_{10} = 3,0$ мин.;
11. Съём ковша с АКОСа, $\tau_{11} = 3,0$ мин.;
12. Установка ковша на вакууматор, $\tau_{12} = 1,16$ мин.;
13. Съём ковша с вакууматора, $\tau_{13} = 1,16$ мин.

Отсюда:

$$T_1 = 3,0 + 3,0 + 3,0 + 3,0 + 3,0 + 3,0 + 3,0 + 3,0 + 3,0 + 3,0 + 3,0 + 1,16 + 1,16 = 30,32 \text{ мин.}$$

Выход ковша на холодный ремонт складывается из следующих операций:

1. Съём со стенда, $\tau_1 = 3,0$ мин.;
2. Стенд для охлаждения, $\tau_2 = 3,0$ мин.;
3. Установка на стенд для ломки футеровки, $\tau_3 = 3,0$ мин.;
4. Ремонтная яма, $\tau_4 = 3,0$ мин.;

5. Стенд для сушки, $\tau_5 = 3,0$ мин.;
6. Стенд для подготовки плавки, $\tau_6 = 3,0$ мин.

Отсюда:

$$T_2 = 3,0+3,0+3,0+3,0+3,0+3,0 = 18 \text{ мин.}$$

Тогда задолженность крана составит:

$$T_{\text{кр.}} = T_1 + T_2 = 30,32 + 18 = 48,32 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ составляет 10 %:

$$T = 48,32 \cdot 1,1 = 53,2 \text{ мин.}$$

Тогда:

$$N = 30 \cdot 53,2 / 1440 \cdot 0,8 = 1,36$$

Принимаем 2 крана.

2.1.15 Расчет количества автобадьевозов

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

Расчет количества автобадьевозов проводится по формуле:

$$n = \frac{N \cdot T}{1440}, \quad (67)$$

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

T – задолженность автобадьевоза на плавку, мин.

$$T = T_1 + T_2 + T_3, \quad (68)$$

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

T_2 – время на разгрузку бады с шихтой в печь;

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

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

$$T_1 = \frac{2 \cdot B \cdot L}{\omega}, \quad (69)$$

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

ω – скорость автобадьевого, 250 м/мин;

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

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

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

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

Отсюда задолженность автобадьевого на плавку составляет:

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

Тогда количество автобадьевого составит:

$$n_c = \frac{39 \cdot 30}{1440} = 0,81 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 автобадьевого.

3 Результаты проведенного исследования

3.1 Технология выплавки, внепечная обработка и разливка стали марки 40X2Г2М

Процесс плавки разделяется на 6 этапов:

- 1 – заправка печи (5 мин.);
- 2 – завалка (5 мин.);
- 3 – расплавление (32 мин.);
- 4 – окислительный период (13 мин.);
- 5 – выпуск стали (2 мин.);
- 6 – период внепечной обработки (53 мин);
- 7 – разливка стали.

3.1.1 Заправка печи

Это кратковременный горячий ремонт футеровки печи после выпуска предыдущей плавки.

Для поддержания огнеупорной футеровки печи в рабочем состоянии необходимы ремонты наиболее пострадавших ее участков. Поэтому после каждой плавки сталеплавильный агрегат тщательно осматривают, подину прощупывают железным штырем, выявляют все поврежденные места и принимают меры по устранению обнаруженных разрушений.

Сразу же после выпуска, сталеплавильный агрегат 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 и увеличивает опасность прорыва металла через откосы или порог рабочего окна.

После удаления остатков металла и шлака повреждённые участки футеровки подины и откосов 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.

Заправку нужно проводить быстро, пока футеровка не остыла, чтобы приварился магнезитовый порошок.

Заправку ведут при помощи заправочной машины, которая состоит из бункера, под которым имеется горизонтально расположенный вращающийся диск. Машину опускают сверху в открытый сталеплавильный агрегат и высыпавшийся из бункера порошок разбрасывается диском по окружности.

Так как в данном проекте используется двухваннный сталеплавильный агрегат тогда в это время во второй ванне происходит период плавления и окислительный период и соответственно происходит смещение операций во времени.

3.1.2 Завалка

Завалку производят в 2 приема в течение 5 минут. Это необходимо для сохранения тепла, воспринятого футеровкой, в результате чего сокращается продолжительность плавления, уменьшения расхода электроэнергии и электродов, увеличения стойкости футеровки. Загрузку шихты ведем в отделении подготовки лома с помощью корзины (бадьи), которая доставляется в цех на автобадьевозах. Ее вводим в открытый сталеплавильный агрегат сверху и раскрывая дно, высыпав шихту на подину.

В бадью шихту укладываем в следующей последовательности: на дно кладем часть мелочи, чтобы защитить подину от ударов тяжелых кусков лома, затем в центре укладываем крупный лом, а по периферии средний и сверху – оставшийся мелкий лом. Для уменьшения угара кокс и электродный бой кладем под слой крупного лома.

3.1.3 Расплавление

Главная задача этого периода – это быстрое расплавление металла. Длительность периода зависит от объема печи, мощности трансформатора, состава стали и т.д.

После окончания завалки электроды опускаем почти до касания с шихтой и включаем ток. Под действием высоких температур дуг шихта под электродами плавится, жидкий металл стекает вниз, накапливаясь в центральной части подины. Электроды постепенно опускаем проплавляя в шихте «колодцы» и достигая крайнего нижнего положения. В дальнейшем по мере увеличения количества жидкого металла электроды поднимаются, так как автоматические регуляторы поддерживают длину дуги постоянной. Плавление ведем при максимальной мощности трансформатора.

В период плавления необходимо обеспечить раннее образование шлака, предохраняющего металл от насыщения газами и науглераживания электродами.

Во время плавления происходит окисление составляющих шихты, формируется шлак, происходит частичное удаление в шлак фосфора и серы.

Окисление идет за счет кислорода воздуха, окалины и ржавчины, внесенных металлической шихтой. За время плавления полностью окисляется кремний, 40–60 % марганца, частично окисляется углерод и железо [7].

Для ускорения плавления применяем газокислородные горелки, вводимые в рабочее пространство через свод или стенки сталеплавильного агрегата. За счет тепла, выделяющегося от сжигания газа, сокращается длительность плавления и расход электроэнергии (на 10–15 %).

После полного расплавления берут пробу на полный химический анализ и скачивают $\frac{3}{4}$ шлака, удаляя при этом до 80 % фосфора.

3.1.4 Окислительный период

Задачи окислительного периода:

а) Понижение содержания фосфора ниже допустимых пределов (не более 0,03 % фосфора в металле необходимо получить).

б) Максимально удалить растворенные в металле газы (H, N). Для удаления водорода и азота необходимо, чтобы объем удаляемых газов был больше объема поглощаемых, а это возможно при скорости окисления углерода 0,4–1,0 %/ч. в количестве 0,3–0,6 % углерода.

в) Нагреть металл до температуры на 120–130 °С, превышающей точку ликвидуса.

г) Привести в ванну в стандартное по окисленности состояние.

Особо важную роль в этом периоде играет процесс окисления углерода, поскольку с образующимися при этом пузырями СО удаляются растворенные в металле водород и азот, и пузыри вызывают перемешивание ванны, ускоряющее нагрев металла и удаление в шлак фосфора.

Окисление примесей ведут, используя либо железную руду (окалину), либо газообразный кислород. Окислительный период начинается с того, что из сталеплавильного агрегата сливают 65–75 % шлака, образовавшегося в период плавления. Шлак сливаем не выключая ток, наклонив печь в сторону рабочего окна на 10–12 °. Слив шлака производим для того, чтобы удалить из ванны перешедший в шлак фосфор. Удалив шлак, присаживаем шлакообразующие: известь, плавиковый шпат и шамот.

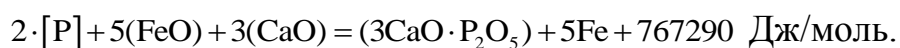
После формирования жидкоподвижного шлака в ванну в течение всего окислительного периода вводим порциями железную руду с известью либо ведем продувку кислородом; печь для слива шлака в течение периода наклонена в сторону рабочего окна. Присадка руды или продувка кислородом вызывает интенсивное окисление углерода с выделением пузырей СО, вспенивающимися шлак, в результате чего он стекает из печи через порог рабочего окна.

Общий расход руды составляет 3–6,5 % от массы металла. С тем, чтобы предотвратить сильное охлаждение металла, единовременная порция руды не должна быть более 0,5–1 %.

Газообразный кислород вводят в металл по футерованным железным трубкам через рабочее окно или с помощью водоохлаждаемой фурмы через отверстие в своде печи. При этом трубки должны быть погружены в металл на глубину 150–200 мм. Скорость обезуглероживания газообразным кислородом в 3–5 раз больше, чем железной рудой, что дает возможность сократить продолжительность окислительного периода на 20–30 мин. [7].

Наряду с углеродом окисляется марганец; всего за время плавления и окислительного периода окисляется 60–70 % Mn, содержащегося в шихте.

В течение всего окислительного периода идет дефосфорация металла по реакции:



Для успешного протекания реакции необходимы высокие основность шлака и концентрация оксидов железа в нем, а также пониженная температура. Эти условия создаются при совместном введении в печь извести и руды. Полнота дефосфорации повышается в результате перемешивания шлака и металла при кипении и вследствие непрерывного обновления шлака (слив шлака и периодические добавки новых порций шлакообразующих).

При кипении вместе с пузырьками CO из металла удаляются водород и азот. Этот процесс имеет большое значение для повышения качества электростали, поскольку в электропечи в зоне электрических дуг идет интенсивное насыщение металла азотом и водородом. Это насыщение ускоряется в результате диссоциации молекул азота и водорода в зоне дуг, имеющих температуру свыше 4000 °С.

Окислительный период заканчивается тогда, когда углерод окислен до 0,08 %, а содержание фосфора снижено до 0,010–0,015 %. Период заканчивают сливом окислительного шлака, который производят путем

наклона печи в сторону рабочего окна, а также вручную с помощью деревянных гребков, насаженных на длинные железные прутки. Полное скачивание окислительного шлака необходимо, чтобы содержащийся в нем фосфор не перешел обратно в металл во время внепечной обработки.

3.1.5 Выпуск стали

Сталь через эркерное устройство выпускают в сталеразливочный ковш, установленный на сталевозе, оставляя в ванне шлак и 10–15 % жидкого металла. В ковш для создания изолирующего шлакового покрова вводим известь, плавиковый шпат и измельченный кокс. После выпуска металл на сталевозе выкатывается в пролет внепечной обработки, где с помощью мостового крана переставляется на сталевоз АКОСа и металл в ковше на сталевозе отправляется для последующей обработки в АКОСе.

3.1.6 Период внепечной обработки

Задачами периода доводки металла в АКОСе являются:

- а) Раскисление металла – удаление кислорода.
- б) Удаление серы (не более 0,035 % S необходимо получить в металле).
- в) Легирование металла.
- г) Регулировка температуры металла.

Задачи решаются параллельно в течение всего периода внепечной обработки; раскисление металла производим одновременно осаждающим и диффузионным методами.

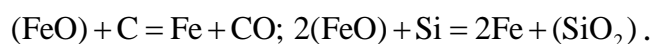
Раскисляем металл присадками в него раскислителей.

Раскисление и легирование проводим присадками ферросилиция (ФС 75), силикомарганца (СМн 20) в количестве соответственно 10,12 кг/т и 15,88 кг/т.

Эти добавки вводят для обеспечения осаждающего раскисления металла.

Периодически, через 10–12 мин., в ковш вводят порции раскислительной смеси из извести, плавикового шпата и раскислителя. Первые 15–20 мин в качестве раскислителя в этой смеси используют молотый кокс (углерод), далее вместо него молотый ферросилиций.

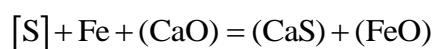
Суть диффузионного раскисления, протекающего в течение всего периода заключается в следующем. Поскольку раскисляющие вещества применяем в порошкообразном виде, плотность их невелика и они очень медленно опускаются через слой шлака. В шлаке протекает следующая реакция раскисления:



В результате содержание FeO в шлаке уменьшается и в соответствии с законом распределения $(\text{FeO})/[\text{FeO}] = \text{const}$ кислород (в виде FeO) начинает путем диффузии переходить из металла в шлак (диффузионное раскисление). Преимущество диффузионного раскисления заключается в том, что поскольку реакции раскисления идут в шлаке, выплавляемая сталь не загрязняется продуктами раскисления – образующимися оксидами, т.е. будет содержать меньше оксидных неметаллических включений.

По мере диффузионного раскисления постепенно уменьшается содержание FeO в шлаке и пробы застывшего шлака светлеют, а затем становятся почти белыми. Белый цвет шлака характеризует низкое содержание в нем FeO. При охлаждении такой шлак рассыпается в порошок.

Во время периода внепечной обработки успешно идет десульфурация, что объясняется высокой основностью шлака и низким содержанием в нем FeO, обеспечивающими сдвиг равновесия реакции десульфурации :



вправо (в сторону более полного перехода серы в шлак).

3.1.7 Разливка металла на МНЛЗ

После обработки металла в АКОСе сталеразливочный ковш выкатывается на сталевозе из под АКОСа, где с помощью мостового крана устанавливается на поворотный стенд МНЛЗ. Поворотный стенд предназначен для разворачивания сталеразливочного ковша из пролета внепечной обработки в пролет МНЛЗ.

Перед началом работы МНЛЗ к кристаллизатор вводят затравку которая предназначена для образования временного дна в кристаллизаторе перед началом разливки и для вытягивания первых метров отливаемого слитка. Применяют как цепные, так и жесткие в виде дугообразного бруса по форме сечения одинакового со слитком. Затравки цепного типа могут быть с жесткими звеньями постоянной толщины и звеньями изменяемой толщины (надувные). В надувной затравке каждое звено состоит из корпуса и подвижной крышки (пластины), между которыми по всей длине затравки проложены резинотканевые рукава; при подаче в рукава сжатого воздуха крышки приподнимаются и толщина звеньев и затравки увеличивается до необходимой величины, определяемой расстоянием между роликами. Затравка снабжена головкой, в которой имеется углубление в виде "ласточкиного хвоста" или Г-образной формы сечение головки затравки соответствует сечению отливаемого слитка. Заливаемый в кристаллизатор металл застывает в углублении головки, обеспечивая сцепление затравки со слитком. При включении тянущих валков затравка начинает двигаться вниз и тянет за собой слиток. После выхода затравки из тянущих валков ее отделяют от слитка [7].

Жидкая сталь из сталеразливочного ковша поступает в промежуточный ковш обеспечивающий подвод жидкого металла из сталеразливочного ковша в кристаллизатор – это ковш небольшой высоты с двумя разливочными стаканами т.к. используется двухручьева МНЛЗ, имеющими стопора. Защита от вторичного окисления будет обеспечиваться

при помощи погружного стакана. Потом металл поступает в кристаллизатор который является важнейшим конструктивным элементом МНЛЗ; он должен обеспечить быстрое формирование достаточно толстой и прочной корки слитка без дефектов. Для обеспечения этого и предотвращения расплавления самого кристаллизатора при подаче в него жидкой стали, стенки кристаллизаторов делают водоохлаждаемыми, а внутреннюю их часть, соприкасающуюся с жидким металлом, выполняют из меди. Медь, несмотря на ее легкоплавкость (температура плавления 1083 °С) и невысокую твердость и прочность, применяют потому, что благодаря высокой теплопроводности она быстро передает тепло охлаждающей воде и даже при контакте с жидкой сталью не перегревается и сохраняет прочность. Также кристаллизатор снабжен механизмом качания, который сообщает ему возвратно-поступательное движение с целью предотвращения разрывов и зависания корки слитка на стенках кристаллизатора.

После выхода из кристаллизатора слиток, проходя через зону вторичного охлаждения, движется по роликовой проводке, образованной верхним и нижним рядами роликов. У узких торцевых граней ролики имеются лишь вблизи кристаллизатора. Для удобства замены при ремонтах группы соседних верхних и нижних роликов объединены в отдельные секции, где в общем каркасе смонтировано от 2 до 7 пар роликов. Каждая секция опирается на фундамент, при этом нижний ряд роликов является неподвижным (базовым), а верхний снабжен пружинным или гидравлическим механизмом прижатия к слитку и механизмом перемещения, что позволяет изменять толщину отливаемого слитка.

Верхняя часть роликовой проводки предотвращает выпучивание корки слитка. Приводными, обеспечивающими движение и разгибание слитка, обычно выполняют ролики нижнего ряда. При этом ролики, расположенные вблизи кристаллизатора обычно являются неприводными, на участке с постоянным радиусом кривизны лишь некоторые ролики соединены с приводом, а на участке разгибания и выпрямления все или

почти все ролики приводные. В связи с тем, что по мере увеличения толщины затвердевающей корки жесткость слитка возрастает, диаметр роликов по мере отдаления от кристаллизатора увеличивается. Так при отливке слитков толщиной 300 мм диаметр роликов от 150–200 мм у кристаллизатора нарастает до 480–600 мм на горизонтальном участке [7].

Машины конструируют так, что горизонтальное движение слитка осуществляется на уровне пола цеха. На этом же участке производят резку слитка на куски мерной длины.

4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

4.1 Технико-экономическое обоснование цеха

Проектируемый ЭСПЦ будет расположен в городе Комсомольск-на-Амуре. Данное предприятие имеет выгодное географическое местоположение ОАО «Амурметалл» по отношению к рынкам сбыта стран СНГ. Имеет развитую транспортную инфраструктуру.

В ЭСПЦ будет установлено две дуговые электросталеплавильные печи вместимостью 100 тонн, два агрегата комплексной обработки стали (АКОС), циркуляционный вакууматор и две слябовые машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). Производительность цеха составляет 1 млн. тонн стали в год.

4.2 Расчет основных фондов цеха и вложения при его строительстве

Капитальные вложения в строительство электросталеплавильного цеха – это затраты материальных, трудовых и денежных ресурсов, направленные на восстановление и прирост основных фондов. Капитальные вложения предназначены для строительства ЭСПЦ производительностью 1000000 т/год стали широкого сортамента

$$K_{o_i} = C_{o_i} \cdot (1 + G_{T_i} + G_{M_i}) \cdot n_i, \quad (4.1)$$

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

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

n_i – количество единиц i -того оборудования.

Таблица 4.1 – Смета капитальных вложений на строительство цеха.

Наименование	Количество единиц, шт	Цена единиц, руб	Стоимость единицы с учетом Гт и Гм	Полная стоимость, руб	Норма амортизации, %	Годовая сумма амортизации, руб.
1. Здания						
Главный корпус	1	337496471	415120659	415120659	7,7	319642908
Бытовые помещения	3	300000000	357000000	1071000000	7,7	82467000
Объединенная лаборатория цеха	1	66711438	66711438	66711438	7,7	5136781
Всего по зданиям				5222206597		407246689
2. Сооружения						
Трансформатор	1	1012008866	1244770905	4979083621	4,7	234016930
Газоочистное	1	501989886	597367964	597367964	4,7	45997333
Прочее		362930296	420999143	420999143	6,7	32416934
Всего по сооружениям				5997450728		312431197
3. Рабочее оборудование						
Дуговой сталеплавильный агрегат 2х ваннный 100 тонн	1	135783191	167013325	334026650	6,7	22 379 786
АКОС	2	462130070	568419986	1136839972	6,7	76 168 278
Вакууматор	1	16767983	20624619	20624619	6,7	1381849
МНЛЗ	2	210555054	258982716	517965433	3,1	16056928
Трансформатор	2	15601607	19189977	38379953	6,7	2571457
Газорезущая машина	2	378131	465101	930202	3,1	28836
АСПУ	2	209285892	257421647	514843294	3,1	15960142
Сталеразливочный ковш	15	635951	718625	10060745	7,7	774677
Шлаковая чаша	8	621899	702746	4919221	7,7	378780
Завалочная бадья	10	352416	398230	3982301	7,7	306637
Трайб аппарат	2	581335	691789	1383577	7,7	106535
Автошлаковоз	2	747755	889828	1779657	5,8	103220
Всего рабочее оборудование				2609302428		137915340
4. Крановое оборудование						
Мостовой кран	9	8503653	10459493	62756959	5,8	4832286
Всего по оборудованию				2672059387		142747626
Всего по цеху				13891716712		862425512

4.3 Расчёт производственной мощности и производственной программы цеха

Производственная мощность M – это максимальный годовой объем продукции в номенклатуре, установленной проектным заданием.

Производственная программа $V_{пл}$ представляет собой систему плановых заданий по выпуску продукции установленной номенклатуры и ассортимента [10].

Между M и $V_{пл}$ должно выполняться соотношение: $M > V_{пл}$.

Объем всего производства в цехе находится в прямой зависимости от производительности и от степени использования календарного времени.

Для расчета производственной мощности определяются номинальный и действительный фонды работы основного оборудования на производстве.

Номинальное время работы оборудования $T_{ном}$ составляет

$$T_{ном} = T_{кал} - (T_{к.р.} + T_{х.р.}), \quad (4.2)$$

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

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

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

$$T_{ном} = 365 - (18+14) = 333 \text{ сут.}$$

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

$$T_{ф} = T_{ном} - T_{г.п.}, \quad (4.3)$$

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

$$T_{ф} = 333 - 20 = 313 \text{ сут.}$$

Технически возможную норму суточная производительность $N_{сут}$ сталеплавильного агрегата определяют по формуле:

Суточная производительность печи в фактические сутки составляет

$$N_{сут.} = \frac{24 \cdot Q_c \cdot K_r}{T_{пл}}, \quad (4.4)$$

где Q_c – масса садки печи, 100 т;

K_r – выход годного, 94 %;

$T_{пл}$ – длительность плавки, 0,71 ч.

$$N_{сут.} = \frac{24 \cdot 100 \cdot 0,9}{0,71} = 3042,2 \text{ т/сут.}$$

Фактическую годовую производительность стали по цеху определяем по формуле

$$V_r = N_{\text{сут.}} \cdot n_{\text{п}} \cdot T_{\text{ф}}, \quad (4.5)$$

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

$$V_r = 3042,2 \cdot 1 \cdot 313 = 1278123,8 \text{ т/год.}$$

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

$$P_{\text{м}} = V_r / K_{\text{и.м.}} = 1278123,8 / 0,92 = 1389265 \text{ т./год.} \quad (4.6)$$

Таблица 4.2 – Производственные показатели цеха

Показатели	Индекс	Проектные данные
Мощность трансформатора, кВА	W	95000
Масса садки, т	Q _с	100
Баланс времени, сут.:		
– капитальные простои	T _{к.р.}	14
– холодные простои	T _{х.р.}	8
– горячие простои	T _{г.р.}	20
– фактическое время работы	T _ф	313
– календарное время	T _к	365
Длительность плавки, ч	T _{пл}	0,71
Количество плавов в фактические сутки, шт.	n _{пл}	40
Суточная производительность цеха, т/сут.	N _{сут}	2706,97
Фактическая производительность, т/год	V _г	1278123,8
Производственная мощность цеха, т/год	P _м	1389265

4.4 Расчёт численности персонала в цехе

Рабочие электроплавильных цехов работают по непрерывному четырех бригадному графику в три смены при восьмичасовом рабочем дне.

Различают следующие виды штатов: сменный (расстановочный) – Ш_р; суточный – Ш_с; подменный на выходные дни – Ш_в; суточный штат с подменой на выходные дни – Ш_{св}; резервный штат на

отпуск (РО) и невыходы по уважительным причинам (РН); списочный штат – Ш_{сп.}

Численность персонала приведена в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Штатное расписание рабочего персонала

Наименование профессии	Разряд	Расстановочный штат					Резерв штата на отпуск	Резерв штата на невыходы	Списочный штат
		Смены			Итого в сутки	Итого с подсменой			
		1	2	3					
Сталеплавильный участок									
Сталевар ст–пл. агрегата	7	2	2	2	6	8	–	2	10
Подручный сталевара I	6	2	2	2	6	8	2	–	10
Подручный сталевара II	5	2	2	2	6	8	–	–	8
Подручный сталевара III	4	4	4	4	12	16	2	–	18
Пультщик ст–пл. агрегата	2	2	2	2	6	8	2	2	12
Машинист крана металлургического производства	5	4	4	4	12	16	2	2	20
Итого									69
Участок внепечной обработки									
Сталевар АКОСа	8	2	2	2	6	8	2	2	12
Подручный сталевара I	7	2	2	2	6	8	2	2	12
Подручный сталевара II	6	2	2	2	6	8	2	–	10
Оператор установки вакуумирования стали	7	1	1	1	3	4	1	1	6
Подручный оператор вакуумирования стали	6	1	1	1	3	4	–	–	4
Машинист крана	5	2	2	2	6	8	1	1	10
Итого									54
Участок непрерывной разливки стали									
Оператор МНЛЗ	6	6	6	6	18	24	–	2	26
Оператор системы гидравлики и охлаждения МНЛЗ	5	6	6	6	18	24	–	–	24
Машинист крана	5	2	2	2	6	8	2	2	12
Оператор разливочного поста МНЛЗ	6	2	2	2	6	8	–	–	8
Итого									70

Продолжение таблицы 4.3

Участок горячего ремонта на сталеплавильном агрегате									
Огнеупорщик	6	1	1	1	3	4	–	1	5
Огнеупорщик	5	1	1	1	3	4	–	–	4
Итого									9
Участок сборки шибберных затворов									
Слесарь ремонтник	6				1	1	–	–	1
Ковшевой (бригадир)	4	2	2	2	6	8	2	1	11
Ковшевой	4	3	3	3	9	12	1	–	13
Итого									25
Термоотделочный участок МНЛЗ									
Бригадир газорезчик	5	2	2	2	6	8	–	1	9
Оператор газорезки	5	6	6	6	18	24	–	–	24
Обработчик поверхности слитка	5	4	4	4	12	16	–	–	16
Машинист крана	5	4	4	4	12	16	2	1	19
Итого									68
Участок газоочистки и вентиляции									
Оператор по обслуживанию пылегазоулавливающих установок	4	2	2	2	6	8	2	1	11
Итого									11
Участок по ремонту и содержанию сталеплавильного агрегата и МНЛЗ									
Дежурный персонал печей	–	6	6	6	18	24	3	1	28
Дежурный персонал МНЛЗ	–	5	5	5	15	20	3	1	24
Ремонтный персонал печей	–	2	2	2	6	8	–	–	8
Ремонтный персонал МНЛЗ	–	2	2	2	6	8	1	1	10
Итого									70
Итого по цеху									376

Таким образом, списочный состав рабочих в цехе составляет 376 человек.

Штат руководителей и ИТР для проектируемого цеха устанавливается в соответствии со схемой управления на таком предприятии, учитывающей численность рабочих и нормы управляемости. Штат руководителей, ИТР, служащих, МОП и учеников отображен в таблице 4.4.

Фонд заработной платы – сумма денежных средств, которая определяется на планируемый период для распределения между трудящимися по труду в соответствии производственной программой.

Расчет годового ФЗП включает: часовой, дневной и месячный ФЗП, квартальный (годовой).

Таблица 4.4 – Штатное расписание для руководителей, ИТР, служащих, МОП и учеников

Категория работающих, должность	Число работников в одной смене, чел.	Количество смен работы	Проектная численность, чел.
1	2	3	4
Начальник цеха	1	1	1
Заместитель начальника цеха по техобслуживанию	1	1	1
Заместитель начальника цеха по производству	1	1	1
Энергетик цеха	1	1	1
Механик цеха	1	1	1
Электрик цеха	1	1	1
Начальник технического отдела	1	1	1
Начальник производственного отдела	1	1	1
Начальник печного отделения	1	1	1
Начальник отделения разлива стали	1	1	1
Начальник отдела персонала	1	1	1
Старший мастер по ремонту механического оборудования	1	1	1
Старший мастер по ремонту электрооборудования	1	1	1
Старший мастер по технологической автоматике	1	1	1
Мастер по ремонту энергооборудования	1	3	3
Мастер по ремонту механического оборудования	1	3	3
Мастер по ремонту электрооборудования	1	3	3
Мастер по ремонту электрооборудования	1	3	3

Часовой включает: оплату по сдельным расценкам или тарифу; производственные премии рабочим; доплаты за бригадирство; доплаты за обучение учеников; доплаты за ночное время.

Дневной фонд заработной платы включает: оплаты льготных часов подростков; оплаты внутрисменных простоев; оплаты льготных часов кормящих матерей; доплаты за работу в праздничные дни; доплаты за работу в сверхурочное время и часовой ФЗП.

ФЗП подразделяется на основную и дополнительную зарплату.

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

Дополнительная зарплата включает все выплаты не связанные с работой, но предусмотренные законом [10].

Виды доплат:

-ночное время – 40 % тарифа;

-доплата за праздничные дни – 100 %;

-переработка графика – 50 % тарифа.

Тарифная ставка – это размер оплаты, на основе которого производится расчет заработной платы работников. Для расчета представлены тарифные ставки для 3 разряда до 8 разряда из действующего ВТЗ [1].

Таблица 4.5 – Тарифные ставки

Тарифная ставка, руб/ч	Разряд					
	3	4	5	6	7	8
	110,05	118,86	124,05	131,78	137,05	145,45

Для расчета средней заработной платы принимаем, что в проектируемом цехе средний разряд шестой, тогда тарифная ставка будет равна 131,78 рублей. Исходные данные для расчета заработной платы приведены в таблице 4.6.

Таблица 4.6 – Исходные данные для расчета заработной платы

Разряд	Тарифная ставка	Отработано часов			
		всего	ночных	вечерних	праздничных
6	131,78	192	64	32	8

Заработная плата по тарифной ставке за месяц определяется по формуле:

$$ЗП_{ппр} = ТС \cdot K_{\text{час}} \cdot K_{\text{вп}}, \quad (4.7)$$

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

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

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

$$ЗП_{ппр} = 131,78 \cdot 192 \cdot 1 = 25301,7 \text{ руб./мес.}$$

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

$$Д_{\text{ночн}} = K_{\text{ч.ночн}} \cdot ТС \cdot K_{\text{н}}, \quad (4.8)$$

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 $ТС$).

$$Д_{\text{ночн}} = 64 \cdot 131,78 \cdot 0,4 = 3373,5 \text{ руб.}$$

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

$$Д_{\text{веч}} = K_{\text{ч.веч}} \cdot ТС \cdot K_{\text{веч}}, \quad (4.9)$$

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

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

$$Д_{\text{веч}} = 32 \cdot 131,78 \cdot 0,2 = 843,3 \text{ руб.}$$

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

$$Д_{\text{пр}} = K_{\text{ч.пр}} \cdot ТС \cdot K_{\text{пр}}, \quad (4.10)$$

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

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

$$D_{\text{пр}} = 8 \cdot 131,78 \cdot 1 = 1054,24 \text{ руб.}$$

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

$$D_{\text{вр}} = K_{\text{час}} \cdot \text{ТС} \cdot K_{\text{вр}}, \quad (4.11)$$

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

$$D_{\text{вр}} = 192 \cdot 131,78 \cdot 0,24 = 6072,4 \text{ руб.}$$

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

$$\text{ПР}_{\text{мес.}} = \text{ТС} \cdot K_{\text{час}} \cdot K_{\text{п}}, \quad (4.12)$$

где $K_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий размер премии

$$\text{ПР}_{\text{мес}} = 131,78 \cdot 192 \cdot 0,50 = 12650,8 \text{ руб./мес.}$$

Основная заработная плата без начисления районного коэффициента определяется по формуле:

$$\text{ЗП}_{\text{осн.}} = \text{ЗП}_{\text{ппр}} + D_{\text{ночн}} + D_{\text{веч}} + D_{\text{пр}} + D_{\text{вр}} + \text{ПР}_{\text{мес}} \cdot \quad (4.13)$$

$$\begin{aligned} \text{ЗП}_{\text{осн}} &= 25301,7 + 3373,5 + 843,3 + 1054,24 + 6072,4 + 12650,8 = \\ &= 49295,9 \text{ руб./мес.} \end{aligned}$$

Основная заработная плата с начислением районного коэффициента 1:

$$49295,9 \cdot 1 = 49295,9 \text{ руб./мес.}$$

Основной фонд оплаты труда рабочих составит:

$$\text{ОФОТ}_{\text{раб.}} = \text{ЗП}_{\text{мес}} \cdot \text{Ч}_{\text{р}}, \quad (4.14)$$

где $\text{Ч}_{\text{р}}$ – численность рабочих 376 человек.

$$\text{ОФОТ}_{\text{раб}} = 49295,9 \cdot 376 = 18535273 \text{ руб./мес.},$$

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

$$\text{ОФОТ}_{\text{рук}} = 18535273 \cdot 0,20 = 3707051,6 \text{ руб/мес.}$$

Таким образом, получаем среднемесячную заработную плату ИТР равной:

$$\frac{3707051,6}{21} = 176526,2 \text{ руб/мес.}$$

Фонд заработной платы ($\Phi ЗП_{\text{год}}$) на всех рабочих за год составит:

$$\Phi ЗП_{\text{год}} = (18535273 + 3707051,6) \cdot 12 = 266902000 \text{ руб./год.}$$

Величина страховых взносов СВ:

$$СВ = 266902000 \cdot 30/100 = 80072368 \text{ руб./год.}$$

Затраты по ЗП на 1 тонну стали составляют:

$$З_{\text{зп}} = \frac{\Phi ЗП_{\text{год}}}{V_{\text{г}}}, \quad (4.15)$$

$$ЗП = \frac{266902000}{1000000} = 266,9 \text{ руб./т.}$$

Затраты на социальное страхование $З_{\text{стр}}$ в месяц составляют 30 % $\Phi ЗП$ в месяц:

$$СВ = \frac{80072368}{1000000} = 80,07 \text{ руб./год.}$$

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

$$Ц_{\text{р.год}} = \frac{\Phi ЗП_{\text{год}} \cdot 380}{100}, \quad (4.16)$$

$$Ц_{\text{р.год}} = \frac{266902000 \cdot 380}{100} = 1014220000$$

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

$$Ц_{\text{р}} = \frac{Ц_{\text{р.год}}}{V_{\text{г}}}, \quad (4.17)$$

$$Ц_{\text{р}} = \frac{1014220000}{1000000} = 1014,22 \text{ руб./т.}$$

4.5 Расчёт затрат на основные и вспомогательные материалы

Расчёт затрат на основные и вспомогательные материалы представлен в таблице 4.7.

Таблица 4.7 – Затраты на материалы на одну тонну стали

Статья затрат	Норма расхода, кг/т	Цена за 1 т, руб/т	Сумма, руб/т
1. Заданное сырье и основные материалы			
Стальной лом	1005,5	22 500	22623,75
Ферросилиций ФС75	10,12	85 000	860,2
Феррмарганец ФМн 80	15,88	72 000	1143,36
Феррованадий ФВд 50	1,51	1 100 000	1661
Феррониобий ФНб 55	0,66	1575000	1039,5
Кварцит	0,77	8 500	6,545
Алюминий	0,78	150 000	117
Кокс	0,77	31 000	23,87
Итого металлошихты	1035,99		
2. Флюсы			
Железная руда	15,54	10 000	155,4
Известняк	106,04	1 300	137,852
Плавиковый шпат	18,82	11 000	207,02
Итого флюсов	140,4		
3. Вспомогательные материалы			
Электроды	0,06	135 000	0,8
Огнеупоры	0,015	80 000,00	0,4
Всего вспомогательных материалов	0,075		–
Всего затрат на 1 т стали (З _м)	–		27 976,70

4.6 Расчёт затрат на тепло–энергоресурсы

Рассчитываем стоимость энергозатрат на выплавку 1 тонны стали в таблице.

$$Ц_{тс} = \frac{S_n \cdot k \cdot C_э}{M_c}, \quad (4.18)$$

где $Ц_{тс}$ – стоимость электроэнергии, руб/т;

S – мощность трансформатора, 95000 кВА;

k – коэффициент использования трансформатора, $k = 0,8$;

$C_э$ – стоимость 1 кВт электроэнергии, $C_э = 4,32$ руб;

M_c – масса садки, $M_c = 100$ т.

$$Ц_{тс} = \frac{95000 \cdot 0,8 \cdot 4,32}{100} = 3283,2 \text{ руб./т.}$$

Определяем стоимость теплоэнергии, т.е. расход пара на 1 тонну (для просушки ковшей):

$$0,385 \text{ Гкал/т} \cdot 194,6 \text{ руб} = 680,81 \text{ руб.}, \quad (4.19)$$

Затраты на кислород для выплавки 1 тонны стали составляют:

$$17,62 \text{ м}^3/\text{т} \cdot 10,95 \text{ руб} = 192,94 \text{ руб.}, \quad (4.20)$$

Стоимость сжатого воздуха для выплавки 1 тонны стали составляет:

$$0,95 \text{ м}^3/\text{т} \cdot 96,00 \text{ руб} = 91,2 \text{ руб./т}, \quad (4.21)$$

Определяем затраты на техническую воду:

$$85,0 \cdot 5,38 = 457,3 \text{ руб./т}, \quad (4.22)$$

Затраты на аргон для продувки стали составляют:

$$1 \text{ м}^3/\text{т} \cdot 135 \text{ руб} = 135 \text{ руб./т}, \quad (4.23)$$

Величина затрат на тепло и энергоресурсы, входят в себестоимость продукции, определяется техническими особенностями производства величины и нормы затрат на тепло- и энергоресурсы были использованы из отчетов ВТЗ [15].

Общая сумма затрат по статье теплоэнергоресурсов составляет 4840,45 руб.

4.7. Планирование себестоимости продукции

С учетом принятых технических и технологических решений все расходные коэффициенты, цены и затраты, необходимые для калькуляции себестоимости 1 тонны выплавляемой стали в проектируемом ЭСПЦ, и составляется проектная калькуляция себестоимости продукции в таблице 4.7.

Проектная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции включает:

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

- общецеховые расходы $P'_{\text{оц}}$;
- общезаводские расходы $P'_{\text{оз}}$;
- коммерческие расходы $P'_{\text{ком}}$.

Удельные затраты на амортизацию цехового оборудования A рассчитываются по формуле:

$$A = \frac{A_{\text{общ}}}{B_r}, \quad (4.24)$$

где $A_{\text{общ}}$ – годовая сумма амортизации по всем объектам основных фондов за год, руб./год (из таблицы 4.1).

$$A = \frac{862425512}{1000000} = 784,02 \text{ руб./год.}$$

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

$$C_{\text{пр}} = Z_{\text{м}} + \Xi_{\text{общ}} + Z_{\text{зн}} + CB' + Ц_p + A, \quad (4.25)$$

$$C_{\text{пр}} = 27976,7 + 4840,45 + 242,6 + 72,79 + 922,02 + 784,02 = 34838,6 \text{ руб/т.}$$

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

Общезаводские и коммерческие расходы составляют 15 % от цеховой себестоимости.

$$P'_{\text{оз}} \text{ и } P'_{\text{ком}} = C_{\text{пр}} \cdot 15\%, \quad (4.26)$$

$$P'_{\text{оз}} \text{ и } P'_{\text{ком}} = 34838,6 \cdot 0,15 = 5225,79 \text{ руб/т.}$$

В итоге общая проектная себестоимость 1 тонны продукции $C'_{\text{пр}}$ составит:

$$\begin{aligned} C'_{\text{пр}} &= P'_{\text{м}} + P'_{\text{тэ}} + \Phi ЗП' + CB' + A' + P'_{\text{оц}} + P'_{\text{оз}} + P'_{\text{ком}} \\ C'_{\text{пр}} &= 27976,7 + 3964,01 + 242,6 + 72,79 + 922,02 + 784,02 + (2 \cdot 5225,79) = \\ &= 43609,3 \text{ руб.} \end{aligned}$$

Таблица 4.8 – Укрупненная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции

Статьи затрат	Проектный вариант, руб./т
Затраты на материалы	27976,7
Затраты на теплоресурсы	680,81
Затраты на энергоресурсы	3283,2
Затраты на заработную плату	242,6
Социальные страховые взносы	72,79
Затраты на амортизацию	784,02
Общехозяйственные расходы	922,02
Общезаводские расходы	5225,79
Коммерческие расходы	5225,79
Полная себестоимость 1 тонны	43609,3
Прибыль	8721,86
Налог на прибыль организаций	1744,3
Налог на имущество организаций	104,5
НДС	7548,2
Цена продажи	61728,16

4.8 Расчет вложений в нормируемые оборотные средства

Сумма этих затрат определяется по формуле:

$$K_{OC} = H_{пз} + H_{зч} + H_{гп}, \quad (26)$$

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

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

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

1) Норматив на производственные запасы сырья:

$$H_{пз} = \frac{\sum C_i \cdot B_{ni} \cdot d_i}{365}, \quad (27)$$

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

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

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

$$H_{пз} = \frac{27976,7 \cdot 1278123,8 \cdot 15}{365} = 1469493949,9 \text{ руб}$$

2) Норматив на незавершенное производство:

$$H_{зч} = \frac{B_n \cdot T_u}{350} \cdot C_m \cdot K_n, \quad (28)$$

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

T_r – время ремонтов, дни;

$C_{г}$ – себестоимость единицы продукции, руб;

$K_{н}$ – коэффициент нарастания затрат.

$$K_{н} = \frac{M + 0,5 \cdot P}{M + P}, \quad (29)$$

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

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

$$K_{н} = \frac{27976,7 + 0,5 \cdot 43609,3}{27976,7 + 43609,3} = 0,71.$$

$$H_{пз} = \frac{1278123,8 \cdot 15}{350} \cdot 43609,3 \cdot 0,71 = 1696030277,3 \text{ руб}$$

3) Норматив на готовую продукцию:

$$H_{гп} = \frac{B_{N} \cdot C_{R} \cdot d_{R}}{365}, \quad (30)$$

где d_{R} – норма запаса готовой продукции, дни.

$$H_{гп} = \frac{1278123,8 \cdot 27976,7 \cdot 4}{365} = 39186480,8 \text{ руб.}$$

4) Сумма капитальных вложений в оборотные средства:

$$\begin{aligned} K_{ос} &= 1469492949,9 + 1696030277,3 + 39186480,8 = \\ &= 13204709708 \text{ руб.} \end{aligned}$$

5) Определение экономической эффективности реконструкции.

$$Ц = C_{гп} \cdot 10\% \quad (32)$$

$$Ц = 27976,7 \cdot 0,1 = 2797,67 \text{ руб.}$$

$$\text{Прибыль } \Pi = \sum Ц \cdot B_{гп} = 2797,67 \cdot 1278123,8 = 3575768618,5 \quad (33)$$

Коэффициент экономической эффективности проекта:

$$E = \frac{\Pi}{(K_{оф} + K_{ос})} = \frac{29303768637,519}{294815766,4 + 1513103133,6} = 0,41 \quad (34)$$

Тогда срок окупаемости составит:

$$T = \frac{1}{E} = \frac{1}{0,41} = 2,4 \quad (35)$$

Таблица 36 – Техничко-экономические показатели.

Наименование показателей	Проектные данные
Капитальные вложения на строительство, руб	13204709708
Прибыль, руб	3575768618
Суточная производительность цеха, т/сут	2606,97
Производственная мощность, т/год	1389265
Годовая производительность, т/год	1000000
Себестоимость 1 тонны стали, руб.	43609,3
Среднемесячная заработная плата, руб:	49295,9
Численность рабочих	
- рабочих	413
- руководителей	66
Срок окупаемости, год	2,4

5 Социальная ответственность

Охрана труда представляет собой систему законодательных актов, социально – экономических, организационных, технических, гигиенических и лечебно – профилактических мероприятий и средств, обеспечивающих безопасность, сохранение здоровья и работоспособность человека в процессе труда.

Техника безопасности – система организационных мероприятий и технических средств, предотвращающих воздействие на работающих опасных производственных факторов.

Гигиена труда – система организационных и профилактических мероприятий, технических средств, предотвращающих или уменьшающих воздействие на работающих вредных производственных факторов.

Раздел “Охрана труда” включает общую оценку безопасности производственных процессов, оборудования, условий труда и перечень технических решений и средств для достижения безопасных условий труда

5.1 Описание рабочего места

Выбор площадки для строительства металлургических предприятий и размещение на них зданий и сооружений произведено в соответствии с требованиями СанПиН 2.2.1.1312-03 «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».

Объектом исследования является проект ЭСПЦ в условиях Дальнего Востока. Длина цеха – 138 м, ширина – 132 м, высота помещения – 50 м.

Потолок помещения построен из металлического каркаса. Полы в цехе выполнены из износостойчивых, неэлектропроводных материалов, стены – бетонные. Для безопасного обслуживания металлургических агрегатов

установлены площадки с лестницами и перилами. Проемы ворот для подачи ж/д и автомобильного транспорта оборудованы воздушно-тепловыми завесами, для предупреждения охлаждения цеха при открывании ворот при движении транспорта в зимнее время года. В каждом из пролётов предусмотрены отопливаемые помещения для обогрева рабочих в холодное время года. Цех обеспечен вентиляцией, освещение естественное (через окна) и общее равномерное искусственное.

5.2 Анализ вредных факторов проектируемой производственной среды

5.2.1 Освещение цеха

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

В реконструируемом цехе применено естественное и искусственное освещение.

Рациональным является комбинированное естественное освещение, обеспечивающее хорошую равномерность освещения.

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

Для предотвращения затемнения рабочих мест мостовыми кранами предусматриваются дополнительные светильники. Для переносных светильников дополнительно устроена электрическая сеть напряжением не

выше 42 В. Также в цехе предусматривается аварийное освещение. Аварийное освещение для продолжения работ должно обеспечивать на рабочих поверхностях освещенность не менее пяти процентов от норм, установленных для рабочего освещения. Аварийное освещение, выполняемое для эвакуации людей из помещения, должно создавать освещенность на полу основных проходов и на ступенях лестниц 0,5 лк. Аварийное освещение питается от отдельной электрической сети и должно иметь только централизованное включение или включаться автоматически. Оно выполняется лампами накаливания или люминесцентными лампами.

Для обеспечения норм условий труда в цехе предполагается установить хорошее освещение, отвечающее нормативным требованиям. Предполагаемая освещенность рабочих мест приведена в таблице 33, из которой видно, что освещенность почти на всех участках будет достаточной.

Таблица 37 – Освещенность рабочих мест цеха

Рабочее место	Освещение по норме, лк	Фактическое освещение, лк
ДСП	75	80
АКОС	75	75
Наклонная галерея	150	130
Пульт управления	150	160
Пешеходная галерея	50	85

Согласно расчетов освещение участка обеспечивается 30 светильниками типа ДРЛ мощностью 250 Вт.

5.2.2 Микроклимат

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

Нормирование параметров микроклимата осуществляется в соответствии с СанПиНом 2.2.4.548-96 «Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений» с учетом требований энергозатрат работающих, временного выполнения работы, периодов года и содержит требования к методам измерения и контроля микроклиматических условий.

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

При производстве в ЭСПЦ одним из главных опасных факторов микроклимата является повышенная температура. Для борьбы с этим фактором в данном дипломном проекте применяется приточно-вытяжная вентиляция. Приточная вентиляция нагнетает в помещение воздух с улицы, при этом его можно подвергнуть очистке, нагреву или кондиционированию. Приточная вентиляционная установка Salda Veka W-3000-40.8-L3. А также индивидуальная защиты, указанные в пункте 5.3.

5.2.3 Производственный шум и меры борьбы с ним

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

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

Источниками шума в помещении являются технические средства: ДСП-100, крановое оборудование и подъемно-транспортное оборудование. Допустимый уровень шума в сталеплавильном цехе не должен превышать 80 дБ, при выполнении технологического процесса – 95 дБ. Фактический уровень шума составляет 102 дБ, что превышает предельно-допустимый уровень.

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

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

Для защиты от тепловых излучений разливочная ограждена металлическим экранами.

5.2.4 Производственная вибрация и мероприятия по борьбе с ней

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

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

Для защиты от вибрации в данном проекте используются виброизолирующие покрытия ГОСТ 32586-2013. В качестве СИЗ от вибрации применяются виброзащитные рукавицы (ГОСТ 12.4.002-97) и специальная

обувь из упругодемпфирующих материалов (ГОСТ 12.4.024-76, ТУ 8810-001-53805399-2012), а также беруши (ГОСТ Р12.4.209-99) и наушники (ГОСТ Р 12.4.208-99)

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

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

Таблица 38 – Характеристика отходящих газа и пыли

Наименование	Единица, кол.
1. 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 фториды	200–300 за плавку 0,2–0,3 за плавку
2. Гранулометрический состав пыли, мкм	%
0–5	72
6–10	15,5
11–20	6,0
20–40	7,5
3. Химический состав пыли, %	
FeO	48
CaO + MgO	15
SiO ₂ + Al ₂ O ₃	21
MnO	11
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 2.601-2013, применяется средство индивидуальной защиты (СИЗ) респиратор «лепесток» (ШБ-1) и защитные очки.

5.2.6 Мероприятия по защите от воздействия электромагнитных полей

Основным мероприятием техники безопасности при обслуживании установок высокой частоты является их экранирование. Экраны выполняют из тонколистового металла с большой электропроводностью. Для качественного экранирования применяются ферромагнитные (сплавы железа) и немагнитные металлы (медь). Такие экраны устанавливают возле пульта управления печи для защиты рабочего персонала от воздействия излучения. Защитные экраны заземляют. Высокочастотные установки оборудуют световой сигнализацией. Контроль за напряженностью электромагнитных

полей в рабочей зоне обслуживания установок следует периодически осуществлять специальными приборами (ИНТ–ЛИОТ).

5.3 Анализ опасных факторов 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. Для защиты от механического травмирования применяют следующие способы:

1. недоступность для человека опасных объектов;
2. применение устройств, защищающих человека от опасного объекта;

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

Для защиты персонала от термических опасностей предусмотрена специальная одежда из пара-амидной ткани. Пара-амидная ткань – это относительно новый материал, обладающий особой прочностью, термоустойчивостью, инертностью к действию химических веществ. Используется для пошива специальной одежды военным, пожарникам, сотрудникам МЧС, металлургам.

Для защиты глаз и лица используют очки со светофильтрами и щитки, голову от перегрева защищают каской, иногда – широкополой войлочной или фетровой шляпой. Остальную часть тела защищают спецодеждой из трудно-воспламеняемых и воздухопроницаемых материалов – сукна, брезента или

льняных тканей и спецобувью. В горячих цехах для поддержания водного баланса в организме обеспечивают питьевой режим.

5.3.1 Меры безопасности при работе с электричеством

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

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

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

5.3.2 Защитное заземление

Защитное заземление применяется в сетях переменного тока с изолированной нейтралью. Заземляются корпуса электрических машин и аппаратов, трубы для защиты проводки, каркасы распределительных щитов, производственное оборудование и т. д. В качестве естественных заземлителей применяют забиваемые в землю стальные трубы длиной 2–3 м и диаметром 35–50 мм, соединенные стальными полосами с площадью поперечного сечения 48–100 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.

5.4 Охрана окружающей среды

5.4.1 Основные пути утилизации отходов сталеплавильного производства

В сталеплавильном производстве образуется ежегодно более 200 тыс. т. шлаков, которые содержат железо (до 24 % в виде оксидов и до 20 % в металлургической форме); оксиды марганца (до 11 %); оксиды кальция, кремния, алюминия, магния, хрома, фосфора и сульфиды железа и марганца. Половина массы перерабатываемых шлаков идет на изготовление щебня, 30 % используется в качестве оборотного продукта (в виде флюсов); 20 % перерабатывается в удобрения для сельского хозяйства; часть шлаков идет на изготовление минераловатных изделий; совсем небольшое количество подвергается грануляции.

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

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

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

Для очистки сточных вод сталеплавильного производства достаточно эффективным оборудованием является магнитодисковый аппарат (типа АМП25РЦ), 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 данного сталеплавильного производства применяются отстойники-сгустители для первичного осушения шлама, откачиваемого из отстойников; фильтр-прессы для обезвоживания шлама и сушильные барабаны для его сушки. После осветления сточные воды используются в системах оборотного водоснабжения.

5.4.2 Очистка газов

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

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

В результате такого загрязнения окружающей среды происходит ухудшение здоровья населения, снижается продолжительность жизни, увеличивается смертность. По существующим оценкам, 20–50 % продуктов

питания содержат ядохимикаты, нитраты, тяжелые металлы в концентрациях, опасных для здоровья. В зоне работы цеха загрязняются источники питьевой воды, особенно после выпадения кислотных дождей.

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

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

В кровле цеха устанавливаются зонты для АКОСа и печи, через них удаляются неорганизованные выбросы. Неорганизованные выбросы очищаются в сухом пластинчатом электрофильтре. Очищенные газы с помощью дымоотсоса выбрасываются в дымовую трубу.

В электрофильтре очистка газов от твердых и жидких частиц происходит под действием электрических сил. Частицам сообщается электрический заряд, и они под действием электрического поля осаждаются из газового потока.

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

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

Общий вид электрофильтра приведен на рисунке 15.

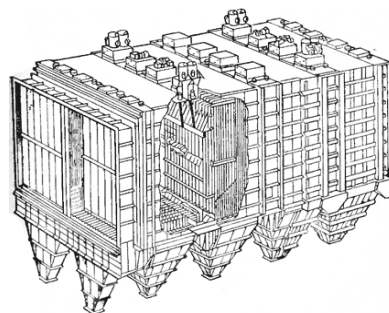


Рисунок 15 – Общий вид электрофильтра УГТ

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

По мере осаждения пыли на электродах понижается эффективность пылеулавливания. Во избежание этого явления и поддержания оптимальной эффективности электрофильтров электроды периодически очищают от пыли встряхиванием. Встряхивание электродов ударно-молотковое

5.5 Чрезвычайные ситуации на производстве

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

возгорание. В настоящее время пожар на предприятиях сталеплавильного производства является одним из наиболее опасных происшествий.

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

На предприятии разработаны меры пожаротушения. Имеются огнетушители (типа ОП-100). Они нужны, чтобы трудящиеся могли ликвидировать небольшие возгорания, препятствовать распространению огня до прибытия пожарных. Это сводит к минимуму причиненный возгоранием ущерб имуществу предприятия, уменьшает опасность работы пожарников, иногда исключает необходимость эвакуации персонала. Также имеются планы эвакуации, проводятся соответствующие инструктажи, ознакомление с нормативными документами. Производственная площадка оснащается центральной противопожарной системой водоснабжения (ПСВ). ПСВ состоит корпуса, головки, отлитых из алюминиевого сплава АЛ-6, и торцевого ключа. В нижней части корпуса колонки установлено бронзовое кольцо с резьбой для установки на гидрант. Головка колонки имеет два патрубка с муфтовыми соединительными головками для присоединения пожарных рукавов. Силовые трансформаторы оснащены автоматическими системами защиты от перегрузок и замыканий. Помещение, в котором расположены силовые трансформаторы оборудовано автоматической порошковой огнетушащей системой (АУПТ ГОСТ Р 51091-97).

Помимо рабочего освещения, в производственных помещениях устраивается аварийное освещение (аварийная сеть электропередачи), которое предназначается для бесперебойного обслуживания агрегатов и оборудования в случае отказа в действии рабочего освещения, а также для

беспрепятственного выхода наружу в случае аварии. В первом случае мощность аварийного освещения принимается не менее 10 % освещенности, создаваемой общим освещением, а во втором достаточно 0,3 лк, чтобы обеспечить светом пути для эвакуации. Аварийное освещение должно быть подключено к независимому источнику электроэнергии.

5.6 Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности

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

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

Заключение

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

В специальной части проекта рассмотрен вопрос технологии выплавки и разливки стали марки 40Х2Г2М, а также было рассмотрено оборудование для внепечной обработки стали.

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

В разделе «финансовой части» были определены капитальные вложения в строительство цеха. В результате расчётов был определен годовой экономический эффект, он составил 29693547523 руб. Был определён также срок окупаемости капитальных вложений, который составил 2,4 года.

Список использованных источников

1. Гришагин, В.М. Безопасность жизнедеятельности. Учебное пособие / В.М. Гришагин, В.Я. Фарберов; Юргинский технологический институт. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2010. – 344 с.
2. Каблуковский, А. Ф. Производство электростали и ферросплавов / А. Ф. Каблуковский. – Москва: ИКЦ «Академкнига», 2003. – 511 с. – ISBN 8–94500–566–1.
3. Поволоцкий, Д. Я., Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей. / Д. Я. Поволоцкий, Ю. А. Гудим, И. Ю. Зинуров. – Москва: Металлургия, 1990. – 176 с. – ISBN 9–310–03964–Х.
4. Гришагин, В.М. Социальная ответственность: Методические указания по выполнению раздела выпускной квалификационной работы / В. М. Гришагин. – Юрга: Изд-во Юргинского технологического института (филиала) Томского политехнического университета, 2014. – 12 с.
5. Рожихина, И. Д. Конструкции и проектирование электрических печей. Методические указания к выполнению курсового проекта для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» / И. Д. Рожихина. – Юрга: ЮТИ ТПУ, 2006. – 49 с.
6. Рожихина, И. Д. Основы проектирования и оборудование электрометаллургических цехов: Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Основы проектирования и оборудования цехов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» очной формы обучения / И. Д. Рожихина. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2007. – 48 с.
7. Воскобойников, В. Г. Общая металлургия. Учебник для вузов / В. Г. Воскобойников, В. А. Кудрин, А. М. Якушев. – Москва: Металлургия, 2000. – 768 с. – ISBN 5–94628–062–7.
8. Валуев, Д.В. Внепечные и ковшевые процессы обработки стали в металлургии / Д.В. Валуев; Юргинский технологический институт. – Томск:

Изд-во Томского политехнического университета, 2010. – 202 с. – ISBN 2 – 00000–933825.

9. Смирнов, А.Н. Непрерывная разливка сортовой заготовки: Монография / А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, А.Л. Подкорытов, В.Е. Ухин, А.В. Кравченко, А.Ю. Оробцев. – Донецк: Цифровая типография, 2012. – 417 с. – ISBN 8–56123–945–5.

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

11. Зинуров, И.Ю. Оборудование и проектирование электросталеплавильного цеха: Учеб. пособие для вузов / И.Ю. Зинуров Л.Е. Никольский. – Москва: Metallurgia, 1993. – 272 с. – ISBN 5–229–00990–X.

12. Гизатулин, Р.А. Методические указания для расчета баланса электросталеплавильного и литейного цехов. Для студентов специальности 110100 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения / Р. А. Гизатулин. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2004. – 19 с.

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

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

15. Сектор черной металлургии России в рыночных условиях: официальный сайт. – Группа РЦБ. – URL: <http://old.rcb.ru/archive/articles.asp?id=251> (дата обращения 19.05.2021). – Текст: электронный.

16. Рынки сбыта: официальный сайт. – Группа РЦБ. – URL: <http://old.rcb.ru/archive/articles.asp?id=251>. (дата обращения 25.05.2021). – Текст: электронный.

17. «Газпром» и CNPC развивают стратегическое взаимодействие в энергетической сфере. – Москва. – URL: <http://www.gazprom.ru/press/news/2017/february/article303576/> (дата обращения 22.05.2021). Текст: электронный.

18. Обзор рынка черной металлургии: официальный сайт. – Москва. – URL: <http://www.stalmet.ru/publikacii/49-besshovnaia-truba.html> (дата обращения 24.05.2021). – Текст: электронный.

19. Крупнейшая база данных по рынку металлов в открытом доступе: мировое потребление стальных заготовок. – Санкт Петербург. – URL: <http://www.infogeo.ru/metalls/news/?act=show&news=37410> (дата обращения 23.05.2021). – Текст: электронный.

20. Особенности рынка стальных заготовок: журнал. металлоснабжение и сбыт. – Москва. – URL: <http://www.metalinfo.ru/ru/news/rmarket.html> (дата обращения 28.05.2021). – Текст: электронный.

Приложение А

Патентный поиск

1) Патент № 2668645 Российская Федерация, МПК В23К 9/04 (2006.01), В23Р 6/02 (2006.01). Способ восстановления наплавкой роликов машин непрерывного литья заготовок : № 2017125904 : заявл. 18.07.2017 : опубл. 2.10.2018 / Галкин В.Д., Васючков А.В., Дема Р.Р. ; заявитель ООО «Технологии Наплавки и Метализации».

2) Патент № 2495137 Российская Федерация, МПК С21С 7/00 (2006.01). Многоручевой трайб–аппарат для подачи алюминиевой и порошковой проволоки: № 2012103528/02 : заявл. 3.02.2012 : опубл. 10.10.2013 / Заков Л.П., Сивак Б.А., Федотов Г.В. ; заявитель ОАО АХК «ВНИИМЕТМАШ».

3) Патент № 2165462 Российская Федерация, С21С 5/04 (2006.01), С21С 5/56 (2006.01), F27В 3/02 (2006.01), F27D 3/14 (2006.01). Двухванный сталеплавильный агрегат и способ выплавки стали в двухванном сталеплавильном агрегате : № 99114074/02 : заявл. 25.06.1999 : опубл. 20.04.2001 / Ломакин В.М., заявитель Ломакин В.М.

4) Патент № 2659104 Российская Федерация, МПК С04В 35/66 (2006.01), С04В 35/16 (2006.01), С04В 35/447 (2006.01). Способ ремонта футеровки теплового агрегата : № 2017128200 : заявл. 7.08.2017 : опубл. 28.06.2018 / Хлыстов А.И., Соколова С.В., Широков В.А. ; заявитель ФГБОУ ВО «Самарский государственный технический университет».

5) Патент № 147228 Российская Федерация, МПК В22D 41/02 (2006.01). Сталеразливочный ковш : № 2014112262/02 : заявл. 31.03.2014 : опубл. 27.10.2014 / Луо Ксигуюан, Пэн Дедзян ; заявитель Пуянг Рефракториз.

6) Патент № 172756 Российская Федерация, МПК В22D 11/08 (2006.01). Затравочный узел устройства для непрерывной разливки металла : № 2016124245 : заявл. 17.06.2016 : опубл. 21.07.2017 / Сулицин А.В., Логинов Ю.Н. ; заявитель ФГАОУ ВПО "Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина".

7) Патент № 2682062 Российская Федерация, В22D 41/46 (2006.01). Способ подготовки шиберного затвора сталеразливочного ковша : № 2018109108 : заявл. 14.03.2018 : опубл. 14.03.2018 / Зажигаев П.А., Данилин Ю.А., Захаров И.М. ; заявитель Акционерное общество "ЕВРАЗ Нижнетагильский металлургический комбинат" (АО "ЕВРАЗ НТМК").

8) Патент № 2644095 Российская Федерация, МПК В22D 41/00 (2006.01), В22D 11/117 (2006.01). Промежуточный ковш для непрерывной разливки стали : № 2016125069 : заявл. 23.06.2016 : опубл. 7.02.2018 / Коростелев А.А., Семин А.Е., Котельников Г.И. ; заявитель ФГАОУ ВО "Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС".

9) Патент № 2697129 Российская Федерация, МПК С21С 5/52 (2006.01), С22В 1/248 (2006.01). Способ загрузки шихты в дуговую электропечь для выплавки стали : № 2018104756 : заявл. 7.02.2018 : опубл. 12.08.2019 / Трутнев Н.В., Неклюдов И.В. ; заявитель Акционерное общество "Волжский трубный завод".

10) Патент № 2573847 Российская Федерация, МПК С21С 5/52 (2006.01). Способ выплавки стали в электрических печах : № 2014131160/02 : заявл. 29.07.2014 : опубл. 27.01.2016 / Тимофеева А.С., Никитченко Т.В., Кожухов А.А. ; заявитель ФГАОУ ВО "Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС".