

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

БАКАЛАВРСКАЯ РАБОТА

Тема работы
Проект электросталеплавильного цеха производительностью 900 тыс. тонн стали в год в условиях Сибирского федерального округа

УДК 669.187.001.6(571.1/.6)

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В71	Ёдгоров Джахонгир Сафархуджаевич		

Руководитель ВКР

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Сапрыкин А.А.	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	Ёдгоров Д.С.

Тема работы:

**Проект электросталеплавильного цеха производительностью 900 тыс. тонн стали
в год в условиях Сибирского федерального округа**

Утверждена приказом директора (дата, номер)

№ 32-104/с от 01.02.2021г.

Срок сдачи студентом выполненной работы:

18.06.2021 г.

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

Исходные данные к работе

(наименование объекта исследования или проектирования; производительность или нагрузка; режим работы (непрерывный, периодический, циклический и т. д.); вид сырья или материал изделия; требования к продукту, изделию или процессу; особые требования к особенностям функционирования (эксплуатации) объекта или изделия в плане безопасности эксплуатации, влияния на окружающую среду, энергозатратам; экономический анализ и т. д.).

Проект электросталеплавильного цеха производительностью 900 тыс. тонн стали в год в условиях Сибирского федерального округа.

<p>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов</p> <p><i>(аналитический обзор по литературным источникам с целью выяснения достижений мировой науки техники в рассматриваемой области; постановка задачи исследования, проектирования, конструирования; содержание процедуры исследования, проектирования, конструирования; обсуждение результатов выполненной работы; наименование дополнительных разделов, подлежащих разработке; заключение по работе).</i></p>	<p>Аналитический обзор литературы; разработка технологии и подбор оборудования для выплавки сплава; подбор системы очистки отходящих газов.</p>
<p>Перечень графического материала</p> <p><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> <p><i>(с указанием разделов)</i></p>	
<p>Раздел</p>	<p>Консультант</p>
<p>Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение</p>	<p>Телипенко Е.В.</p>
<p>Социальная ответственность</p>	<p>Солодский С.А.</p>
<p>Нормоконтроль</p>	<p>Ибрагимов Е.А.</p>
<p>Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:</p>	
<p>Реферат</p>	

<p>Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику</p>	<p>01.02.2021 г.</p>
--	----------------------

Задание выдал руководитель:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
доцент	Сапрыкин А.А.	к.т.н.		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В71	Ёдгоров Д.С.		

ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «ФИНАНСОВЫЙ МЕНЕДЖМЕНТ, РЕСУРСОЭФФЕКТИВНОСТЬ И РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ»

Студенту:

Группа	ФИО
10В71	Ёдгоров Д.С.

Институт	ЮТИ ТПУ	Направление	22.03.02 «Металлургия»
Уровень образования	бакалавр		

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 900 тыс. тонн стали в год. Рыночная цена стали 30ХГСА – 50990 руб 2) Статья затрат/ Цена за 1 кг, руб 3) Стальной лом-8,1 4) Ферросилиций ФС75-68 5) Ферромарганец ФМн80-124 6) Алюминий-100 7) Кокс-38,88 8) Железная руда-3,094 9) Известь-3,87 10) Плавиковый шпат-20 11) Шамот-17 12) Никель-620</p>
---	--

Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:

1. Краткое описание общие 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 ИР
2. Основные показатели эффективности ИР (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	Ёдгоров Д.С.		

ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «СОЦИАЛЬНАЯ ОТВЕТСТВЕННОСТЬ»

Студенту:

Группа	ФИО
10В71	Ёдгоров Д.С.

Институт	ЮТИ ТПУ	Направление	22.03.02 «Металлургия»
Уровень образования	Бакалавр		

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); – пожаровзрывобезопасность (причины, профилактические мероприятия, первичные средства пожаротушения) 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Пожароопасность 2. механические опасности 3. термическая опасность <p>электробезопасность.</p>
<p>3. Охрана окружающей среды:</p> <ul style="list-style-type: none"> – защита селитебной зоны – анализ воздействия объекта на атмосферу (выбросы); – анализ воздействия объекта на гидросферу (сбросы); 	<ol style="list-style-type: none"> 1. утилизации отходов сталеплавильного производства 2. Освещение сточных вод

<ul style="list-style-type: none"> – анализ воздействия объекта на литосферу (отходы); – разработать решения по обеспечению экологической безопасности со ссылками на НТД по охране окружающей среды. 	Очистка газов
<p>4. Защита в чрезвычайных ситуациях:</p> <ul style="list-style-type: none"> – перечень возможных ЧС на объекте; – выбор наиболее типичной ЧС; – разработка превентивных мер по предупреждению ЧС; – разработка мер по повышению устойчивости объекта к данной ЧС; – разработка действий в результате возникшей ЧС и мер по ликвидации её последствий 	<p>1. разработаны меры пожаротушения. аварийное освещение (аварийная сеть электропередачи)</p>
<p>5. Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности:</p> <ul style="list-style-type: none"> – специальные (характерные для проектируемой рабочей зоны) правовые нормы трудового законодательства; – организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны 	<p>1. выдать персоналу шумоизолирующие шлемы марки Earntiff. 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.</p>
Перечень графического материала:	
При необходимости представить эскизные графические материалы к расчётному заданию (обязательно для специалистов и магистров)	Лист-плакат Схема газоотчки

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	Ёдгоров Д.С.		

Реферат

Выпускная квалификационная работа содержит 121 с., 15 рисунков, 21 источник, 5 листов графического материала формата А1.

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

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

Объектом исследования является электросталеплавильный цех производительностью 900 тыс. тонн стали в год в условиях Сибирского федерального округа.

Цели и задачи работы: разработка проекта ЭСПЦ.

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 30ХГСА.

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 121 pages, 15 figures, 21 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 900 thousand tons of steel per year in the conditions of the Siberian Federal District.

Goals and objectives of the work: development of the ESPC project.

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 30XGSA 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	12
1 Объект исследования	13
1.1 Техничко-экономическое обоснование	13
1.2 Общая характеристика здания цеха	16
1.3 Организация работ в цехе	22
2 Расчётная часть	28
2.1 Баланс металла в цехе	28
2.2 Расчет шихты для выплавки стали 30ХГСА	35
2.3 Расчёт оборудования печного пролёта	53
2.4 Расчет количества бункерного пролета	58
2.5. Расчет оборудования раздаточного пролета	60
3 Результаты проведенного исследования (разработки)	69
3.1 Технология выплавки, внепечной обработки и разливки на МНЛЗ стали марки 30ХГСА	69
4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	82
4.1 Техничко-экономическое обоснование цеха	82
4.2 Расчёт основных фондов цеха и вложения при его строительстве	82
4.3 Расчёт производственной мощности	84
4.4 Расчет штата работников и заработной платы	86
4.5 Расчёт затрат на основные и вспомогательные материалы	94
4.6 Расчёт затрат на тепло-энергоресурсы	94
4.7 Планирование себестоимости продукции	95
4.8 Расчет вложений в нормируемые оборотные средства цеха	97
5 Социальная ответственность	100
5.1 Описание рабочего места	100
5.2 Анализ вредных факторов производственной среды	101
5.3 Анализ опасных факторов производственной среды	106

5.4 Охрана окружающей среды	107
5.5 Чрезвычайные ситуации на производстве	110
5.6 Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности	112
Заключение	113
Список использованных источников	114
Приложение А Патентный поиск	117

Компак диск: В конверте
на обороте
обложки

ФЮРА В71.061.000.000 ПЗ Пояснительная записка. Файл Пояснительная записка.docx в формате Microsoft Office Word 2016.

ФЮРА В71.061.001.000. План цеха (Лист 1). Файл E:\План цеха.cdw в формате Компас 3-DV16

ФЮРА В71.061.001.000. Разрез цеха (Лист 2). Файл E:\Разрез цеха.cdw в формате Компас 3-DV16

ФЮРА В71.061.002.000 ЛП. Технологическая схема.

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

ФЮРА. В71.061.003.000 ЛП. Техничко–экономические показатели.

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

ФЮРА В71.061.004.000 ЛП. Схема газоочистки.

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

Графический материал: на отдельных
листах

ФЮРА В71.061.001.000 План цеха

ФЮРА В71.061.002.000 ЛП Технологическая схема производства

ФЮРА В71.061.003.000 ЛП Техничко-экономические показатели

ФЮРА В71.061.004.000 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 только 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 900000 тонн стали в год.

1 Объект исследования

1.1 Технико-экономическое обоснование

Западно-Сибирский металлургический комбинат является крупнейшим в Сибири и самым восточным в Российской Федерации предприятием по производству стали. Комбинат занимает территорию общей площадью более 3 тыс. гектар в 25 км от г. Новокузнецк Кемеровской области. По объему производства он входит в пятерку крупнейших в России и тридцатку крупнейших в мире сталелитейных заводов. Запсиб реализует продукцию в России и других странах СНГ и экспортирует металл в 30 государств дальнего зарубежья.

Западно-Сибирский металлургический комбинат включает в себя:

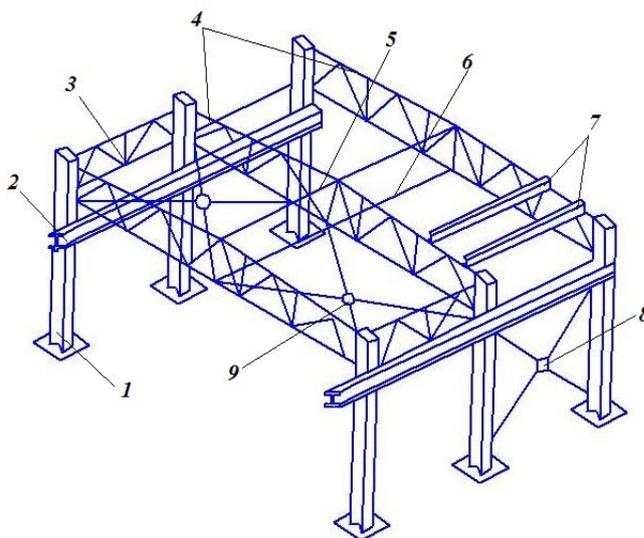
- коксохимический передел – Евраз Кокс-Сибирь, филиал ОАО ЗСМК;
- аглофабрику;
- Западно-Сибирскую ТЭЦ-филиал ОАО ЗСМК;
- доменный цех, в составе трех доменных печей;
- сталеплавильный передел в составе двух кислородно-конвертерных цехов, пяти конвертеров, сортовой и слябовой МНЛЗ и разливкой в изложницы;
- прокатное производство в составе блюминга «1250», непрерывно-заготовочного стана, среднесортного стана «450», двух мелкосортных станов «250–1» и «250–2», проволочного стана «250–1»;
- сталепрокатное производство.

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

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

1.2 Общая характеристика здания цеха

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



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

Рисунок 3 – Элементы стального каркаса

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

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

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

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

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

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

1.2.1 Конструкция фундаментных балок

Для опирания самонесущих и навесных стен по периметру здания по обрезам фундамента укладывают фундаментные балки или рандбалки, изготавливаемые из железобетона. Фундаментную балку укладывают так, чтобы ее верхняя грань была выше уровня грунта, но ниже чистого пола помещения. Такое расположение балки позволяет, во-первых, избежать касания

грунта стенами и таким образом предотвратить их увлажнение и, во-вторых, устраивать двери и ворота без порогов.

1.2.2 Конструкции колонн

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

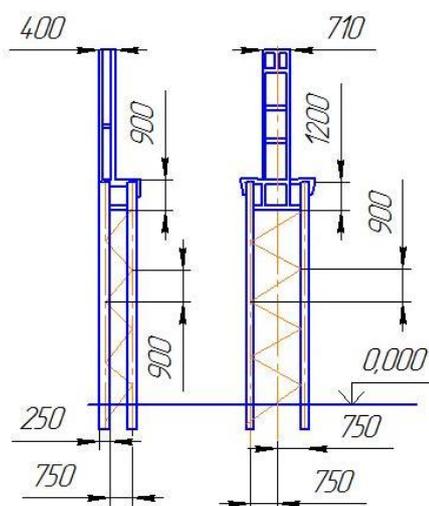


Рисунок 4 – Стальные колонны одноветьевые и двухветьевые

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

Колонны располагают строго по разбивочным осям. В зависимости от расположения в каркасе различают: средние колонны, их устанавливают в продольных рядах многопролетных зданий между смежными параллельными

пролетами, и крайние колонны, устраиваемые вдоль наружных продольных стен. В данном проекте шаг колонн 12000 мм.

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

1.2.3 Конструкции подкрановых балок

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

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

1.2.4 Конструкции стропильных и подстропильных ферм

Стропильные фермы несут покрытия здания (рисунок 5).

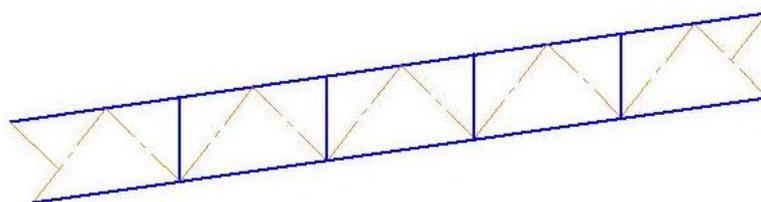


Рисунок 5 – Стропильная ферма

При проектировании конструкция подстропильных ферм принимается в зависимости от величины пролета, характера и значений действующих

нагрузок, вида грузоподъемного оборудования, характера производства и других факторов.

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

1.2.4 Конструкции стен

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

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

1.2.5 Конструкции покрытий

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

1.2.6 Конструкции ворот

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

1.3 Организация работ в цехе

Проектируемый цех состоит из пяти пролётов: печного пролёта, бункерного пролёта, раздаточного пролёта, пролета МНЛЗ и вспомогательного 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 50 тонн, находящихся в шумо-пылезащитной камере, оснащённые трансформатором 45 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].

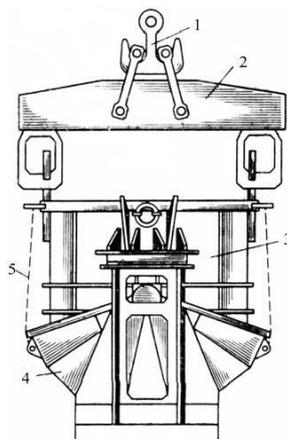
Печи установлены выше нулевой отметки, несмотря на увеличения стоимости здания, такое конструктивное решение имеет ряд достоинств: удобно обслуживать нижние механизмы печи, можно лучше организовать уборку шлака, появляется дополнительная площадь под рабочей площадкой, которая используется под складские 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 6 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. При этом рабочая площадка должна иметь минимальные размеры, чтобы не возрастала стоимость здания. По длине рабочая площадка не доходит до торцов печного пролёта, следовательно, мостовые краны могут обслуживать нулевую отметку печного пролёта. На нулевой отметке по обе стороны ближе к торцам пролета располагаются: стенды для набивки и ремонта сводов и другое оборудование. На автотранспорте подаются огнеупоры, оборудование и обслуживание ремонта печей, машин и механизмов.

Подготовка и загрузка металлошихты в бадьи осуществляется в отделении подготовки лома, откуда на автобадьевозах доставляется в печной пролёт ЭСПЦ. В печном пролете саморазгружающиеся бадьи (рисунок 6)



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

Рисунок 6 – Завалочная бадня 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, бадня 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 плавки. Подачу шлаковой чаши под печь и транспортировку наполненных чаш в шлаковое отделение осуществляют автошлаковозом (рисунок 7).

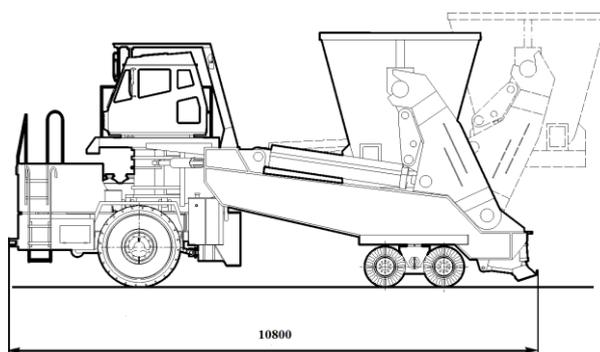


Рисунок 7 – Автошлаковоз

1.3.2 Организация работ в бункерном пролете [3]

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

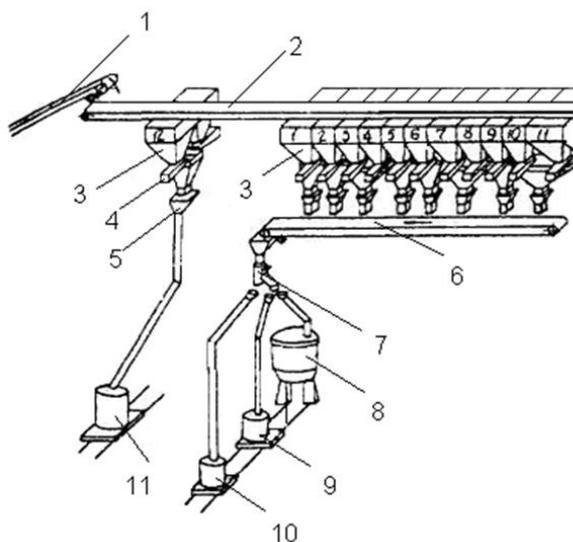
Оперативный запас сыпучих материалов (шлакообразующие, окислители, ферросплавы, заправочные) хранятся в стационарных бункерах вместимостью 20–30 м³. Бункера установлены над рабочей площадкой в бункерном пролёте, между печным и раздаточным пролётами.

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 трубчаткам попадает в ДСП, ковш при выпуске или АКОС (рисунок 8).



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

Рисунок 8 – Организация подачи сыпучих и ферросплавов в ЭСПЦ

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

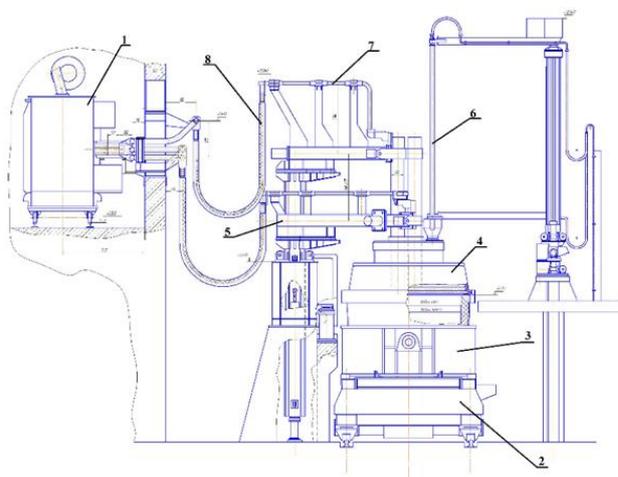
К достоинствам рассмотренной схемы можно отнести, полную механизацию и автоматизацию подачи материалов от склада до печи и ковша, высокую герметичность каждого из конвейеров, как пересыпного устройства, так и всего бункерного пролёта, что практически полностью предотвращает запылённость цеха. Однако 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 стелевозе, в него подаются сыпучие для наведения шлака защищающий металл от вторичного окисления. Далее ковш с металлом на стелевозе переезжает в раздаточный пролет, где краном раздаточного пролёта ковш устанавливают под свод АКОСа (рисунок 9).



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

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

Рисунок 9 – Схема агрегата ковш-печь

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

В пролете внепечной обработки стали имеется агрегат "печь-ковш", оснащенные трансформатором, и одна установка для ковшового вакуумирования. Агрегат печь-ковш располагают непосредственно напротив ДСП таким образом, что после выпуска плавки сталевоз с ковшом поступает под свод агрегата "печь-ковш". При необходимости предварительного (перед внепечной обработкой) удаления печного шлака ковш подают на стенд, снабженный устройством для наклона, и шлак скачивается скребком машины в шлаковую чашу.

В пролете также имеется механизированный участок для наращивания электродов. В пролете приема металла ковш со сталью устанавливают на поворотный манипулятор для дальнейшей передачи в пролет МНЛЗ. В пролете приема металла располагаются стенды для установки на ковш шибберных затворов. Ремонтируют сталеразливочные и промежуточные ковши в пролете МНЛЗ.

Шлаки из ДСП удаляются через рабочее окно, соответственно шлаковые чаши в печном пролёте устанавливаются под рабочим окном печи. Шлаковая чаша из-под печи вывозится автошлаковозом и транспортируется в шлаковое отделение. Порожня шлаковая чаша устанавливается на стенд.

Отличительной особенностью данного ЭСПЦ является совмещение пролета внепечной обработки и бункерного пролета.

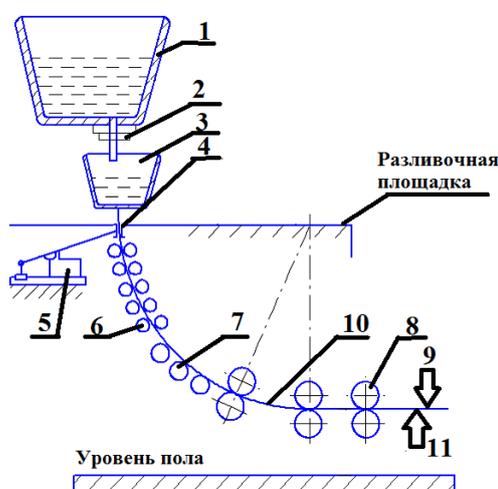
1.3.4 Организация работ в пролёте МНЛЗ

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

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

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

Установлены две радиальные МНЛЗ (рисунок 11).



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

Рисунок 11 – Радиальная МНЛЗ

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

2 Расчетная часть

2.1 Баланс металла в цехе

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

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

Проектируемый цех будет производить 900 тыс. тонн в год, низколегированных 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.

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 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	350	Хромокремне- р-ганцевая ГОСТ 4543-71	30ХГСА	0,28–0,34	0,8–1,10	0,9–1,20	0,8–1,10	–	
			25ХГСА	0,22–0,28	0,8–1,10	0,9–1,20	0,8–1,10	–	
2	250	Кремнемарганце- вая ГОСТ 5058- 65	09Г2С	0,12	1,3–1,7	0,5–0,8	0,3	–	–
			09Г2Д	0,12	1,4–1,8	0,17–0,37	0,3	–	0.225
			Среднее по группе		1,55	0,46	0,3	–	0.225
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	
			20Х2Н4А	0,16–0,22	0,30–0,60	0,17–0,37	1,25–1,65	3,25	
			Среднее по группе		0,50	0,27	0,95	2,90	

Продолжение таблицы 1

4	100	Углеродистая качественная конструкционна я 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	900								

Опираясь на сортамент выплаваемых 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	350000	4	14000	0,7	2450	4,7	16450	7	24500	390950
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	900000		33250		6300		39550		60500	1000050

Расход шихты на 1 т. продукции составит:

$$f = \frac{Ш}{Q}; \quad (1)$$

$$f = \frac{1000050}{900000} = 1,11.$$

В соответствии с этим выход годного по цеху составит:

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

$$f = \frac{Q}{\text{Ш}} = \frac{900000}{1000050} \cdot 100\% = 90.$$

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	350	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	900		81		18		801	

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

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

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	311500	222500	178000	89000	801000
Итого	350000	250000	200000	100000	900000

По данным таблицы вычисляется сквозной коэффициент расхода слитков:

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

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

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	31500	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).

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

Группа	Масса возвратимых отходов	Возврат марганца			Возврат хрома			Возврат никеля			Возврат меди		
		Среднее содержание, %	Кэф, усвоения	Масса марганца из отходов	Среднее содержание, %	Кэф, усвоения	Масса хрома из отходов	Среднее содержание, %	Кэф, усвоения	Масса никеля из отходов	Среднее содержание, %	Кэф, усвоения	Масса никеля из отходов
1	47,95	1,55	0,8	0,594	0,3	0,85	0,122	0,3	0,97	0,139	0,225	0,97	0,105
2	43,5	0,95	0,8	0,330	1,20	0,85	0,443	–	–	–			
3	26,4	0,50	0,8	0,105	0,95	0,85	0,213	2,90	0,97	0,752			
4	13,2	0,70	0,8	0,073	–	0,85	–	–	–	–			
Итого	131,05			1,102			0,778			0,891			0,105

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, %	Кoeffициент усвоения	Потребность в сплаве, тыс.т
1	2	3	4	5	6	7	8
1	350000	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

$$\Phi_1 = \frac{350000 \cdot 0,3 - 0 - 100 \cdot 0,122}{0,95 \cdot 80} = 1381,41;$$

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

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

Таблица 8 – Потребность цеха в меди

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание меди в стали, %	Остаточная концентрация хрома, %	Возврат хрома, т	Содержание хрома в феррохроме, %	Кoeffициент усвоения	Потребность в сплаве, тыс.т
1	2	3	4	5	6	7	8
1	350000	0,225	0	0,105	80	0,97	1014,68
Сумма				0,105			1014,68

$$\Phi_1 = \frac{350000 \cdot 0,225 - 0 - 100 \cdot 0,105}{0,97 \cdot 80} = 1014,68;$$

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, %	Кoeffициент усвоения	Потребность в сплаве, тыс.т
1	350000	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

$$\Phi_1 = \frac{350000 \cdot 1,55 - 0,1 - 100 \cdot 0,594}{0,95 \cdot 65} = 8217,66$$

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

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

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

Таблица 10 – Потребность цеха в ферросилиции

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание кремния в стали, %	Остаточная концентрация кремния, %	Возврат, т	Содержание кремния в ферросилиции, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве
1	350000	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

$$\Phi_1 = \frac{350000 \cdot 0,46 - 0 - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 2385,18$$

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

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

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

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, т	Содержание никеля в ферросилиции, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве
1	350000	0,3	0,25	0,139	100	0,97	180,26
3	200000	2,9	0,25	0,752	100	0,97	5463,14
Сумма				0,891			5643,4

$$\Phi_1 = \frac{350000 \cdot 0,3 - 0,25 - 100 \cdot 0,139}{0,97 \cdot 100} = 180,26.$$

$$\Phi_3 = \frac{200000 \cdot 2,9 - 0,25 - 100 \cdot 0,752}{0,97 \cdot 100} = 5463,14.$$

Таблица 12 – Баланс металла по электросталеплавильному цеху

Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
Стальной лом	931744.26	Годные слитки	900000
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 30ХГСА.

Исходные данные

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

Таблица 11 – Состав исходных материалов и готовой стали.

Наименование материала	Элементы, %									
	C	Mn	Si	P	S	Cu	Cr	Ni	Fe	
Лом углеродистый ГОСТ 4543 – 71	0,3	0,5	0,40	0,040	0,035	0,25	0,25	0,20	Ост.	
Готовая сталь 30ХГСА	0,28 – – 0,34	0,8 – – 1,1	0,9 – – 1,2	Не более			0,8 – – 1,1	Не более		Ост.
				0,025	0,025	0,30		0,3		
Кокс	82,0	–	–	–	0,080	11,0 Зола	–	–	–	

Таблица 12 – Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов.

Наименование материалов	Элемент, %									Σ
	CaO	MgO	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	P ₂ O ₅	Влага	
Известь	92	3,3	–	2,5	1	0,6	–	0,1	–	100
Кварцит	–	–	–	98,0	–	–	–	–	–	100
Шамот	0,7	0,3	–	63,0	35,0	1,0	–	–	–	100
Плавиновый шпат	–	–	–	4,0	–	1,0	95,0	–	–	100
Железная руда	6,2	–	–	2,8	1,0	90,0	–	–	–	100
Магнезит	1,0	92,0	1,0	3,0	1,0	2,0	–	–	–	100

Таблица 13 – Химический состав раскислителей и легирующих.

Наименование материала	Элемент, %					
	Si	Mn	C	P	S	Cr
1	2	3	4	5	6	7
ФС 75 ГОСТ 1415 – 78	74,0 – 80,0	Не более 0,4	–	Не более 0,05	Не более 0,02	Не более 0,4
СМн20 ГОСТ 4756 – 77	20,0 – 25,0	Не менее 65,0	1,0	Не более 0,1	Не более 0,03	–
ФХ 800А ГОСТ 4757 – 79	Не более 2,0	–	8,0	0,05	0,05	Не менее 65,0

Таблица 14 – Коэффициенты усвоения элементов из применяемых ферросплавов и кокса.

Наименование	Элемент	Коэффициент усвоения
Ферросилиций	Si	50,0
Силикомарганец	Si	70,0
Феррохром	Cr	98,0
Силикомарганец	Mn	97,0
Кокс	C	60,0

2.2.1 Расчёт составляющих завалки

Задаёмся химическим составом готовой стали.

Таблица 15 – Химический состав готовой стали

Элемент	C	Si	Mn	Cr	Ni	P	S	Cu
Содержание	0,30	1,1	0,9	1,0	Не более			
					0,3	0,025	0,025	0,3

Шихтовка по углероду.

$$C_{ш.} = G_{угл.лом.} + C_{кокс.}, \quad (7)$$

После расплавления шихты в металле должно быть

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

где $\Delta C_{распл.}$ – количество окислившегося углерода в период расплавления, $\Delta C_{распл.} = 0,1 \%$,

В тоже время углерода в металле $[C]$ по расплавлению

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

где $C_{к.о.п.}$ – содержание $[C]$ к концу окислительного периода, %

$\Delta C_{о.п.}$ – количество окислившегося углерода в окислительный период, %, принимаем $\Delta C_{о.п.} = 0,3 \%$

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

где $C_{г.ст.}$ – содержание углерода в готовой стали, % (таблица 15). $C_{г.ст.} = 0,30 \%$

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

Подставляя из (85) в уравнение (84) получим:

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

В восстановительный период углерод вносится в металл за счёт присадок ферросплавов и науглероживания через шлак при раскислении его коксом.

Примем $\Delta C_{наугл.} = 0,01 \%$.

$$\Delta C_{в.п.} = \Delta C_{наугл.} + C_{ф.}; \quad (12)$$

где $C_{ф.}$ – количество углерода, внесённого в металл ферросплавами, %

$$C_{ф.} = \frac{K_{г.ст.}^- \cdot \Gamma_{ф.}^-}{K_{ф.}^- \cdot \eta_{к.}} \cdot 100; \quad (13)$$

где $K_{г.ст.}^-$ – содержание легирующих элементов в готовой стали, (таблица 15).

$\Gamma_{ф.}^-$ – содержание углерода в данном ферросплаве, % (таблица 13).

$K_{ф.}^-$ – содержание легирующего элемента в ферросплаве, % (таблица 13).

$\eta_{к.}$ – коэффициент усвоения легирующего элемента из ферросплава, % (таблица 14).

Самое высокое содержание углерода в феррохроме марки ФХ 800А, Принимаем $C_{ф.х} = 8,0 \%$; $\Gamma_{ф.х.}^- = 65 \%$; $C_{ф.} = 0,12 \%$; $\Delta C_{в.п.} = 0,13 \%$; $C_{ш.} = 0,57 \%$; $C_{распл.} = 0,47 \%$.

$$G_{ск.} = \frac{G_{к.} \cdot C_{к.} \cdot \eta_{с.}}{100 \cdot 100}; \quad (14)$$

Из таблицы 14 принимаем $СК. = 82 \%$; $\eta_{к.} = 60 \%$.

$$G_{ск.} = (0,492 \cdot G_{к.}), \text{ кг}$$

Определяем количество углеродистого лома – $G_{угл.л.}$

Вес углеродистого лома в завалке составляет:

$$G_{угл.л.} = G_{ш.} - G_{к.}$$

$$G_{угл.л.} = 100 - G_{к.}$$

$$G_{\text{угл.л.}} = \frac{G_{\text{угл.л.}} \cdot C_{\text{угл.л.}}}{100}; \quad (15)$$

где $G_{\text{угл.л.}}$ – количество углерода, внесённое углеродистым ломом, кг

$C_{\text{угл.л.}}$ – содержание углерода в углеродистом ломе, %

$$G_{\text{угл.л.}} = \frac{(100 - G_{\text{к.}}) \cdot 0,3}{100} + 0,492 \cdot G_{\text{к.}}; \quad (16)$$

Решая уравнение (91) получим:

$$G_{\text{к.}} = 0,54; G_{\text{угл.л.}} = 99,46 \text{ кг.}$$

Таким образом, для выплавки стали типа 30ХГСА принимаем следующий состав шихтовых материалов (таблица 15).

Таблица 15 Состав шихтовых материалов

Углеродистый лом	99,46 кг
Кокс	0,54 кг
Итого	100 кг

Таблица 16 – Количество элементов, внесённых в металл шихтовыми материалами

Наименование материала	Вес, кг	Содержание элементов внесённых в металл, %.						
		C	Mn	Si	S	P	Fe	Σ
Углеродистый лом	99,46	0,298	0,497	0,398	0,035	0,04	97,495	–
Кокс	0,54	0,266	–	–	–	–	–	–
Итого, кг	–	0,564	0,497	0,398	0,035	0,04	97,495	99,726
Итого, %	–	0,57	0,50	0,40	0,035	0,04	97,755	100

2.2.2 Период расплавления и окислительный период

Плавку ведём с применением железной руды.

$$\Delta C = \Delta C_{\text{распл.}} + \Delta C_{\text{о.п.}} = 0,1 + 0,3 = 0,4 \% \quad (17)$$

$$G_{\Delta C} = \frac{99,726 \cdot 0,4}{100} = 0,399 \text{ кг.}$$

Кремний окисляется полностью; 0,398 кг.

Марганец окисляется на 65 %

$$G_{\Delta Mn} = \frac{0,497 \cdot 65}{100} = 0,323 \text{ кг.} \quad (18)$$

Хром окисляется на 50 %

$$G_{\Delta Cr} = \frac{0,249 \cdot 50}{100} = 0,124 \text{ кг.} \quad (19)$$

Сера полностью переходит в металл.

Содержание фосфора в готовом металле должно составлять 0,007%, следовательно, необходимо окислить

$$\Delta P = 0,040 - 0,007 = 0,033 \text{ \%}.$$

Железо окисляется на 2–4 %

$$G_{\Delta Fe} = \frac{97,495 \cdot 3}{100} = 2,95 \text{ кг.} \quad (20)$$

По практическим данным примерно 90 % от $G_{\Delta Fe}$ железа окисляется до Fe_2O_3 и испаряется в зоне электрических дуг, около 10 % окисляется до FeO .

Принимаем $\frac{FeO}{Fe_2O_3} = 3$. То есть из 10% окислившегося Fe 7,5 %

окислится до FeO , а 2,5 % до Fe_2O_3 .

Таким образом, в шлак переходит:

$$\frac{2,95 \cdot 10}{100} = 0,295 \text{ кг Fe.}$$

Из этого количества окисляется:

до FeO

$$\frac{0,295 \cdot 75}{100} = 0,223 \text{ кг.}$$

до Fe_2O_3

$$\frac{0,295 \cdot 25}{100} = 0,072 \text{ кг.}$$

В зоне электрических дуг испарится

$$\frac{2,95 \cdot 90}{100} = 2,66 \text{ кг железа.}$$

2.2.3 Определение количества шлака окислительного периода и периода расплавления

Одной из задач окислительного периода является удаление фосфора из металла. По существующей технологии около 80 % фосфора удаляется в период расплавления, а остальное количество в начале окислительного периода. Коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом выражается следующим соотношением

$$\frac{P_{O_2}^-}{P_-} = \frac{P_{исх.} - P_- \cdot 230}{P_- \cdot Ш_{о.п.}}; \quad (21)$$

где $\frac{P_{O_2}^-}{P_-}$ – коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом,

$P_{исх.}$ – содержание фосфора в шихте, 0,03 %,

P_- – содержание фосфора в готовом металле, 0,007 %

Основность шлака $\frac{CaO}{SiO_2} = 2,6$; (FeO)=20 %;

Согласно данным Крамарова

$$\frac{P_{O_2}^-}{P_-} = 15850. \quad (22)$$

Из выражения (15) определим количество шлака

$$Ш_{о.п.} = \frac{0,04 - 0,007 \cdot 229}{15850 \cdot 0,007} = 9,73 \%$$

$$G_{шл.оп} = \frac{G_{Me} \cdot Ш_{о.п.}}{100} = 9,7 \text{ кг.}$$

Таблица 17 – Количество закиси железа и образовавшихся оксидов.

Реакция окисления.	Количество окислившегося элемента, кг	Потребное количество FeO, кг	Количество образовавшегося оксида, кг	Количество восстановленного в расплаве Fe, кг
$[Mn] + [FeO] \rightleftharpoons [MnO] + [Fe]$	0,323	$0,323 \cdot \frac{72}{55} = 0,423$	$0,323 \cdot \frac{71}{55} = 0,417$	$0,323 \cdot \frac{56}{55} = 0,329$
$[Si] + 2[FeO] \rightleftharpoons [SiO_2] + 2[Fe]$	0,398	$0,398 \cdot \frac{72 \cdot 2}{28} = 2,050$	$0,398 \cdot \frac{60}{28} = 0,853$	$0,398 \cdot \frac{112}{28} = 1,600$
$2[P] + 5[FeO] \rightleftharpoons P_2O_5 + 5[Fe]$	0,033	$0,033 \cdot \frac{72 \cdot 5}{31 \cdot 2} = 0,192$	$0,033 \cdot \frac{142}{2 \cdot 31} = 0,076$	$0,033 \cdot \frac{5 \cdot 56}{2 \cdot 31} = 0,150$
$2[Cr] + 3[FeO] \rightleftharpoons Cr_2O_3 + 3[Fe]$	0,124	$0,124 \cdot \frac{72 \cdot 3}{52 \cdot 2} = 0,246$	$0,124 \cdot \frac{152}{2 \cdot 52} = 0,181$	$0,124 \cdot \frac{3 \cdot 56}{2 \cdot 52} = 0,200$
–	–	$\Sigma FeO = 2,909$	–	$\Sigma Fe_2O_3 = 2,280$

Таблица 18 – Количество кислорода и образовавшихся оксидов.

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента, кг	Необходимое количество кислорода, кг	Количество образовавшегося оксида, кг
$[C] + [FeO] \rightleftharpoons [CO] + [Fe]$	0,399	$0,399 \cdot \frac{16}{12} = 0,532$	$CO = 0,399 \cdot \frac{28}{12} = 0,929$
$Fe + \frac{1}{2}O_2 = FeO$	0,223	$0,223 \cdot \frac{16}{56} = 0,07$	$FeO = 0,223 \cdot \frac{72}{56} = 0,300$
$2Fe + \frac{3}{2}O_2 = Fe_2O_3$	0,072	$0,072 \cdot \frac{3 \cdot 16}{56 \cdot 2} = 0,034$	$Fe_2O_3 = 0,072 \cdot \frac{160}{2 \cdot 56} = 0,114$
ΣO_2		0,636	

2.2.4 Определение состава шлака окислительного периода

Для простоты расчётов принимаем, что шлак в основном состоит из оксидов примесей. Для хорошей дефосфорации принимаем, что содержание в шлаке FeO = 20 %, а основность 2,6. Часть MgO из подины перейдёт в шлак. По практическим данным содержание MgO в шлаке около 10 %.

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

Количество (MnO), (P₂O₅), (Fe₂O₃), (Cr₂O₃) приведены в таблице 17 и таблице 18. Количество (FeO) и (MgO) определим отдельно.

$$G_{(\text{FeO})} = \frac{G_{\text{Ш.О.П.}} \cdot \overbrace{(\text{FeO})}^{\%}}{100} = \frac{9,7 \cdot 20}{100} = 1,94 \text{ кг.} \quad (24)$$

$$G_{\text{MgO}} = \frac{G_{\text{Ш.О.П.}} \cdot \overbrace{(\text{MgO})}^{\%}}{100} = \frac{9,7 \cdot 10}{100} = 0,97 \text{ кг.} \quad (25)$$

Так как основность составляет 2,6, то содержание CaO в шлаке можно выразить:

$$(\text{CaO}) = 2,6 \cdot (\text{SiO}_2) \quad (26)$$

подставляя уравнение (101) в уравнение (98) можно выразить

$$9,7 = 0,417 + 0,076 + 0,1 + 0,97 + 1,94 + 0,181 + G(\text{SiO}_2) + 2,6 G(\text{SiO}_2),$$

$$G_{\text{CaO}} = 4,345 \text{ кг } G(\text{SiO}_2) = 1,671 \text{ кг.}$$

Таблица 19 – Вес и состав шлака окислительного периода

Окисел	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	Cr ₂ O ₃	Σ
Вес, кг	4,345	1,671	0,417	1,940	0,100	0,076	0,970	0,181	9,700
Вес, %	44,81	17,24	4,30	20,00	1,00	0,78	10,00	1,87	100

2.2.5 Определение расхода извести и кварцита

В результате окисления Si (таблица 17) в состав шлака входит $G_{\text{SiO}_2} = 0,853$ кг. Присадкой кварцита необходимо внести кремнезёма

$$G_{\text{SiO}_2} = 1,671 - 0,853 = 0,818 \text{ кг.} \quad (27)$$

Тогда общий расход кварцита G_{КВ.} (в кварците 98 % SiO₂. Таблица 12) для обеспечения заданной основности шлака

$$G_{\text{КВ.}} = \frac{0,818 \cdot 100}{98} = 0,835 \text{ кг.}$$

Расход извести

$$G_{\text{изв.}} = 4,345 \cdot 100 / 92 = 4,72 \text{ кг.}$$

В случае замены извести известняком расход известняка составит

$$G_{\text{CaCO}_3} = 4,72 \cdot 96 / 56 = 8,09 \text{ кг.}$$

2.2.6 Определение расхода железной руды

Для поддержания в шлаке (FeO) = 20 % требуется 1,94 кг, но в шлаке уже есть 0,3 кг, т.о. потребность в FeO составит.

$$1,94 - 0,3 = 1,64 \text{ кг.}$$

При окислении Mn, Si, P, Cr тратится 2,909 кг FeO (таблица 17), то общая потребность в FeO равна

$$1,64 + 2,909 = 4,549 \text{ кг}$$

Необходимое количество Fe вносится рудой (таблица 12). В пересчёте на Fe₂O₃ по реакции (Fe₂O₃) + [Fe] = 3 (FeO) потребуется следующее количество Fe₂O₃

$$G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{4,549 \cdot 160}{3 \cdot 72} = 3,37 \text{ кг.} \quad (28)$$

Необходимо будет в печь присадить железной руды

$$G_{\text{ж.р.}} = \frac{\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 100}{\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ ж.р.}} = \frac{3,37 \cdot 100}{90} = 3,74 \text{ кг.}$$

Таблица 20 – 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	0,564	0,399	0,165	0,169
Si	0,398	0,398	–	–
Mn	0,497	0,323	0,174	0,178
P	0,04	0,033	0,007	0,007
S	0,035	–	0,035	0,036
Fe	97,495	2,95	94,545+2,28 = = 96,825	99,024
			Σ = 97,779	Σ = 100

2.2.7 Внепечная обработка

Количество шлака определяем исходя из задачи десульфурации. Необходимо удалить из металла такое количество S, чтобы её остаток не превышал содержание серы в готовом металле в соответствии с ГОСТом. Принимаем содержание серы в готовом металле 0,010 %. В конце окислительного периода металл содержал (таблица 20) 0,035 % S. Таким образом, необходимо удалить

$$0,035 - 0,01 = 0,025 \%$$

Это количество соответствует

$$G_S = \frac{G_{Me} \cdot S}{100} = \frac{97,779 \cdot 0,025}{100} = 0,024 \text{ кг.} \quad (29)$$

Для промышленной печи коэффициент распределения серы между металлом и шлаком

$$L_S = \frac{S}{[S]} = 40.$$

Шлак содержит S

$$(S) = L_S \cdot [S] = 0,4 \%. \quad (30)$$

Отсюда количество шлака восстановительного периода ШВ.П. составит

$$Ш_{В.П.} = \frac{G_S}{(S)} \cdot 100 = \frac{0,024}{0,40} \cdot 100 = 6,0 \text{ кг.} \quad (31)$$

В восстановительный период частично окисляется из металла, проходящим воздухом через печь железо и марганец. Для упрощения расчёта пренебрегаем окислением марганца. На основании практических данных в нераскисленном шлаке восстановительного периода содержится 5-7 % FeO, принимаем (FeO)_{в.п.} = 6 %.

$$G_{FeO} = \frac{Ш_{В.П.} \cdot (FeO)_{в.п.}}{100}; \quad (32)$$

$$G_{FeO} = 0,36 \text{ кг.}$$

По практическим данным, шлак восстановительного периода наводится из шлаковой смеси ($G_{\text{шл.см.}}$), в состав которой входит CaO, CaF₂ и шамот в соответствии 5:1:1

$$G_{\text{шл.см.}} = \text{Ш}_{\text{в.п.}} - G_{\text{FeO}} \quad (33)$$

$$G_{\text{шл.см.}} = 6 - 0,36 = 5,64 \text{ кг.}$$

В шлаковой смеси содержится

$$G_{\text{изв.}} = \frac{G_{\text{шл.см.}} \cdot 5}{7} = \frac{5,64 \cdot 5}{7} = 4,03 \text{ кг.} \quad (34)$$

$$G_{\text{шам.}} = G_{\text{пл.шп.}} = \frac{G_{\text{шл.см.}} \cdot 1}{7} = \frac{5,64}{7} = 0,806 \text{ кг.}$$

Таблица 21 – Состав шлака восстановительного периода

Источник поступления	Кол-во, кг	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Известь	4,03	3,71	0,010	–	0,13	–	–	0,04	–
Шамот	0,806	–	0,51	–	–	–	–	0,28	–
Плавиновый шпат	0,806	–	0,03	–	–	0,77*	–	–	–
Окисление же-леза (воздухом)	0,36	–	–	0,36	–	–	–	–	–
Поступает при десульфурации	–	–	–	–	–	–	0,025	–	–
Итого, кг.	–	3,71	0,64	0,36	0,13	0,77	0,025	0,32	5,96
Состав, %.	–	62,25	10,74	6,04	2,19	12,92	0,42	5,37	100

* – принимаем что CaF₂ полностью переходит в шлак.

2.2.8 Определение количества раскислителей и легирующих.

При плавке с восстановительным периодом ФХ (феррохром) вводят сразу после скачивания окислительного шлака перед вводом шлакообразующих. Потребность в раскислителях и легирующих определяется по формуле

$$G_{\text{Fe}}^{\text{шл.}} = \frac{G_{\text{Me.}} \cdot \left(K_{\text{з.мет.}} - K_{\text{к.о.п.}} \right)}{K_{\text{Fe}}^{\text{шл.}} \cdot \eta} \cdot 100 \quad ; \quad (35)$$

где $G_{\text{Fe}}^{\text{спл}}$ – количество необходимого ферросплава, кг.

$[X]_{\text{г.мет.}}$ – содержание легирующего элемента в готовом металле, (таблица 15), %.

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

$[X]_{\text{Fe}}^{\text{спл}}$ – содержание легирующего элемента в ферросплаве (таблица 13), %.

η – коэффициент усвоения легирующего элемента из данного ферросплава.

В расчёте принимаем, что осадочное раскисление проводим силико-марганцем марки СМн 20, диффузионное раскисление порошком ферросилиция марки ФС 75 совместно с порошком кокса.

Используя выражение (29) определяем необходимое количество силико-марганца из расчёта получения в готовой стали $[Mn] = 0,65$ %, вес металла условно принимаем равным весу металла в конце окислительного периода (таблица 20) $G_{\text{мет}} = 97,779$ кг, $[Mn]_{\text{СМн}} = 65$ %.

$$G_{\text{СМн}} = \frac{G_{\text{мет}} \cdot (K_{\text{г.мет.}}^- - K_{\text{к.о.п.}}^-)}{K_{\text{Fe}}^{\text{спл}} \cdot \eta} \cdot 100 \quad (36)$$

$$G_{\text{СМн}} = \frac{97,779 \cdot (0,9 - 0,174)}{65 \cdot 0,97} \cdot 100 = 1,13 \text{ кг.}$$

СМн вносит в металл также и Si. Из практических данных принимаю, что 30 % Si из силико-марганца расходуется на раскисление, а 70 % Si на легирование. $\eta_{\text{Si}} = 70$ %. Определим содержание $[Si]$ внесённого полученным количеством $G_{\text{СМн}}$. Принимаем $i_{\text{СМн}}^- = 24$ %,

$$[Si] = \frac{G_{\text{СМн}} \cdot i_{\text{СМн}}^- \cdot \eta_{\text{Si}}}{G_{\text{Me}} \cdot 100} = \frac{1,13 \cdot 24 \cdot 70}{97,779 \cdot 100} = 0,19 \text{ \%}. \quad (37)$$

Определим количество FeCr марки ФХ 800А, необходимого для легирования металла. $[Cr]_{\text{г.м.}} = 1,0$ %, $\eta_{\text{Cr}} = 98$ %, $\text{Cr}_{\text{ФХ}} = 70$ %;

$$G_{\Phi X} = \frac{97,779 \cdot (-0,12)}{70 \cdot 98} \cdot 100 = 1,25 \text{ кг.}$$

Феррохром вносит в металл некоторое количество Si. Принимаем что $[Si]_{\Phi X} = 1,8 \%$, $\eta_{Si} = 70 \%$.

Содержание [Si] при присадке ФХ 800А

$$[Si] = \frac{G_{\Phi X} \cdot [Si]_{\Phi X} \cdot \eta_{Si}}{G_{Me} \cdot 100} = \frac{1,25 \cdot 1,8 \cdot 70}{97,779 \cdot 100} = 0,016 \%$$
 (38)

Таким образом СМн 20 и ФХ 800А вносят в металл

$$[Si] = 0,19 + 0,016 = 0,206 \%$$

Расход порошкообразного ФС 75 определим исходя из процентного содержания в готовом металле $[Si] = 1,1 \%$, $\eta_{Si} = 50 \%$, на легирование и 50 % на диффузионное раскисление. $Si_{\Phi C} = 75 \%$.

$$G_{\Phi C} = \frac{97,779 \cdot (1 - 0,198)}{75 \cdot 50} \cdot 100 = 2,35 \text{ кг.}$$

По практическим данным расход кокса на раскисление составляет 1–2 кг на 1т стали. Примем расход кокса $g_k = 1 \text{ кг/т}$.

$$G_k = g_k \cdot G_{мет} = \frac{1 \cdot 97,779}{10^3} = 0,098 \text{ кг.}$$
 (39)

Таблица 22 – Раскисление шлака коксом и ферросилицием.

Реакция	Расход раскислителя, кг	Восстанавливается закиси железа, кг	Переходит в металл и остаётся в шлаке при раскислении, кг
$(FeO) + C_k = [Fe] + \{CO\}$	$G_c = \frac{G_k \cdot [C]_k \cdot K_c^*}{10^4} = \frac{0,098 \cdot 82 \cdot 30}{10^4} = 0,024$	$G_{FeO}^C = \frac{G_c \cdot M_{FeO}}{M_c} = \frac{0,024 \cdot 72}{12} = 0,144$	$G_{Fe}^C = \frac{G_c \cdot M_{Fe}}{M_c} = \frac{0,024 \cdot 56}{12} = 0,112$
$2(FeO) + Si_{\Phi C} = [Fe] + (SiO_2)$	$G_{Si} = \frac{G_{\Phi C} \cdot Si_{\Phi C} \cdot k_{Si}^{**}}{10^6} = \frac{2,35 \cdot 75 \cdot 50 \cdot 30}{10^6} = 0,26$	$G_{FeO}^{Si} = \frac{G_{мет} \cdot 2M_{FeO}}{M_{Si}} = \frac{0,26 \cdot 2 \cdot 72}{28} = 1,34$	$G_{Fe}^{Si} = \frac{G_{Si} \cdot 2M_{Fe}}{M_{Si}} = \frac{0,26 \cdot 112}{28} = 1,04$ $G_{SiO_2}^{Si} = \frac{G_{Si} \cdot M_{SiO_2}}{M_{Si}} = \frac{0,26 \cdot 60}{28} = 0,56$
		$\Sigma FeO = 1,484$	

Примечание K_c^* – коэффициент усвоения углерода кокса при диффузионном раскислении.

k_{Si}^{**} – коэффициент усвоения кремния ферросилиция при диффузионном раскислении. Принимаем $K_c^* = 30\%$, $k_{Si}^{**} = 30\%$.

Уточнённый состав шлака восстановительного периода определяем с использованием таблиц 21 и 22.

Таблица 23 – Уточнённый состав шлака восстановительного периода.

Источники поступления	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Предварительный состав шлака, кг	3,71	0,64	0,36	0,13	0,77	0,025	0,32	5,96
Восстановилось из шлака, кг	–	–	0,28	–	–	–	–	–
Образовалось в шлаке, кг	–	0,56	–	0,30	–	–	–	–
Итого, кг	3,71	1,20	0,08	0,43	0,77	0,025	0,32	6,535
Итого, %	56,78	18,36	1,22	6,58	11,78	0,38	4,90	100

Таблица 24 – Количество элементов внесённых ферросплавами.

Ферросплав	Элемент, %			
	Si	Mn	Cr	Fe
1	2	3	4	5
СМн20	$\frac{G_{СМн} \cdot i_{СМн} \cdot \eta_{Si}}{10^4} = \frac{1,13 \cdot 24 \cdot 70}{10^4} = 0,190$	$\frac{G_{СМн} \cdot i_{СМн} \cdot \eta_{Mn}}{10^4} = \frac{1,13 \cdot 97 \cdot 70}{10^4} = 0,767$	–	$\frac{G_{СМн} \cdot i_{СМн} \cdot \eta_{Fe}}{100} = \frac{1,13 \cdot 4,87 \cdot 1}{100} = 0,055$
ФС75	$\frac{G_{ФС} \cdot i_{ФС} \cdot \eta_{Si}}{10^4} = \frac{2,35 \cdot 75 \cdot 50}{10^4} = 0,880$	–	–	$\frac{G_{ФС} \cdot i_{ФС} \cdot \eta_{Fe}}{100} = \frac{2,35 \cdot 24,1 \cdot 1}{100} = 0,570$
ФХ800А	$\frac{G_{ФХ} \cdot i_{ФХ} \cdot \eta_{Si}}{10^4} = \frac{1,25 \cdot 1,8 \cdot 70}{10^4} = 0,016$	–	$\frac{G_{ФХ} \cdot i_{ФХ} \cdot \eta_{Cr}}{10^4} = \frac{1,25 \cdot 70 \cdot 98}{10^4} = 0,85$	$\frac{G_{ФХ} \cdot i_{ФХ} \cdot \eta_{Fe}}{100} = \frac{1,25 \cdot 21 \cdot 1}{100} = 0,262$
Σ	1,086	0,767	0,85	0,887

Примечание: принимаем, что Fe в ферросплавах полностью переходит в металл. Переход в металл S, C и P для упрощения расчёта не учитываем.

2.2.9 Определение состава готового металла

При расчёте шихтовки по углероду было определено, что $\Delta C_{в.п.} = 0,136 \%$. Это соответствует

$$G_{C_{в.п.}} = \frac{G_{мет} \cdot \Delta C_{в.п.}}{100} = \frac{97,779 \cdot 0,136}{100} = 0,133 \text{ кг.} \quad (40)$$

При окислении углерода воздухом, проходящим через печь, имеет место реакция: $2Fe + O_2 = 2FeO$, из металла окисляется железо в количестве

$$G_{Fe} = \frac{G_{FeO} \cdot M_{ш}}{M_{FeO}} = \frac{0,36 \cdot 56}{72} = 0,28 \text{ кг.} \quad (41)$$

Таблица 25 – Химический состав готового металла

Источник поступления	Элемент							
	C	Si	Mn	P	Cr	S	Fe	Σ
Кол-во эл-тов в конце окислительного периода, кг	0,165	0	0,174	0,007	0,125	0,035	96,825	–
Внесено ферросплавами, кг	0,133	1,086	0,767	–	0,857	–	0,887	–
Удалено в восстановительный период, кг	–	–	–	–	–	0,025	0,28	–
Итого, кг	0,298	1,086	0,941	0,007	0,982	0,010	97,432	101,206
Состав, %	0,29	1,05	0,93	0,007	0,97	0,01	96,293	100

2.2.10 Определение расхода шихтовых материалов на выплавку 1т стали

Расход углеродистого лома определяем по формуле

$$g_{ш.м.} = \frac{G_{ш.м.} \cdot 1000}{G_{мет}} = \frac{97,779 \cdot 1000}{101,206} = 966,1 \text{ кг.} \quad (42)$$

Аналогично определяем расход остальных материалов необходимых для выплавки стали.

Металлический лом

$$\frac{97,779 \cdot 1000}{101,206} = 966,1 \text{ кг.}$$

Кокс

$$\frac{(0,540 + 0,097) \cdot 1000}{101,206} = 6,44 \text{ кг.}$$

Известь

$$\frac{(1,526 + 4,87) \cdot 1000}{101,206} = 62,55 \text{ кг.}$$

Шамот

$$\frac{0,97 \cdot 1000}{101,206} = 9,48 \text{ кг.}$$

Плавиновый шпат

$$\frac{0,97 \cdot 1000}{101,206} = 9,48 \text{ кг.}$$

Кварцит

$$\frac{0,151 \cdot 1000}{101,206} = 1,47 \text{ кг.}$$

Газообразный технический кислород

$$\frac{1,752 \cdot 1000}{101,206} = 17,13 \text{ кг.}$$

Железная руда

$$\frac{1,79 \cdot 1000}{101,206} = 17,50 \text{ кг.}$$

Силикомарганец

$$\frac{2,68 \cdot 1000}{101,206} = 26,21 \text{ кг.}$$

Ферросилиций

$$\frac{0,135 \cdot 1000}{101,206} = 1,32 \text{ кг.}$$

Феррохром

$$\frac{2,91 \cdot 1000}{101,206} = 28,45 \text{ кг.}$$

Алюминий

$$\frac{0,058 \cdot 1000}{101,206} = 0,57 \text{ кг.}$$

2.3 Расчёт оборудования печного пролёта

2.3.1 Расчет количество ДСП

Количество печей рассчитывается по формуле:

$$Z = \frac{100 \cdot \Pi_{ц} \cdot T}{24 \cdot \Phi \cdot M \cdot B}, \quad (43)$$

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

T – средняя продолжительность плавки, ч;

Φ – фонд времени работы печи сут/год;

M – масса одной плавки по жидкому металлу, т;

B – выход годного по цеху, %.

Средняя продолжительность плавки (T) складывается из следующих стадий:

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

Продолжительность заправки печи ($t_{\text{запр}}$) принимается для печей работающих одношлаковым процессом равным 3 мин.

Продолжительность завалки шихты ($t_{\text{зав}}$) принимается равным 3 мин.

Продолжительность операций по наращиванию электродов ($t_{\text{эл}}$) принимается 3 мин.

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

Продолжительность расплавления при включенной печи рассчитывается по формуле:

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

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

$\eta_{эл}$ – электрический КПД печной установки, для высокоомощных печей принимается $=0,94$.

$\eta_{ит}$ – коэффициент, учитывающий полноту использования тепловой энергии на нагрев, плавление и перегрев над ликвидусом металла и шлака для печей вместимостью 50 т $=0,75$.

$P_{пот}$ – мощность тепловых потерь на 1 т металлошихты на расплавление для 50-тонной печи $=20,76$ МДж/т-ч.

$P_{ср}$ – средняя активная мощность, подаваемая в печь при расплавлении для печей высокой мощности $P=0,65S$, S – установленная мощность трансформатора, принимаем 60 МВА, тогда $0,65 \cdot 68 \cdot 3600 = 159120$ МДж.

G – масса жидкого металла, 50 т.

b – выход жидкого металла на 1 т лома, принимаем, что на 50 т приходится 55 т. лома, а на b приходится 1 т. лома, следовательно

$$b = \frac{50}{55} = 0,96 \text{ т.}$$

W_k – энергия, выделяющаяся при окислении компонентов шихты газообразным кислородом, определяется из соотношения $W_k = Q \cdot V$, где Q – энергия, выделяющаяся при вдувании 1 м³ кислорода принимаем равной 10 МДж/м³, V – удельный расход кислорода принимаем 15 м³/т, тогда $W_k = 10 \cdot 25 = 250$ МДж/т.

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

$$W_{ткг} = Q_p \cdot V_{пр.г},$$

где Q_p^H – теплотворная способность природного газа равна 34 МДж/м³,

$V_{пр.г}$ – расход природного газа на уровне 6–8 м³/т. Тогда $W_{ткг} = 34 \cdot 8 = 272$

$$t_{вкл} = \frac{1368 \cdot 0,94 \cdot 0,75 + 20,76 \cdot 0,08}{159120 \cdot 0,94 \cdot 0,96 / 50 + 250 + 272 - 20,76} = 17 \text{ мин}$$

Находим $t_{\text{распл}}, 17+5=22$ мин.

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

Продолжительность выпуска ($t_{\text{вып}}$) из 50-т печи = 1,5 мин.

Подставляем значения:

$$T = 3 + 3 + 3 + 22 + 15 + 1,5 = 47,5 \text{ мин.}$$

Продолжим расшифровку обозначений в формуле (1).

Фонд времени работы печи – Φ , равный 320 сут.

Подставляем значения:

$$Z = \frac{100 \cdot 900000 \cdot 0,79}{24 \cdot 320 \cdot 50 \cdot 95} = 1,95$$

Принимаем 2 печи.

2.3.2 Количество плавов в сутки

$$N = \frac{P_{ц}}{B \cdot \Phi} \quad (46)$$

$$N = \frac{900000}{50 \cdot 0,95 \cdot 320} = 60 \text{ плавов.}$$

2.3.3 Расчёт количества кранов печного пролёта

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

Количество кранов печного пролёта n определяется из соотношения:

$$n = \frac{N \cdot T_{кр} \cdot K}{1440 \cdot \nu}, \quad (47)$$

где N – количество плавов по цеху за сутки;

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

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

ν – коэффициент использования крана, по нормам ГИПРОМЕЗА, принимается равным 0,8.

В данном цехе применяются более быстроходные краны. Задолженность крана печного пролёта складывается из продолжительности следующих видов работ:

t_1 – подготовка заправочной машины 5 мин;

t_2 – заправка печи заправочной машины 4 мин;

t_3 – подготовка к завалке шихты в печь 4,5 мин;

t_4 – загрузка шихты в печь 6 мин;

t_6 – замена короткого электрода на печи 5 мин ;

t_7 – перепуск одного электрода на печи 5 мин;

t_8 – подача электрода и наращивание 1,5 мин;

t_9 – подача инструмента к печи 5 мин .

$T_{кр} = (5 + 4 + 4,5 + 6 + 5 + 5 + 1,5 + 5) \cdot 1,1 = 41$ мин. или 0,68 часа.

$$n = \frac{60 \cdot 41 \cdot 1,1}{1440 \cdot 0,8} = 1,35 \text{ шт.}$$

Принимаем 3 крана.

2.3.4 Расчёт количества шлаковых чаш

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

Расчёт проводится по формуле:

$$n = \left(z + \frac{N \cdot t_{OB}}{24} \right) \cdot K + \left(\frac{N \cdot M_{ш} \cdot t_{OB}}{24 \cdot \rho \cdot V \cdot A} \right) + 2, \quad (48)$$

где Z – количество печей;

N – количество плавков по цеху в сутки;

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

$\rho = 3$ – плотность шлака, т/м³;

$V = 11$ – номинальный объём шлаковой чаши, м³;

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

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

$$n = \left(2 + \frac{60 \cdot 1}{24} \right) \cdot 1,2 + \frac{60 \cdot 11 \cdot 1}{24 \cdot 3 \cdot 11 \cdot 0,8} + 2 = 8,44.$$

Принимаем 9 чаш.

2.3.5 Расчёт количества автобадьевозов

Количество автобадьевозов определяется по формуле:

$$n = \frac{N \cdot T}{1440}, \quad (49)$$

$$T = T_1 + T_2 + T_3,$$

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

T_2 – время на разгрузку бадьи с шихтой в печь;

T_3 – время загрузки бадьи в ОПЛ.

$$T_1 = \frac{2B \cdot L}{w}, \quad (50)$$

где $B = 250$ м/мин – скорость автобадьевоза;

$L = 1000$ м – расстояние от ОПЛ до проема рабочей площадки;

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

$T_1 = 16$ мин.

Время на разгрузку бадьи с шихтой в печь:

Время подъема бадьи – 5 мин

Доставка её до печи – 5 мин

Разгрузка бадьи – 3 мин

$T_2 = 5 + 5 + 3 = 13$ мин.

Время загрузки бадьи в ОПЛ равно $T_3 = 5$ мин.

$T = 16 + 13 + 5 = 34$ мин.

$$n = \frac{60 \cdot 34}{1440} = 1,42$$

Принимаем количество автобадьевозов равным $n = 2$ шт.

2.4 Расчёт оборудования бункерного пролета

2.4.1 Расчёт количества бункеров для сыпучих материалов

Объём бункеров для хранения сыпучих материалов определяем по формуле:

$$V_{\text{общ}} = \frac{A \cdot P}{Y \cdot K}, \text{ м}^3 \quad (51)$$

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

P – норма запаса материала;

Y – насыпная масса материала в бункере т/м³;

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

Количество бункеров под материал:

$$n = \frac{V_i}{V_6}. \quad (52)$$

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

1. Для FeSi 75.

$$A = a \cdot N \cdot G,$$

где a – удельный расход FeSi кг\т;

N – количество плавков по цеху, $N = 60$;

$G = 50$ – масса одной плавки, т.

$$A = 21,09 \cdot 60 \cdot 50 / 1000 = 63,27 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения FeSi 75:

$$V = \frac{63,27 \cdot 3}{1,5 \cdot 0,8} = 158,18 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под FeSi 75:

$$n = \frac{158,18}{30} = 6 \text{ шт.}$$

2. Для железной руды.

$$A = 19,78 \cdot 60 \cdot 50 / 1000 = 59,34 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения железной руды:

$$V = \frac{59,34 \cdot 3}{2,7 \cdot 0,8} = 82,43 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под железную руду:

$$n = \frac{82,4}{30} = 3 \text{ шт.}$$

3. Для извести.

$$A = 25,41 \cdot 60 \cdot 50 / 1000 = 76,23 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения извести:

$$V = \frac{76,23 \cdot 1}{0,8 \cdot 0,8} = 119,1 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под извести:

$$n = \frac{119,1}{30} = 4 \text{ шт.}$$

4. Для силикомарганца.

$$A = 7,33 \cdot 60 \cdot 50 / 1000 = 22 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения SiMn:

$$V = \frac{22 \cdot 3}{3 \cdot 0,8} = 27,5 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под SiMn:

$$n = \frac{27,5}{30} = 1 \text{ шт.}$$

5. Для плавикового шпата.

$$A = 0,91 \cdot 60 \cdot 50 / 1000 = 2,7 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения плавикового шпата:

$$V = \frac{2,7 \cdot 3}{1,7 \cdot 0,8} = 6 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под плавиковый шпат:

$$n = \frac{6}{30} = 1 \text{ шт.}$$

Суммарное количество бункеров для ферросплавов составляет:

$$\Sigma V = 15 \text{ шт.}$$

2.5 Расчёт оборудования раздаточного пролёта

2.5.1 Расчёт количества агрегатов комплексной обработки стали

(АКОС)

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

где N – количество плавов в цехе, 60;

T – задолженность агрегата на одну плавку, мин;

Задолженность агрегата складывается из:

- ожидание сталеразливочного ковша с плавкой включая перестановку ковша и подачу сталевоза под агрегат, 9 мин;

- продувка аргоном для усреднения ванны, 3 мин;

- отбор пробы металла, замер температуры, ожидание анализа, 10 мин;

- присадка ферросплавов, вдувание порошков, подогрев расплава, 15 мин;

- ожидание передачи ковша на вакуумную установку или МНЛЗ, 9 мин;

$$n = \frac{60 \cdot 46}{1440} = 1,92,$$

принимаем 2 АКОСА.

2.5.2 Расчет количества вакуум-камер

Расчёт количества вакуум-камер производится по формуле:

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

где n – количество вакууматоров;

Z – количество плавков за сутки;

T – задолженность агрегата на одну плавку;

T складывается из продолжительности следующих операций;

- ожидание сталеразливочного ковша с плавкой, включающую подачу ковша сталевозом под установку, $\tau_1 = 10$ мин.

- обработка металла вакуумом с корректировкой химического состава = 30 мин.

- подъем камеры, выдача ковша из-под установки ожидание передачи на МНЛЗ – 10 минут.

- неучтенные работы составляют 10 % от учтенных.

Общая продолжительность:

$$T_1 = 10 + 30 + 10 = 50 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ принимают равным 10 % от учтенных.

$$T_2 = 50 \cdot 0,1 = 5 \text{ мин.}$$

$$T = 50 + 5 = 55 \text{ мин.}$$

$$n = \frac{20 \cdot 55}{1440} = 0,76 \text{ шт.}$$

20 – количество плавков идет на вакуумирование.

Принимаем количество вакуум-камер равное 1 шт.

2.5.3 Расчет количества кранов

Количество кранов n определяется из соотношения

$$n = \frac{N \cdot T_{KP} \cdot K}{1440 \cdot v} \quad (54)$$

Пролет обслуживается несколькими мостовыми литейными кранами с двумя или тремя лебедками различной грузоподъемности.

Расчёт количества литейных кранов:

- передача со сталевоза АКОСа на сталевоз вакуумкамеры – 1 мин.
- съём со сталевоза вакуумкамеры – 1 мин.
- установка на стенд МНЛЗ – 3 мин.
- съём со стенда МНЛЗ – 3 мин.
- кантовка шлака – 3 мин.
- стенд для охлаждения – 3 мин.
- стенд для выдавливания стаканов – 3 мин.
- стенд подготовки к плавке – 3 мин.
- стенд для сушки – 3 мин.
- сталевоз – 3 мин.

$$T_1 = 1 + 1 + 3 + 3 + 3 + 3 + 3 + 3 + 3 + 3 = 26 \text{ мин.}$$

При выходе ковша на холодный ремонт:

- съём со стенда – 3 мин.
- стенд для охлаждения – 3 мин.
- установка на стенд для ломки футеровки – 3 мин.
- ремонтная яма – 3 мин.
- стенд для сушки – 3 мин.
- стенд для подготовки к плавке – 3 мин.

$$T_2 = (3 + 3 + 3 + 3 + 3 + 3) \cdot 1,3 = 31,2 \text{ мин.}$$

Общая продолжительность: $T = 26 + 31,2 = 57,2 \text{ мин.}$

Продолжительность неучтенных (вспомогательных) работ принимается равной 10 % от основных.

$$T = 57,2 \cdot 0,1 = 5,7 \text{ мин.}$$

Общее время: $T = 57,2 + 5,7 = 62,9 \text{ мин.}$

Коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей, принимается равным 1,15.

$$T_{кр} = 62,9 \text{ мин}, \nu = 0,8.$$

$$n = \frac{60 \cdot 62,9 \cdot 1,15}{1440 \cdot 0,8} = 3,76.$$

Принимаем количество кранов равное 4 шт.

2.5.4 Расчёт количества сталеразливочных ковшей

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

$$n = \frac{N \cdot T_1}{1440} + \frac{N \cdot T_2}{24 \cdot C} + 2, \quad (55)$$

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

C – средняя стойкость рабочей футеровки ковша, 40 плавов;

T_1 – задолженность ковша на плавку, мин.

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

- ожидание выпуска плавки 5 мин;
- выпуск металла (эркерный выпуск) 1,5 мин;
- подача ковша под крышку АКОСа 2 мин;
- внепечная обработка на АКОСе 46 минут;
- внепечная обработка в вакуум-камере 30 минут.
- разливка стали на МНЛЗ 13 минут.

$$\Sigma T_1 = 97,5 \text{ мин.}$$

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

- слив шлака 5 мин;
- охлаждение ковша 100 мин;

- текущий ремонт ковша 40 мин;
- установка шиберного затвора 20 мин;
- сушка ковша 70 мин.

$$\Sigma T_2 = 235 \text{ мин.}$$

$$n = \frac{60 \cdot 97,5}{1440} + \frac{60 \cdot 235}{24 \cdot 40} + 2 = 20,7.$$

Принимаем 21 ковш.

2.5.5 Расчёт количества промежуточных ковшей

Количество промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n = \frac{T \cdot N}{24 \cdot C_t} + 1, \quad (56)$$

где T – продолжительность ремонта футеровки ковша:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8 + t_9 + t_{10}, \quad (57)$$

где t_1 – смены ковша на МНЛЗ 0,05ч.;

t_2 – охлаждение футеровки 3 часа;

t_3 – выдавливание стакана 0,5 часа;

t_4 – ломка футеровки 0,5 часа;

t_5 – кладка арматурного слоя футеровки 1 часа;

t_6 – выполнение наливной футеровки 6 часов;

t_7 – сушка футеровки 14 часов;

t_8 – установка гнездового кирпича, сталеразливочных стаканчиков 1 час;

t_9 – разогрев футеровки 3 часа;

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

$$T = 0,05 + 3 + 0,5 + 0,5 + 1 + 6 + 14 + 1 + 3 + 0,4 = 29,95 \text{ часа.}$$

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

$C_t = 12$ – стойкость промежуточных ковшей с наливной футеровкой;

$$n = \frac{29,95 \cdot 60}{24 \cdot 12} + 1 = 8.$$

2.5.6 Расчёт количества стандов для сушки промежуточных ковшей

Количество стандов для сушки футеровки промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{T \cdot N}{24 \cdot C_t}, \quad (58)$$

где T – время сушки ковша на станде, 14 ч;

N – количество плавков в цехе за сутки;

C_t – стойкость промежуточного ковша, 12 плавков.

$$n_c = \frac{14 \cdot 60}{24 \cdot 12} = 2,9 \text{ станда.}$$

Принимаем 3 станда.

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

$$n_{\text{ох.пр.}} = \frac{3 \cdot 60}{24 \cdot 8} = 0,93.$$

Принимаем 1 станд для охлаждения футеровки промежуточных ковшей.

$$n_{\text{л.ф.}} = \frac{0,5 \cdot 60}{24 \cdot 8} = 0,16.$$

Принимаем 1 станд для ломки футеровки ковшей.

$$n_{\text{кл.ф.}} = \frac{4 \cdot 60}{24 \cdot 8} = 1,25.$$

Принимаем 2 станда для кладки футеровки ковшей.

2.5.7 Определение производительности и основных параметров

МНЛЗ

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

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

где M – масса плавки, 50 т;

n – число плавков в серии при разливки методом «плавка на плавку», 3 плавки;

T_1 – продолжительность разливки одной плавки, мин.;

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

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

$$K = \frac{M - \Pi}{M},$$

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

Длину головной обрезки на один ручей принимаем равной 300 мм, тогда масса головной обрезки на плавку составит $0,3 \cdot 4 \cdot 700 = 840$ кг, 700 – масса (кг) погонного метра заготовки сечением 300×300

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

$$0,7 \cdot 4 \cdot 700 = 1960,0 \text{ кг}$$

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

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

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

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

$$5 \cdot 50 = 250 \text{ кг.}$$

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

$$2 \cdot 50 = 100 \text{ кг.}$$

Общая масса отходов составит:

$$840 + 1960 + 100 + 250 + 250 + 100 = 3,5 \text{ т.}$$

Выход годного:

$$\frac{50 - 3,5}{50} = 0,93 \text{ или } 93 \text{ \%}.$$

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

Продолжительность разливки одной плавки (T_1) рассчитывается по формуле:

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

где M – масса плавки,

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

$$v = \frac{K \cdot \left(\frac{a + \bar{b}}{\bar{b}} \right)}{\bar{b}}, \quad (20)$$

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

$a = 0,3$ – толщина слитка;

$\bar{b} = 0,3$ – ширина слитка;

$$v = \frac{0,22 \cdot \left(\frac{0,30 + 0,30}{0,30} \right)}{0,30} = 1,4 \text{ м/мин}$$

n_p – количество ручьёв, 4;

m – масса погонного метра заготовки, кг;

$K_p = 1$ – коэффициент, учитывающий непредвиденные потери времени при разливке;

Находим
$$T_1 = \frac{1000 \cdot 50}{1,4 \cdot 4 \cdot 700 \cdot 1} = 13 \text{ мин.}$$

Подставляем все значения в (18) формулу:

$$P = \frac{1440 \cdot 50}{3 \cdot 13 + 60} \cdot 3 \cdot 0,93 \cdot 320 = 649309 \text{ т.}$$

$$n = \frac{P_u}{P} = \frac{900000}{649309} = 1,4.$$

Принимаем 2 МНЛЗ.

3 Результаты проведенного исследования (разработки)

3.1 Технология выплавки, внепечной обработки и разлива на МНЛЗ стали марки 30ХГСА

Технология плавки стали в дуговой печи определяется составом выплавляемой стали и предъявляемыми к ней требованиями, а также качеством шихты. Существует две разновидности плавки легированной стали: плавка на углеродистой (свежей) шихте и плавка переплавом легированных отходов.

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

Плавка высококачественной стали на свежей шихте включает следующие этапы:

- 1 – 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.

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

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

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

Металлическая часть. Нелегированный (углеродистый) лом не должен быть загрязнён цветными металлами (свинцом, цинком, оловом и др.), особенно медью и мышьяком, которые практически полностью переходят их шихты в металл и могут оказать существенное влияние на его свойства. Нежелательно также, чтобы в углеродистых отходах содержалось фосфора более 0,05 % так как удаление больших количеств фосфора требует продолжительного окислительного периода. Металлический лом должен иметь определённые габариты. Мелкий лом, как правило, более окислен, замусорен и загрязнён маслом. Значительная окисленность лома не позволяет точно оценить долю угара металла, что чревато непопаданием в заданный химический состав готовой стали. Разложение в зоне дуг ржавчины (гидрата окиси железа) и масла приводит к появлению в атмосфере печи атомарного водорода, интенсивно поглощаемого металлом.

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

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

Для выплавки высококачественной стали используют свежеобожжённую известь. Вместо извести в окислительный период можно использовать необожжённый известняк, содержащий не менее 97 % CaCO_3 . Известняк не гигроскопичен, его можно хранить длительное время. Разложение углекислого кальция в электропечи вызывает выделение пузырьков CO_2 , которые обеспечивают перемешивание металла и шлака и способствует дегазации металла. Отрицательной стороной применения известняка вместо извести является дополнительная затрата электроэнергии на разложение карбоната кальция.

Для разжижения высокоосновных шлаков применяют плавиковый шпат, песок и шамотный бой. Использование плавикового шпата CaF_2 (90–95 % CaF_2 ; не более 3,0 % SiO_2 и не более 0,2 % S) позволяет разжижать высокоосновные шлаки без уменьшения их основности, что чрезвычайно важно для эффективного удаления серы. Песок также понижает температуру плавления основных шлаков, но при этом понижается основность шлака, поэтому песок находит ограниченное применение.

Окислители. Для интенсификации окислительных процессов в металл необходимо вводить кислород. Источниками кислорода служат; железная руда, окалина и агломерат. Присадка руды небольшими порциями обеспечивает длительное равномерное кипение металла без повышения его

температуры, так как присаживаемая руда постоянно охлаждает металл. Это имеет особое значение для эффективного удаления фосфора. Руду используют в завалку и в окислительный период через шлак. Руда имеет определённый размер (50–100 мм). Мелкая руда растворяется в шлаке, а крупные куски вызывают бурное вспенивание металла и шлака.

Руда также должна удовлетворять требованиям по химическому составу; в ней должно содержаться много окислов железа и мало кремнезёма, серы и фосфора. Иногда вместо руды используют заменители - агломерат и окалину от проката. Окалина от проката углеродистых сталей является наиболее чистым окислителем, но вследствие малого удельного веса она задерживается в шлаке. Необходимо учитывать также, что прокатная и кузнечная окалина может содержать легирующие элементы.

1. Раскислители и легирующие. Для раскисления и легирования применяют раскислители и легирующие в чистом виде или в виде сплавов с железом или друг с другом. Для раскисления и легирования применяют металлический алюминий, хром, марганец, ферросплавы: ферросилиций, ферромарганец, феррохром. Сплавы, применяемые в качестве раскислителей и легирующих, должны удовлетворять ряду требований:

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

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

Науглероживатели. К числу науглероживателей принадлежат материалы, содержащие углерод и используемые для увеличения содержания углерода в металле. Они входят в состав шихты, либо их вводят

в жидкий металл, либо вводят в конце ведения плавки. Для науглероживания металла используют главным образом кокс и электродный бой. Основное требование, предъявляемое к науглероживателям, они должны быть чистыми по вредным примесям (низкое содержание серы) и вносить мало золы.

3.1.1 Подготовка печи к плавке

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

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

Наличие остатков металла на подине также недопустимо, особенно при переходе на выплавку стали другой марки или при плохом состоянии подины. В случае смены марки выплавляемой стали остатки металла могут явиться причиной непопадания в заданный состав металла, например по никелю, хрому, молибдену и т.п. Наличие остатков также не даёт возможности проводить качественный ремонт подины, так как оно препятствует свариванию заправочных материалов с футеровкой. После рас

плавления металла заправочный материал всплывает, и это приводит к загущению шлака и дальнейшему разрушению подины. Поэтому для полного слива шлака перед выпуском плавки его разжижают.

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

3.1.2 Загрузка шихты

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

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

Такая последовательность загрузки бадьи обеспечивает плотную укладку шихты в печи, что очень важно для стабильного горения дуг. Наличие сверху мелочи обеспечивает вначале плавления быстрое погружение электродов и исключает прямое воздействие излучения дуг на футеровку стен, а присутствие в шихте под электродами крупных кусков замедляет проплавление колодцев и исключает возможность погружения электродов до подины раньше, чем накопится слой жидкого металла, защищающий подину от прямого воздействия дуг. При введении в шихту не окисляющихся легирующих элементов их располагают так, что обеспечить оптимальную скорость их проплавления и их минимальный угар. Содержание углерода в шихте не должно превышать 0,4 % выше верхнего предела в стали марки 30ХГСА и аналогичных высококачественных марках. При недостаточном количестве в шихте углерода вводят либо чугун, либо электродный бой. Для более раннего образования шлака, предохраняющего металл от окисления и для дефосфорации в процессе плавления в завалку вводят известь в количестве 2–3 % и железную руду 1–1,5 % от массы садки (12,0 т).

3.1.3 Период плавления.

Главная задача этого периода – как можно быстрее перевести металл в жидкое состояние. Большое тепловосприятие ванны в период плавления позволяет в этот период работать с максимальной мощностью и при

максимальном напряжении на дуге. Лишь в самом начале плавления, когда дуги открыты и расположены высоко, излучение длинных дуг может привести к перегреву футеровки свода и стен. Поэтому в первые минуты применяют более низкое напряжение. После образования колодцев, дуги оказываются экранированными шихтой, что позволяет перейти к плавлению при максимальных напряжениях и мощности.

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

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

3.1.4 Окислительный период

В окислительный период необходимо реализовать следующие основные мероприятия:

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

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

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

Кроме режима фосфора, в окислительный период регламентируется режим углерода. Предусматривается чтобы за период кипения было

окислено не менее 0,3 % углерода при выплавке высокоуглеродистой стали, содержащей не менее 0,6 % углерода и не менее 0,4 % при выплавке среднеуглеродистой и углеродистой стали. Окисление такого количества углерода необходимо для дегазации металла. Интенсивное кипение ванны, вызванное окислением углерода, является единственным эффективным средством снижения содержания азота в электропечи, причём эффективность дегазации возрастает с увеличением скорости окисления углерода. Поэтому после понижения до необходимых значений концентраций фосфора окисление углерода целесообразно интенсифицировать.

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

В окислительный период окисляется и хром, причём значительное его количество окисляется ещё в период плавления. Скачивание шлака в период плавления и постепенное его обновление в течение окислительного периода способствует дальнейшему окислению хрома и потере его со шлаком. Тугоплавкие окислы хрома сильно понижают текучесть шлака и затрудняют процесс окисления фосфора. Поэтому использование хромистых отходов на плавках с полным окислением нецелесообразно.

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

3.1.5 Период внепечной обработки

По окончании окислительного периода сталь раскисляют в восстановительный период. Основными задачами восстановительного периода являются:

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

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

Затем присаживают металлические раскислители в виде ферромарганца, силикомарганца и др. сплавов. Количество присадок такое, что обеспечивается содержание марганца на нижнем пределе и введением 0,15–0,2 % кремния и примерно 0,5 % алюминия от всего объёма присадок. После чего присаживают шлаковую смесь и после образования жидкого шлака его обрабатывают раскислительной смесью (молотый ферросилиций + кокс).

В результате в печи образуется белый или слабокарбидный шлак, содержащий менее 0,6 % FeO и 50–60 % CaO при основности 2,5–3,0 % и характеризующийся высокой десульфурующей способностью. Количество кислорода в металле, благодаря глубинному раскислению резко уменьшается, что повышает скорость десульфурации. Увеличению скорости десульфурации способствует повышение жидкотекучести шлака при сохранении высокой основности его, что достигается присадками плавикового шпата.

Плавиковый шпат, кроме того, оказывает прямое влияние на десульфурацию, образуя с серой CaS и летучие соединения SF₆. Так как

сера удаляется в результате её диффузии к поверхности раздела металл - шлак, то увеличению скорости десульфурации способствует увеличение поверхности контакта металла со шлаком. Поэтому шлак периодически обновляют. Десульфурации металла во время выпуска плавки способствует глубокое раскисление металла и шлака, формирование к моменту выпуска жидкоподвижного высокоосновного шлака и слив металла вместе со шлаком мощной струёй.

Учитывая это, шлак перед выпуском разжижают присадками плавикового шпата и раскисляют порошком алюминия.

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

Феррохром вводят в печь в начале восстановительного периода. Для корректировки содержания хрома, после некоторой выдержки, отбирают две пробы металла, что позволяет проверить правильность взвешивания шихты и уточнить количество необходимых присадок. Корректировку хрома в конце рафинирования стали разрешается проводить не более чем на 0,3 % и не позднее, чем за 10 мин до выпуска.

В связи с тем, что кремний обладает очень высоким сродством к кислороду, в печь вводится половина ферросилиция, а вторая половина присаживается в ковш.

3.1.6 Разливка стали

После обработки металла в АКОСе сталеразливочный ковш выкатывается на сталевозе из-под АКОСа в раздаточный пролет где с

помощью мостового крана устанавливается на поворотный стенд МНЛЗ и осуществляется разливка. Поворотный стенд предназначен для разворачивания сталеразливочного ковша из резервной позиции в рабочую. Жидкая сталь из разливочного ковша поступает в промежуточный ковш потом в кристаллизатор и формируются слиток. Механизм качания кристаллизатора сообщает ему возвратно-поступательное движение с целью предотвращения разрывов и зависания корки слитка на стенках кристаллизатора. Сформированный в кристаллизаторе слиток с затвердевшей оболочкой попадает в зону вторичного охлаждения, где проводится его дальнейшее охлаждение с помощью водяных форсунок. Для предохранения слитка от увеличения объема зона вторичного охлаждения оборудуется специальной поддерживающей системой в виде роликов, брусьев и др. Затем слиток проходит через тянущую клетку и попадает в зону резки.

4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

4.1 Технико-экономическое обоснование цеха

Проектируемый цех будет располагаться на территории Новокузнецкого металлургического комбината (НКМК). Данное предприятие имеет выгодное географическое местоположение по отношению к рынкам сбыта Средней Азии. Располагается вблизи транссибирской магистрали что не маловажно при доставке сырья и транспортировке продукции. А наличие собственного сырья позволяет снизить затраты на доставку материалов с других фабрик России и Зарубежья, что в свою очередь позволяет предложить потребителю качественную продукцию по оптимальным ценам.

В ЭСПЦ будет установлено две дуговые электросталеплавильные печи вместимостью 50 тонн, два агрегата комплексной обработки стали (АКОС), циркуляционный вакууматор и две слябовые машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). Производительность цеха составляет 900 тыс. тонн стали в год.

4.2 Расчет основных фондов цеха и вложения при его строительстве

Капитальные вложения предназначены для строительства ЭСПЦ производительностью 900000 т/год

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

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

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

n_i – количество единиц i -того оборудования.

Таблица 26 – Смета капитальных вложений на строительство цеха

Наименование	Количество единиц	Цена единицы, руб	Стоимость единицы с учетом Гт и Гм	Полная стоимость, руб	Норма амортизации, %	Годовая сумма амортизации, руб
№	1	2	3	4	5	6
1. Здания						
Главный корпус	1	601844093	746286675	746286675	3,7	27612607
Бытовые помещения	3	60524870	74445590,1	233336770,3	3,7	8263460,5
Всего по зданиям				979623445,3		35876067,5
2. Сооружения						
Трансформаторная	2	634577931	780530855,13	1561061710,26	4,7	73369900,4
Газоочистное сооружение	1	501989886	617447559	617447559	4,7	29020035
Прочее		5172445	6362108	6362108	4,7	299019
Всего по сооружениям				974544167		102688954,4
3. Рабочее оборудование						
ДСП-50	2	398111240	489676825	979353650	6,7	46029622
АКОС	2	462130070	568419986	1136839972	6,7	76168278
Вакууматор	1	112510064	138387379	138387379	6,7	9271954
МНЛЗ	2	360000000	442800000	885600000	6,7	59335200
Стальковши	18	636591	783007	14094126	11,1	1564447
Сталевоз	2	1500013	1845016	3690032	11,1	409594
Шлаковая чаша	8	621899	764936	6119488	11,1	679263
Бадья завалочная	4	356514	438512	1754048	11,1	194699
Автошлаковоз	2	800500	984615	1969230	10,5	206769
Автобадьевоz	2	748376	920503	1841006	10,5	193306
Трайб аппарат	2	600525	738646	1477292	10,5	155116

Продолжение таблицы 26

Всего по рабочему оборудованию				3171126223		62738394
1. Крановое оборудование						
Кран 180+63/20 т	2	20449283	25152618	50305236	5,8	2917704
Кран 120+63/20 т	2	18554823	22822432	45644864	5,8	2647402
Кран 50/12 т	2	1332645	1639153	3278306	5,8	190142
Кран 15 т	1	900000	1107000	1107000	5,8	64206
Всего по крановому оборудованию				100335406		5819454
Всего				9537640307,3		207122869,9

4.3 Расчет производственной мощности

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

$$T_{ном} = T_{кал} - (T_{к.р} + T_{х.р}), \quad (62)$$

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

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

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

Отсюда:

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

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

$$T_{\phi} = T_{\text{ном}} - T_{\text{г.п.}}, \quad (63)$$

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

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

Суточная производительность печь в фактические сутки составляет:

$$N_{\text{сут.}} = \frac{24 \cdot Q_c \cdot B}{T_{\text{пл.}}}, \quad (64)$$

где Q_c – масса садки печи, 50 т;

B – выход годного, 93 %;

$T_{\text{пл.}}$ – длительность одной плавки, 0,995 ч.

Отсюда:

$$N_{\text{сут.}} = \frac{24 \cdot 50 \cdot 0,98}{0,995} = 1581,9 \text{ т/сут.}$$

Фактическая годовая производительность стали по цеху определяется по формуле:

$$B_{\text{г.}} = N_{\text{сут.}} \cdot n_{\text{п.}} \cdot T_{\phi}, \quad (65)$$

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

Отсюда:

$$B_{\text{г.}} = 1581,9 \cdot 2 \cdot 313 = 989706 \text{ т/год.}$$

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

$$\text{ПМ} = \frac{B_{\text{г.}}}{K_{\text{и.м.}}} = \frac{989706}{0,97} = 1020315,5 \text{ т./год. т.} \quad (66)$$

Таблица 23 – Производственные показатели цеха

Показатели	Индекс	Проектные данные
Мощность трансформатора, кВА	W	45000
Масса садки, т	Q_c	50
Баланс времени, сут: – капитальные простои	$T_{\text{к.р.}}$	7
– холодные простои	$T_{\text{х.р.}}$	8
– горячие простои	$T_{\text{г.р.}}$	37
– фактическое время работы	T_{ϕ}	313
– календарное время	$T_{\text{к}}$	365

Продолжение таблицы 23

Длительность плавки, ч	$T_{пл}$	0,995
Количество плавков в сутки	$N_{пл}$	49
Суточная производительность цеха, т/сут	$N_{сут}$	1581,9
Фактическая производительность, т/год	$B_{г}$	989706
Производственная мощность цеха, т/год	ПМ	1020315,5

4.4 Расчёт штата работников и заработной платы

Рабочие электроплавильных цехов работают по непрерывному четырех бригадному графику в три смены при восьмичасовом рабочем дне. Различают следующие виды штатов: сменный (расстановочный) – $Ш_p$; суточный – $Ш_c$; 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 24.

Таблица 24 – Штатное расписание рабочего персонала.

Профессия	Тарифный разряд	Расстановочный штат					Резерв штата на отпуск	Резерв штата на выходные	Списочный штат
		Смены			Итого в сутки	Итого с подменой			
		I	II	III					
1. Печной пролет									
Ремонтный персонал	4	4	4	4	10	11	1	1	13
Огнеупорщик	5	3	3	3	9	10	1	1	12
На ДСП – 50 №1									
Сталевар печи	7	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный	6	1	1	1	3	4	1	1	6
2-ой подручный	5	1	1	1	3	4	1	1	6

Продолжение таблицы 24

3-ий подручный	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Пультовщик	4	2	2	2	6	7	1	1	10
Машинист крана	5	1	1	1	3	4	1	1	6
На ДСП – 50 №2									
Сталевар печи	7	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный	6	1	1	1	3	4	1	1	6
2-ой подручный	5	1	1	1	3	4	1	1	6
3-ий подручный	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Пультовщик	4	2	2	2	6	7	1	1	10
Машинист крана	5	1	1	1	3	4	1	1	6
Всего		21	21	21	61	75	14	14	115
2. Бункерный пролет									
Шихтовщик	3	3	3	3	9	10	1	1	12
Машинист крана	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Всего		4	4	4	12	14	2	2	18
3. Разливочный пролет									
Оператор сталевоза	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Огнеупорщик	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Шлаковщик	3	3	3	3	9	10	1	1	12
Оператор циркуляционного вакууматора	7	2	2	2	6	7	1	1	10
Подручный оператора	6	2	2	2	6	7	1	1	9
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Оператор АКОСа №1	7	1	1	1	3	4	1	1	6
Сталевар АКОСа №1	6	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный сталевара	5	1	1	1	3	4	1	1	6
2-ой подручный сталевара	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6

Продолжение таблицы 24

Оператор АКОСа №2	7	1	1	1	3	4	1	1	6
Сталевар АКОСа №2	6	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный сталевара	5	1	1	1	3	4	1	1	6
2-ой подручный сталевара	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Всего		24	24	24	72	88	16	16	121
4. Пролет МНЛЗ									
Оператор слябовой МНЛЗ №1	6	6	6	6	18	19	1	1	21
Оператор системы гидравлики и охлаждения	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Оператор разливочного поста	5	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Ремонтный персонал	4	4	4	4	12	13	1	1	15
Бригадир газорезчик	7	2	2	2	6	6	1	1	8
Оператор газорезки	6	2	2	2	6	6	1	1	8
Оператор слябовой МНЛЗ №2	6	6	6	6	18	19	1	1	21
Оператор системы гидравлики и охлаждения	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Оператор разливочного поста	5	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Бригадир газорезчик	7	2	2	2	6	6	1	1	8
Оператор газорезки	6	2	2	2	6	6	1	1	8
Всего		34	34	34	102	111	13	13	137
5. Вспомогательный пролет									
Машинист крана	6	2	2	2	6	7	1	1	10
Обработчик поверхности заготовок	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Всего		5	5	5	15	17	2	2	22
Итого по цеху	413								

Таблица 25– Штатное расписание для руководителей, ИТР, служащих, МОП и учеников

Категория работающих, должность	Число работников, чел	Количество смен работы	Проектная численность, чел.
1	2	3	4
Начальник цеха	1	1	1
Заместитель начальника цеха по оборудованию	1	1	1
Заместитель начальника цеха по производству	1	1	1
Энергетик цеха	1	1	1
Механик цеха	1	1	1
Электрик цеха	1	1	1
Начальник технического отдела	1	1	1
Начальник производственного отдела	1	1	1
Начальник печного отделения	1	1	1
Начальник отделения разливки стали	1	1	1
Начальник отдела персонала	1	1	1
Старший мастер по ремонту механического оборудования	1	1	1
Старший мастер по ремонту электрооборудования	1	1	1
Мастер по ремонту энергооборудования	1	1	3
Мастер по ремонту механического оборудования	1	1	3
Мастер по ремонту электрооборудования	1	1	3
Бюро программного обеспечения	1	1	3
Начальник смены	1	3	3
Старший мастер печь-ковш и УВС	1	1	1
Старший мастер электропечей	1	1	1
Старший мастер разливки	1	1	1
Старший мастер МНЛЗ	1	1	1
Начальник технологического бюро	1	1	1
Диспетчер	1	3	3
Сменный мастер печь-ковш и УВС	1	3	3
Сменный мастер электропечи	1	3	3
Сменный мастер разливки	1	3	3
Сменный мастер МНЛЗ	1	3	3
Инженер технолог	2	1	2
Учетно-экономическое бюро	2	1	2
Инженер по организации и нормированию труда	2	1	2

Продолжение таблицы 25

1	2	3	4
Инженер по подготовке кадров	1	1	1
Инженер по ОТ и ТБ	1	1	1
Табельщик	1	1	1
Секретарь	1	1	1
Завхоз	1	1	1
Электрики	1	1	1
Водители	2	3	6
Итого ИТР и служащих			66

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

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

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

Виды доплат:

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

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:

$$ЗП_{\text{ппр}} = ТС \cdot K_{\text{час}} \cdot K_{\text{вп}}, \quad (67)$$

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

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

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

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

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

$$Д_{\text{ночн}} = K_{\text{ч.ночн}} \cdot ТС \cdot K_{\text{н}}, \quad (68)$$

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:

$$Д_{\text{веч}} = K_{\text{ч.веч}} \cdot ТС \cdot K_{\text{веч}}, \quad (69)$$

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:

$$D_{\text{пр.}} = K_{\text{ч. пр.}} \cdot \text{ТС} \cdot K_{\text{пр.}}, \quad (70)$$

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:

$$D_{\text{вр.}} = K_{\text{час.}} \cdot \text{ТС} \cdot K_{\text{вр.}}, \quad (71)$$

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:

$$\text{ПР}_{\text{мес.}} = \text{ТС} \cdot K_{\text{час.}} \cdot K_{\text{п.}}, \quad (72)$$

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:

$$\text{ЗП}_{\text{осн.}} = \text{ЗП}_{\text{ппр}} + D_{\text{ночн}} + D_{\text{веч}} + D_{\text{пр.}} + D_{\text{вр.}} + \text{ПР}_{\text{мес.}} \quad (73)$$

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

Основная заработная плата с начислением районного коэффициента 1,3:

$$49295,9 \cdot 1,3 = 64084,67 \text{ руб./мес.}$$

Основной фонд оплаты труда рабочих составит:

$$\text{ОФОТ}_{\text{раб.}} = \text{ЗП}_{\text{мес.}} \cdot \text{Ч}_{\text{р}}, \quad (74)$$

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

$$\text{ОФОТ}_{\text{раб.}} = 64084,67 \cdot 376 = 24095835,92 \text{ руб./мес.,}$$

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

$$\text{ОФОТ}_{\text{рук.}} = 24095835,92 \cdot 0,20 = 4819167,184 \text{ руб./мес.}$$

Таким образом, получаем среднемесячную заработную плату ИТР равной:

$$\frac{4819167,184}{21} = 229484,2 \text{ руб/мес.}$$

Фонд заработной платы ($\Phi ЗП_{\text{год}}$) на всех рабочих за год составит:
 $\Phi ЗП_{\text{год}} = (4819167,184 + 24095835,92) \cdot 12 = 346980037,2 \text{ руб/год.}$

Величина страховых взносов СВ:

$$СВ = 346980037,248 \cdot 30/100 = 104094011,2 \text{ руб/год.}$$

Затраты по ЗП на 1 тонну стали составляют:

$$З_{\text{ЗП}} = \frac{\Phi ЗП_{\text{год}}}{V_{\text{г}}}, \quad (75)$$

$$ЗП = \frac{346980037,2}{900000} = 385,5 \text{ руб/т.}$$

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

$$СВ = \frac{104094011,2}{900000} = 115,6 \text{ руб/год.}$$

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

$$\Pi_{\text{р.год}} = \frac{\Phi ЗП_{\text{год}} \cdot 380}{100}, \quad (76)$$

$$\Pi_{\text{р.год}} = \frac{346980037,2 \cdot 380}{100} = 1318524141,4$$

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

$$\Pi_{\text{р}} = \frac{\Pi_{\text{р.год}}}{V_{\text{г}}}, \quad (77)$$

$$\Pi_{\text{р}} = \frac{1318524141,36}{900000} = 1465,02 \text{ руб/т.}$$

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
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
Плавленый 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)	–		29 546,41

4.6 Расчёт затрат на тепло–энергоресурсы

Рассчитываем стоимость энергозатрат на выплавку 1 тонны стали в таблице.

$$C_{тс} = \frac{S_n \cdot k \cdot C_э}{M_c}, \quad (78)$$

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

S – мощность трансформатора, 45000 кВА;

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

$C_{э}$ – стоимость 1 кВт электроэнергии, $C_{э} = 4,32$ руб.;

M_c – масса садки, $M_c = 50$ т.

$$Ц_{тс} = \frac{45000 \cdot 0,8 \cdot 4,32}{50} = 3110,4 \text{ руб./т}$$

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

$$0,385 \text{ Гкал/т} \cdot 194,6 \text{ руб} = 680,81 \text{ руб.}, \quad (79)$$

Затраты на кислород для выплавки 1 тонны стали составляют:

$$17,62 \text{ м}^3/\text{т} \cdot 10,95 \text{ руб} = 192,94 \text{ руб.}, \quad (80)$$

Стоимость сжатого воздуха для выплавки 1 тонны стали составляет:

$$0,95 \text{ м}^3/\text{т} \cdot 96,00 \text{ руб} = 91,2 \text{ руб./т}, \quad (81)$$

Определяем затраты на техническую воду:

$$85,0 \cdot 5,38 = 457,3 \text{ руб./т}, \quad (82)$$

Затраты на аргон для продувки стали составляют:

$$1 \text{ м}^3/\text{т} \cdot 135 \text{ руб} = 135 \text{ руб./т}, \quad (83)$$

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

CB' на единицу продукции;

- затраты на амортизацию цехового оборудования;
- общецеховые расходы $P'_{оц}$;
- общезаводские расходы $P'_{оз}$;
- коммерческие расходы $P'_{ком}$.

Удельные затраты на амортизацию цехового оборудования A рассчитываются по формуле:

$$A = \frac{A_{\text{общ}}}{B_r}, \quad (84)$$

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

$$A = \frac{862425512}{900000} = 784,02 \text{ руб./год.}$$

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

$$C_{\text{пр}} = Z_{\text{м}} + Э_{\text{общ}} + Z_{\text{эл}} + CB' + Ц_p + A, \quad (85)$$

$$C_{\text{пр}} = 29546,41 + 4840,45 + 242,6 + 72,79 + 922,02 + 784,02 = 36408,29 \text{ руб/т.}$$

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

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

$$\begin{aligned} C'_{\text{пр}} &= P'_m + P'_{тэ} + \text{ФЗП}' + CB' + A + P'_{оц} + P'_{оз} + P'_{ком} \\ C'_{\text{пр}} &= 36408,29 + 3964,01 + 242,6 + 72,79 + 922,02 + 784,02 + (2 \cdot 4225,79) = \\ &= 48791,3 \text{ руб.} \end{aligned}$$

Таблица 4.8 – Укрупненная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции

Статьи затрат	Проектный вариант, руб./т
Затраты на материалы	29546,1
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	4225,79
Коммерческие расходы	4225,79
Полная себестоимость 1 тонны	48791,3
Прибыль	8721,86
Налог на прибыль организаций	1744,3
Налог на имущество организаций	104,5
НДС	7548,2
Цена продажи	62738,16

4.8 Расчет вложений в нормируемые оборотные средства

Вложения в оборотные средства проекта лимитируются их нормативной величиной. Нормируемые оборотные средства рассчитываются по важнейшим элементам проекта цеха. Затем результаты расчетов суммируются, и определяется сумма капитальных вложений, авансированных в оборотные фонды проектируемого цеха:

$$K_{oc} = N_{пз} + N_{зч} + N_{гп}, \quad (87)$$

где $N_{пз}$ – норматив производственных запасов сырья, основных и вспомогательных материалов, покупных полуфабрикатов, а также топлива (кроме газа), руб.;

$N_{зч}$ – норматив на запасные части, руб.;

$N_{гп}$ – норматив запасов готовой продукции, руб.

Норматив производственных запасов сырья и материалов рассчитывается по формуле:

$$N_{пз} = \sum_{i=1}^m \frac{P_{mi} \cdot C_{mi} \cdot B_r \cdot d_{mi}}{T_{ном.}}, \quad (88)$$

где P_{mi} – удельный расход i -го вида материала на 1 тонну продукции, кг/т.;

C_{mi} – средняя цена тонны заданного i -го материала, руб./кг; 95

d_{mi} – норма запаса i -го вида производственных запасов, дни;

m – количество видов производственных запасов.

$$H_{nz} = \frac{29546,1 \cdot 1278123,8 \cdot 15}{365} = 1690906280,9 \text{ руб.}$$

2) Норматив на незавершенное производство:

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

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

T_r – время ремонтов, дни;

C_g – себестоимость единицы продукции, руб;

K_n – коэффициент нарастания затрат.

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

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

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

$$K_n = \frac{29546,1 + 0,5 \cdot 48791,3}{29546,1 + 48791,3} = 0,69$$

$$H_{пз} = \frac{1278123,8 \cdot 15}{350} \cdot 48791,3 \cdot 0,69 = 1844113372,1 \text{ руб}$$

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.

$$H_{гп} = \frac{1278123,8 \cdot 29546,1 \cdot 4}{365} = 413847381,9 \text{ руб.}$$

4) Сумма капитальных вложений в оборотные средства:

$$\begin{aligned} K_{oc} &= 1690906280,9 + 1844113372,1 + 413847381,9 = \\ &= 11948867034 \text{ руб.} \end{aligned}$$

5) Определение экономической эффективности реконструкции.

$$\Pi = C_{оп} \cdot 10\% \quad (32)$$

$$\Pi = 62738,16 \cdot 1,1 = 69011,9 \text{ руб}$$

Прибыль:

$$П = \sum Ц \cdot V_{\text{н}} = 60911,9 \cdot 1278123,8 = 4385294909,3 \text{ руб} \quad (33)$$

Коэффициент экономической эффективности проекта:

$$E = \frac{П}{(K_{\text{оф}} + K_{\text{ос}})} = \frac{4385294909,3}{285725766, + 11948867034} = 0,36 \quad (34)$$

Тогда срок окупаемости составит:

$$T = \frac{1}{E} = \frac{1}{0,36} = 2,8 \quad (35)$$

Таблица 36 – Техничко-экономические показатели.

Наименование показателей	Проектные данные
Капитальные вложения на строительство, руб	11948867034
Прибыль, руб	4385294909,3
Суточная производительность цеха, т/сут	1581,9
Производственная мощность, т/год	1020315,5
Годовая производительность, т/год	900000
Себестоимость 1 тонны стали, руб.	48791,3
Среднемесячная заработная плата, руб:	49295,9
Численность рабочих	
- рабочих	413
- руководителей	66
Срок окупаемости, год	2,8

5 Социальная ответственность

5.1 Описание рабочего места

Выбор площадки для строительства металлургических предприятий и размещение на них зданий и сооружений произведено в соответствии с требованиями СанПиН 2.2.1/2.1.1.-2361-08 «Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов»

Завод расположен с подветренной стороны по отношению к населённому пункту, чтобы газы, пыль и дым не попадали в жилой сектор согласно СанПиН 2.1.6.1032-01 «Гигиенические требования к обеспечению качества атмосферного воздуха населенных мест». Ширина санитарной зоны равна 1000 м, с учётом того, что на предприятии организованы специальные меры по борьбе с выбросами. В защитной зоне высажены кустарники и деревья.

С учётом господствующего направления ветров, которое принято по средней розе ветров тёплого периода года на основе многолетних наблюдений, продольные оси цеха расположены под углом 30° к направлению ветров (в основном юго-западный).

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

5.2 Анализ вредных факторов производственной среды

5.2.1 Освещение цеха

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

В реконструируемом цехе применено естественное и искусственное освещение.

Рациональным является комбинированное естественное освещение, обеспечивающее хорошую равномерность освещения.

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

5.2.2 Микроклимат

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

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

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

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

5.2.3 Производственный шум и меры борьбы с ним

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

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

Источниками шума в помещении являются технические средства: ДСП-100, крановое оборудование и подъемно-транспортное оборудование. Допустимый уровень шума в сталеплавильном цехе не должен превышать

80 дБ, при выполнении технологического процесса – 95 дБ. Фактический уровень шума составляет 102 дБ, что превышает предельно-допустимый уровень.

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

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

5.2.4 Производственная вибрация и мероприятия по борьбе с ней

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

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

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

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

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

Таблица 31 – 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	200–300 за плавку
фториды	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. Защитные экраны заземляют. Высокочастотные установки оборудуют световой сигнализацией. Контроль напряженности электромагнитных полей в рабочей зоне обслуживания установок следует периодически осуществлять специальными приборами (ИНТ–ЛИОТ).

5.3 Анализ опасных факторов производственной среды

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

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

К термическим опасностям относится работа с ДСП-50, разливка расплавленного металла в ковш и заливочные формы. Данные опасности представляют работу с высокой температурой, при разливке могут образовываться брызги, которые могут нанести вред персоналу.

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

5.3.1 Меры безопасности при работе с электричеством

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

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

При выполнении работ на токоведущих частях необходимо предварительно отключать их, исключить возможность ошибочной подачи напряжения на отключенное оборудование. Особое внимание здесь нужно

уделять устранению соприкосновения работающих с окружающими металлическими предметами, имеющими связь с землей.

5.3.2 Защитное заземление

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

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

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

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

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

5.4.2 Очистка газов

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

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

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

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

Основными элементами электрофильтра являются коронирующий и осадительный электроды. Коронирующий электрод в простейшем виде

представляет собой проволоку, натянутую между пластинами, осадительный электрод представляет собой поверхность пластины, окружающей коронирующий электрод.

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

Общий вид электрофильтра приведен на рисунке 15.

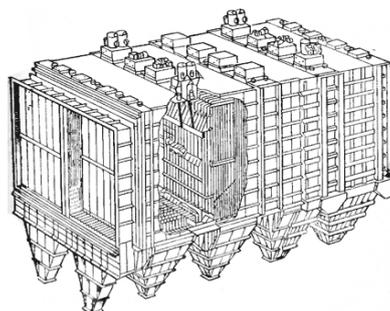


Рисунок 15 – Общий вид электрофильтра УГТ

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

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

5.5 Чрезвычайные ситуации на производстве

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

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

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

Помимо рабочего освещения, в производственных помещениях устраивается аварийное освещение, которое предназначается для бесперебойного обслуживания агрегатов и оборудования в случае отказа в действии рабочего освещения, а также для беспрепятственного выхода наружу в случае аварии. В первом случае мощность аварийного освещения

принимается не менее 10 % освещенности, создаваемой общим освещением, а во втором достаточно 0,3 лк, чтобы обеспечить светом пути для эвакуации. Аварийное освещение должно быть подключено к независимому источнику электроэнергии.

5.6 Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности

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

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

Заключение

В представленной работе рассмотрена возможность строительства электросталеплавильного цеха в условиях Сибирского Федерального округа, производительностью 900 тыс.т/год. В цехе были установлены: две дуговые сталеплавильные печи вместимостью 50 тонн, два АКОСа, одна вакуум-камера и две машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). Также были произведены все необходимые расчеты.

В специальной части проекта рассмотрен вопрос технологии выплавки и разливки стали марки 30ХГСА, а также было рассмотрено оборудование для внепечной обработки стали.

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

В разделе «финансовый менеджмент» были определены капитальные вложения в строительство цеха. Был определён также срок окупаемости капитальных вложений, который составил 2,8 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: Металлургия, 1993. – 272 с. – ISBN 5–229–00990–Х.

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 «Электрометаллургия 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 (2066.01). 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 (2066.01). 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). Дуговой сталеплавильный агрегат и способ выплавки стали в дуговом 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 (2066.01), 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 шибера 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".