

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

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

БАКАЛАВРСКАЯ РАБОТА

Тема работы
Проект ЭСПЦ производительностью 1,5 млн. тонн стали в год в условиях ОАО «Волжский трубный завод»

УДК 669.187.001.6

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В30	Замирбек уулу Осук-Кумуш		

Руководитель

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент	Бабакова Е.В	-		

КОНСУЛЬТАНТЫ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

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

По разделу «Социальная ответственность»

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

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

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

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

УТВЕРЖДАЮ:

Зав. кафедрой

(Подпись) (Дата) (Ф.И.О.)

ЗАДАНИЕ

на выполнение выпускной квалификационной работы

В форме:

Бакалаврской работы

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

Студенту:

Группа	ФИО
10В30	Замирбек уулу Осук-Кумуш

Тема работы:

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

Срок сдачи студентом выполненной работы:

16.06.2017

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

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.).

ЭСПЦ на площадях ОАО «Волжский трубный завод» производительностью 1,5 млн. тонн стали в год.

Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов

(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).

Подбор и обоснование оборудования для выплавки и разлива стали.

Перечень графического материала <i>(с точным указанием обязательных чертежей)</i>	ФЮРА В30.051.001.000 План цеха ФЮРА В30.051.001.000 Разрез цеха ФЮРА В30.051.002.000 ЛП Экономическое обоснование проекта ФЮРА В30.051.003.000 ЛП Схема газоочистки ФЮРА В30.051.004.000 ЛП Грузопотоки
Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы <i>(с указанием разделов)</i>	
Раздел	Консультант
Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	Нестерук Дмитрий Николаевич
Социальная ответственность	Солодский Сергей Анатольевич
Иностранный язык	Куст Татьяна Сергеевна
Норма контроль	Ибрагимов Егор Артурович
Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:	
Реферат	

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

Задание выдал руководитель:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент	Бабакова Е.В	-		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В30	Замирбек уулу Осук-Кумуш		

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

Студенту:

Группа	ФИО
10В30	Замирбек уулу Осук-Кумуш

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

Исходные данные к разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»:	
<i>Стоимость ресурсов дипломного проекта: материально-технических, энергетических, финансовых, информационных и человеческих</i>	Рыночная цена стали 10ХСНД – 44 000 руб/т; Стоимость материалов: - стальной лом – 8 500 руб/т; - ФС 75 – 75 000 руб/т; - МнС–17 – 48 000 руб/т; - кварцит – 7 500 руб/т; - алюминий – 124 000 руб/т; - кокс литейный – 21 000 руб/т; - электроэнергия – 2,44 руб./кВт; - теплоэнергия – 1769 руб./Гкал; - тарифная ставка ЗП – 65,90 руб.;
<i>Нормы и нормативы расходования ресурсов</i>	- стальной лом – 991,5 кг/т - ФС–75 – 21,98 кг/т; - СМн 17 – 5,4 кг/т; - ФХ–800 – 16,11 кг/т; - Сu – 5,02 кг/т; - кварцит – 3,85 кг/т; - алюминий – 0,73 кг/т; - кокс литейный – 4,82 кг/т;
<i>Используемая система налогообложения, ставки налогов, отчислений, дисконтирования и кредитования</i>	Общая система налогообложения: - ставка налога на прибыль – 20 %; - ставка налога на имущества – 2,2 %; - ставка отчислений в соц. фонды – 30 % - районный коэффициент – 1,25
Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:	
<i>Оценка коммерческого потенциала, перспективности и альтернатив проведения дипломного проекта с позиции ресурсоэффективности и ресурсосбережения</i>	
<i>Планирование и формирование бюджета научных исследований</i>	
<i>Определение ресурсной (ресурсосберегающей), финансовой, бюджетной, социальной и экономической эффективности исследования</i>	
Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):	

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

Дата выдачи задания для раздела по линейному графику

Задание выдал консультант:

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

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B30	Замирбек уулу Осук-Кумуш		

ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «СОЦИАЛЬНАЯ ОТВЕТСТВЕННОСТЬ»

Студенту:

Группа	ФИО
10В30	Замирбек уулу Осук-Кумуш

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

Исходные данные к разделу «Социальная ответственность»:

1. Описание рабочего места (рабочей зоны, технологического процесса, механического оборудования) на предмет возникновения: – 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)	Вредные и опасные производственные факторы, возникающие при выплавке, внепечной обработки и разлива стали.
2. Знакомство и отбор законодательных и нормативных документов по теме	
Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:	
1. Анализ выявленных вредных факторов проектируемой производственной среды в следующей последовательности: – физико-химическая природа вредности, её связь с разрабатываемой темой; – действие фактора на организм человека; – приведение допустимых норм с необходимой размерностью (со ссылкой на соответствующий нормативно-технический документ); – предлагаемые средства защиты (сначала коллективной защиты, затем – индивидуальные защитные средства)	Действие выявленных вредных факторов на организм человека. Допустимые нормы (согласно нормативно-технической документации). Разработка коллективных и рекомендации по использованию индивидуальных средств защиты.
2. Анализ выявленных опасных факторов проектируемой производственной среды в следующей последовательности: – 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)	Источники и средства защиты от существующих на рабочем месте опасных факторов (электробезопасность, термические опасности и т.д.). Пожаровзрывобезопасность (причины, профилактические мероприятия, первичные средства пожаротушения).
3. Охрана окружающей среды: – защита селитебной зоны – анализ воздействия объекта на атмосферу (выбросы); – анализ воздействия объекта на гидросферу (сбросы);	Вредные выбросы в атмосферу.

– анализ воздействия объекта на литосферу (отходы); – разработать решения по обеспечению экологической безопасности со ссылками на НТД по охране окружающей среды.	
4. Защита в чрезвычайных ситуациях: – перечень возможных ЧС на объекте; – выбор наиболее типичной ЧС; – разработка превентивных мер по предупреждению ЧС; – разработка мер по повышению устойчивости объекта к данной ЧС; – разработка действий в результате возникшей ЧС и мер по ликвидации её последствий	Перечень наиболее возможных ЧС на объекте.
5. Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности: – специальные (характерные для проектируемой рабочей зоны) правовые нормы трудового законодательства; – организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны	Организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны.
Перечень графического материала:	
При необходимости представить эскизные графические материалы к расчётному заданию (обязательно для специалистов и магистров)	Лист-плакат Схема газоочистки.

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

Задание выдал консультант:

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

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В30	Замирбек уулу Осук-Кумуш		

Реферат

Выпускная квалификационная работа содержит 123 с., 1 рисунок, 5 листов графической информации формата А1.

Ключевые слова: электросталеплавильная дуговая печь, агрегат внепечной обработки, вакуум–камера, сталеразливочный ковш, электросталеплавильный цех (ЭСПЦ), марка стали.

Актуальность работы является создание электросталеплавильного цеха (ЭСПЦ) для производства трубной продукции .

Объектом исследования является электросталеплавильный цех металлургического завода ОАО «ВТЗ».

Целью работы является создание ЭСПЦ с установкой дуговых сталеплавильных печей.

В разделе объект и методы исследования описана организация и структура управления проектируемого цеха, элементы здания цеха, грузопотоки цеха, выполнение работ в цехе.

В разделе расчеты и аналитика рассчитаны основное и необходимое оборудование в цехе, баланс металла.

В разделе результаты проведенного исследования рассмотрена технология выплавки и разливки стали марки 10ХСНД, а также оборудование для внепечной обработки и разливки стали.

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

В финансовом менеджменте рассчитан штат работающих, фонды заработной платы, произведен расчет себестоимости одной тонны стали и экономический годовой эффект, а также в какие сроки окупится цех при его проектировании.

Abstract

The final qualifying work contains 123 pages, 1 drawing, 5 sheets of A1 graphic information.

Key words: electric arc-furnace arc furnace, out-of-furnace processing unit, vacuum chamber, steel-ladle ladle, electric steelmaking shop (EAFP), steel grade.

The urgency of the work is the creation of an electric steelmaking shop (EAFP) for the production of pipe products.

The object of the study is the electric steel smelting shop of the metallurgical plant of JSC VTZ.

The purpose of the work is to create an EAFP with the installation of arc steel furnaces.

In the section of the object and methods of research, the organization and structure of the management of the designed shop, the elements of the shop building, the cargo flows of the workshop, the work in the workshop are described.

In the calculations and analytics section, the main and necessary equipment, the metal balance, are calculated.

In the section of the results of the study, the technology of smelting and pouring steel grade 10XCHД, as well as equipment for out-of-furnace processing and casting of steel, was considered.

In social responsibility issues of human health and hygiene are considered. In the same section, harmful and dangerous factors of production are noted for the environment and man, and ways to eliminate them.

In financial management, the staff of working, wage funds was calculated, the cost of one ton of steel was calculated and the economic annual effect, and also in what terms the shop will pay for its design.

Оглавление

Введение	12
Обзор литературы	13
1 Объект и методы исследования	13
1.1 Техничко-экономическое обоснование строительства ЭСПЦ	15
1.2 Общее описание цеха	16
1.3 Оборудование и организация работ в цехе	21
2 Расчет и аналитика	23
2.1 Баланс металла в ЭСПЦ	23
2.2 Расчет шихты для выплавки стали 10ХСНД	30
2.3 Расчёт оборудования в печном пролете	52
3 Результаты проведенного исследования	73
3.1 Технология выплавки, внепечной обработки и разливки стали 10ХСНД	73
4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	79
5 Социальная ответственность	99
Заключение	111
Приложение 1 Патентный поиск	112
Список использованных источников	113

Компакт-диск: В конверте
на обложке

ФЮРА В30.051.000.000 ПЗ Пояснительная записка. Файл «Пояснительная записка.docx» в формате Microsoft OfficeWord 2013.

ФЮРА В30.051.001.000 План цеха (Лист 1). Файл «План цеха.cdw» в формате Компас 3-DV14.

ФЮРА В30.051.001.000 Разрез цеха(Лист 2). Файл «Разрез цеха.cdw» в формате Компас 3-DV14.

ФЮРА В30.051.002.000 ЛП Технологическая схема. Файл «Технологическая схема.cdw» в формате Компас 3-DV14.

ФЮРА В30.051.003.000 ЛП Схема газоочистки Файл «Схема газоочистки.cdw» в формате Компас 3-DV14.

ФЮРА В30.051.004.000 ЛП Экономические показатели. Файл «Экономические показатели.cdw» в формате Компас 3-DV14.

Графический материал:

На отдельных
Листах

ФЮРА В30.051.001.000 План цеха

ФЮРА В30.051.001.000 Разрез цеха

ФЮРА В30.051.002.000 ЛП Технологическая схема

ФЮРА В30.051.003.000 ЛП Схема газоочистки

ФЮРА В30.051.004.000 ЛП Экономические показатели

Введение

Объём выплавки стали в электродуговых печах, и доля электростали в объёме её производства в нашей стране за последние года возрастали. Ещё сравнительно недавно электросталеплавильное производство базировалось на использовании печей сравнительно небольшой вместимости для выплавки легированных высококачественных сталей сложного, так называемого электропечного сортамента. Высокое качество металла и возможность легирования в печи при этом обеспечивались за счёт проведения длительного восстановительного периода с диффузионным раскислением шлака и металла.

За последние годы 21 века металлургия черных металлов, а в особенности электросталеметаллургия претерпела существенные изменения. Особенно выросли вместимости электропечей, а также увеличилась мощность печных трансформаторов, проще стал технологический процесс плавки. Печи ДСП всё чаще используются для расплавления шихты, а процессы рафинирования и доводки химического состава металла до заданного параметра переходят постепенно в установки внепечной обработки.

Сталеплавильный проектируемый цех представляет из себя сложный со взаимными связями и оснащённый по современным технологиям разнообразным оборудованием комплекс зданий и сооружений, в котором выполняется хранение запаса исходных материалов на несколько суток работы, где производят подачу и загрузку их в печь, а также осуществляют выплавку и разливку стали, уборку шлака и продуктов плавки, и подготовку оборудования к следующей плавке, обеспечивающие выполнение данных технологических процессов

В данной работе представлен проект электросталеплавильного цеха производительностью 1500000 тонн стали в год в условиях ОАО «Волжский трубный завод»

Обзор литературы

В конце мая журнал «Металлоснабжение и сбыт» провел в Санкт-Петербурге 6-ю Общероссийскую конференцию «Стальные трубы: производство и региональный сбыт – 2017».

Как рассказал А. Трофимов, заместитель генерального директора по региональным продажам Трубной Металлургической Компании (ТМК), по данным World Steel Association, мировое потребление стали в 2015 г. снизилось на 3 %. Потребление сокращалось во всех регионах мира, за исключением Евросоюза, где в 2015–2017 гг. сохранится положительная динамика потребления. Согласно оценкам ассоциации, в 2016 г. мировое потребление стали сократится на 0,8 % – до 1,49 млрд. т, в 2017 г. увеличится на 0,4 %. Спрос сократился в 2016 г. за счет китайского рынка, где в 2015 г. был зафиксирован самый низкий за последние 25 лет прирост ВВП. В России в текущем году потребление стали, по прогнозам увеличился на 4 % [18].

Сегодня российская трубная промышленность столкнулась с рядом вызовов, на которые требуется дать адекватные ответы. Одним из вызовов является серьезная изношенность инфраструктуры ЖКХ, пояснил О. Калинин, генеральный директор Фонда развития трубной промышленности (ФРТП). Так, в России в замене и реконструкции нуждаются более 245,6 тыс. км (43 % от общей протяженности) сетей водоснабжения и водоотведения и 49,7 тыс. км в двухтрубном исчислении (28,9 % от общей протяженности) тепловых сетей. Модернизация коммуникаций идет очень медленно — темпы ее не превышают 2 % в год. С другой стороны, если будет создана программа модернизации жилищно-коммунального хозяйства, спрос на российскую трубную продукцию увеличится [19].

В настоящее время требуется выполнение большого объема работ по замене труб магистральных газопроводов, 98,18 % которых принадлежит РАО Газпром. Только для строительства газопровода Ямал – Западная

Европа, протяженностью примерно 4500 км, потребуется как минимум 10 млн тонн труб диаметром 1420 мм [20].

В ближайшие годы емкость российского рынка стальных труб, как ожидается, по-прежнему будет определяться реализацией трубопроводных проектов. Согласно сообщениям, ОАО «АК «Транснефть» в 2016 г. сократит закупку ТБД для нового строительства и эксплуатационных нужд на 36% по сравнению с прошлым годом - до 426 тыс. тонн. Спрос со стороны ПАО «Газпром» в ближайшие годы может вырасти благодаря реализации таких проектов, как Бованенково-Ухта, Ухта - Торжок, реконструкции газотранспортной системы в Северо-Западном регионе РФ и др. При этом важно отметить, что в части экспортных газопроводных проектов неопределенность вносят геополитические риски. Спрос на товарную группу ОСТГ будет определяться инвестиционной активностью нефтегазодобывающих компаний, на которую в свою очередь будут влиять цены на нефть [20].

По оценке Института «Центр развития», в базовом варианте прогноза объем внутреннего рынка стальных труб может вырасти к 2018 г. до 11 млн. тонн, производство – до 12 млн. тонн. Консервативный вариант прогноза предусматривает существенное снижение внутреннего спроса в 2016 г. (до 9,3 млн. тонн), вызванное негативной динамикой строительного сектора и слабой инвестиционной активностью со стороны нефтегазодобывающих компаний с постепенным восстановлением к 2018 г. (до 10,3 млн. тонн). Резюмируя можно сказать, что ближайшие годы трубная промышленность сможет сохранить темпы развития последних лет создавая условия для роста емкости внутреннего рынка, а также поддержать экспортный потенциал российских предприятий, есть возможность сохранить трубное производство в положении драйвера роста российской металлургии [22].

1 Объект исследования

1.1 Технико-экономическое обоснование строительства ЭСПЦ

Стальные трубы нефтяного и газового сортамента (как сварные, так и бесшовные) имеют устойчивый и относительно платежеспособный спрос на внутреннем рынке России. Более 90 % произведенных в России труб продается на внутреннем рынке. РАО Газпром, АК Транснефть и российские нефтедобывающие компании являются основными потребителями стальных труб. В настоящее время повышение качества труб и расширение их сортамента является наиболее актуальной задачей [1].

В настоящее время требуется выполнение большого объема работ по замене труб магистральных газопроводов, 98,18 % которых принадлежит РАО Газпром. Только для строительства газопровода Ямал – Западная Европа, протяженностью примерно 4500 км, потребуется как минимум 10 млн. тонн труб диаметром 1420 мм [2].

Строительство нефтегазовых труб по проекту «Сила Сибири». «Газпром» и CNPC подписали договор купли-продажи российского газа по «восточному» маршруту (по газопроводу «Сила Сибири») в 2014 году. Договор заключен сроком на 30 лет и предполагает поставку в КНР до 38 млрд. кубометров газа в год. Строительство газовой магистрали стартовало в 2015 году и должно закончиться в период с мая 2019-го по май 2021-го. Общая протяженность трубопровода с учетом китайского отрезка превысит 4000 километров [3].

Проектируемый цех будет выпускать бесшовные трубы. Согласно исследованиям, любой, даже самый качественный шов снижает на 3–15 % надежность стальных труб. Поэтому бесшовные трубы имеют все больший сегмент спроса. Нефтегазовая промышленность работает только с бесшовным прокатом. Бесшовная труба пользуется большой популярностью в самых различных сферах человеческой деятельности, являются незаменимыми в автостроении, тракторостроении, авиастроении и еще в

большом количестве отраслей машиностроения. Поверхностный анализ рынка строительных материалов показывает, что безусловным лидером продаж на текущий момент считаются бесшовные трубы [4].

В России стальные трубы выпускают более 50 заводов. Большую часть стальных труб выпускают заводы группы ТМК (Трубная металлургическая компания). На Российском рынке труб наблюдается производство труб меньше на 0,3 % чем потребления. На внутренний рынок ВТЗ в 2017 году поставило 661,4 тысячи тонн труб. Положения завода на российском рынке труб составляет 6,8 %.

Проект строительства цеха на территории ВТЗ актуален и по расчетам экономически целесообразен.

1.2 Общее описание цеха

Строительства сталеплавильного цеха выполняется в условиях Волжского трубного завода производительностью 1,5 млн т. конструкционной стали.

Проектируемый цех состоит из 5 пролетов: печной пролет, бункерный, раздаточный, пролет МНЛЗ, вспомогательный пролет.

В печном пролете установлены две дуговые сталеплавильные печи вместимостью 100 т, оснащенные трансформаторами мощностью 95 МВА. Два автобадьевоза, две заправочные машины, два мостовых крана грузоподъемностью 180+63/20 тонн.

Бункерный пролет оснащен: 2-мя агрегатами комплексной обработки стали с трансформатором мощностью 16 МВА, и одной вакуум-камерой.

Раздаточный пролет оснащен: 2-мя мостовыми кранами грузоподъемностью 140/32 тонн, стендами для сушки ковшей и для ломки футеровки ковшей.

Пролет МНЛЗ оснащен: 2-мя мостовыми кранами, грузоподъемностью 50/30 тонн, агрегат резки заготовки, помещением для сборки окалины,

пунктом управления МНЛЗ, участком ремонта промежуточных и сталеразливочных ковшей.

Вспомогательный пролет оборудован двумя кранами грузоподъемностью 63/16 тонн, выкатывающими тележками и ЖД путем.

Сталь разливается на двух МНЛЗ. На четырехручьевой комбинированной МНЛЗ разливаются как заготовки квадратного сечения 300×300 мм, так и круглого сечения диаметром от 156 до 410 мм. Производительность машины 750 тыс т/год стали. На двухручьевой МНЛЗ отливаются заготовки сечением 250×900 мм производительностью 750 тыс. т/год.

1.2.1 Общая характеристика здания цеха

Производственное здание предназначено для осуществления в нем вспомогательных или основных производственных процессов и служат целям рационального размещения рабочих мест и оборудования в определенной технологической последовательности для эффективной организации производственного процесса.

Наиболее распространенный тип промышленных зданий - каркасный. Внешние воздействия (ветер, снег) на здание принимает каркас, внутренние нагрузки, давления грунта на подземные части здания и собственную массу элементов здания.

К несущим элементам относятся колонны, стропильные, фундаменты и подкрановые балки и подстропильные фермы. Подкрановые балки обеспечивают дополнительную жесткость каркаса, на которых укладывают рельсы мостовых кранов. Горизонтальным связям относят «ветровые фермы», установленные в торцах зданий на уровне нижнего пояса строительных ферм или подкрановых балок

1.2.2 Элементы конструкции здания

Фундаменты. Они предназначены для передачи нагрузки от конструкций на основание и являются опорной частью здания. Для здания характерны одиночные столбчатые фундаменты под несущие колонны. Они устанавливаются при очень сильных нагрузках и при слабых неоднородных грунтах.

Основные требования, которые должны удовлетворять фундаменты здания: обладать достаточной устойчивостью и прочностью на скольжение и опрокидывание в плоскости подошвы, соответствовать по долговечности сроку службы здания, сопротивляться влиянию атмосферных факторов (морозостойкость), быть экономичными в изготовлении. По конструкции фундаменты различают на сплошные (фундаментная плита), столбчатые, ленточные и свайные. Для здания характерны одиночные столбчатые фундаменты под несущие колонны.

Колонны – основной элемент несущего каркаса. Они являются опорами для несущих конструкций покрытия и опираются на фундаменты. В колоннах различают верхнюю часть, надколонник, на который опираются несущие конструкции покрытия: основной стержень, по которому передаются нагрузки от кранов и покрытия. На фундамент выделяется башмак, передающий нагрузку колонны. От внешних температурных воздействий, и для ограждения внутренних помещений здания от атмосферных осадков служат – покрытия. Применяется из стальных листов настил, которые хорошо выдерживают неравномерный нагрев лучевым теплом раскалённого или расплавленного металла. Существует недостаток: противостояние коррозии, поэтому через 7–10 лет следует окрашивать.

Стропильные фермы. Применяется стропильные фермы с параллельными поясами. Верхний и нижний пояс имеет уклон 8 %, что компенсирует провисание конструкции при эксплуатации. Стропильные фермы изготовлены из широкополочных тавров, стальных уголков, в верхней части которых устроен аэрационный фонарь.

Наружные стены защищают внутреннее пространство здания от внешних воздействий. По роду статической работы и зависимости от конструкций, стены подразделяют на самонесущие, несущие, и навесные.

1.2.3 Организация работ в отделении подготовки лома (ОПЛ)

Вся подготовка шихты производится в отделении подготовки лома (ОПЛ) шихта доставляется в печной пролет автобадьевозах.

При загрузке бадей немагнитной шихтой используют много челюстной грейфер типа "Полип", при загрузке штучных немагнитных материалов – мостовой кран с клещевым захватом.

Крупногабаритный лом разделявают в копрах, взрывным способом, ножницами аллигаторными. Для разделки сортового металла, металлоконструкций применяют огневую резку. Резка высоколегированных сталей, а также чугуна осуществляется кислородно-флюсовым способом. Для наведения шлака вводят свежесожженную известь, шамотный бой. Для окисления добавляют железную руду плюс 30 % окислы. В качестве материалов раскислительной способности применяют порошкообразные материалы: кокс, молотый ферросилиций, алюминиевый порошок.

В качестве легирующих материалов применяют различные ферросплавы с крупностью кусков не более 30–50 мм.

1.2.4 Грузопотоки электросталеплавильного цеха

Организация грузовых потоков электросталеплавильного цеха связана с доставкой лома и его загрузка в рабочее пространство печи, подача по трубопроводам и загрузки сыпучих материалов, шлакообразующих, ферросплавов, легирующих в печь, а также организация уборки шлака после плавки, разливки стали в МНЛЗ и транспортировка литой заготовки в другие

цеха для дальнейшей обработки. Подвоз лома в печной пролет ЭСПЦ из ОПЛ осуществляется автобадьевозом. Завалочный мостовой кран разгружает бадью внутри рабочего пространства печи, бадья открывается, и лом вываливается в печь. После завалки ДСП, кран пролёта возвращает бадью на автобадьевоз, который отправляется в ОПЛ. Поступающие шлакообразующие материалы, кокс, шамотный бой и ферросплавы поступают из ОПС по наклонным конвейерам в бункерный пролет цеха.

В печном пролёте сталь выпускают в футерованный сталеразливочный ковш закрепленный на стелевозе, который по ж/д путям поступает в раздаточный пролет, где ковш с металлом мостовым краном передается на АКЭС или вакуум-камеру. После обработки ковш на стелевозе перемещается в пролет МНЛЗ, где мостовым краном устанавливается на поворотный стенд МНЛЗ.

В процессе плавки образуется шлак, который скачивается в шлаковую чашу. По мере заполнения шлаковая чаша, автошлаковозом вывозится в отделение переработки шлака.

1.2.5 Транспорт электросталеплавильного цеха

Работа электросталеплавильного цеха тесно связана с функционированием различных цехов и отделений металлургического завода, в процессе взаимодействия которых осуществляется большой объем перевозок. Эти перевозки связаны с обеспечением ЭСПЦ металлошихтой, ферросплавами, шлакообразующими добавками, огнеупорами и другими материалами, а также необходимостью вывоза готовой металлопродукции из ЭСПЦ в виде слитков в прокатный цех металлургического завода и отходов в виде шлака, без огнеупоров и мусора.

Промышленный транспорт металлургического предприятия разделяют на внутренний и внешний. Внешний транспорт, автомобильный, обеспечивает доставку в цехи металлургического предприятия материалов от

внешних источников снабжения. В качестве внутрицехового и междцехового транспорта применяют железнодорожный, автомобильный, непрерывный транспорт. Автомобильный транспорт служит для внутризаводских перевозок грузов с центральных складов и отделений металлургического предприятия в цехи. Он обладает большой маневренностью по сравнению с железнодорожным транспортом, позволяет сократить площади, создавать компактные схемы грузоперевозок, радиус поворота автомобиля 20 м. В состав автомобильного транспорта входят автобадьевоз и автошлаковоз.

1.3 Оборудование и организация работ в цехе

1.3.1 Печной пролет

В печном пролете осуществляется доставка и загрузка шихты металлоломом, сыпучими, ферросплавами, организуется заправка печи, уборка шлака, организуется выпуск металла в ковш на сталевозе, организуются капитальные, холодные и горячие ремонты печи. Пролёт обслуживается мостовым краном грузоподъемностью 180+63/20 т.

В печной пролёт металлошихта доставляется на автобадьевозах из ОПЛ. Он подъезжает в печной пролёт. Бадья снимается краном через проём в рабочей площадке и устанавливается на . У пылешумозащитной камеры печи подвижные щиты раздвигаются вправо и влево, отворачивается свод печи, бадья поднимается краном и происходит загрузка металлолома в печь. Сталь выпускается в на сталевозе, который подается в бункерный пролет для последующей обработки.

1.3.2 Бункерный пролет

Этот пролёт предназначен для проведения следующих операций: обработка металла в АКОСе и вакуум-камере.

Оперативный запас сыпучих материалов (шлакообразующие, окислители, ферросплавы,) хранится в стационарных бункерах вместимостью 20–30 м³, установленных над рабочей площадкой в специальном бункерном пролёте между печным и внепечной обработки пролётами.

Ввод сыпучих и ферросплавов в печь, и АКОС, может быть осуществлён через труботочки.

Сыпучие и ферросплавы поступают в бункерный пролет по наклонному конвейеру и из бункеров по труботочкам в печь, ковш и АКОС.

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

1.3.4 Раздаточный пролет

Этот пролёт предназначен для разливки металла на МНЛЗ для получения заготовок. Ширина пролёта составляет 21 м. Здесь также размещены стенды для ломки и футеровки ковшей, а также для сушки ковшей.

1.3.5 Пролет МНЛЗ

Этот пролет предназначен для проведения следующих операций: приема металла из АКОСа и вакуум–камеры в сталеразливочный ковш, разливки на МНЛЗ.

Применяем МНЛЗ радиального типа. МНЛЗ радиального типа значительно проще и позволяют обходиться без механизмов для выдачи порезанных заготовок. Пролет обслуживается мостовым краном грузоподъемностью 30/20 т. Размещен участок ремонта промежуточных и сталеразливочных ковшей.

2 Расчеты и аналитика

2.1 Баланс металла в электросталеплавильном цехе

Для составления баланса необходимо определить количество отходов, образующихся в металлургических и механических цехах. Все отходы в металлургическом производстве можно разделить на две группы: возвратимые и невозвратимые. Возвратимые отходы в электросталеплавильном цехе представляют собой скрап и недоливки, обрез. Невозвратимые отходы в электросталеплавильном цехе представляют собой угар металла в печи в результате испарения в зоне электрических дуг и окисления его поступающим в печь кислородом.

Проектируемый цех будет производить 1500000 тонн конструкционных марок стали. Сортамент и состав выплавляемой приведены в таблице 1. В цехе установлены две МНЛЗ, 750 000 тон стали разливается на комбинированной четырехручьева МНЛЗ для блюма и круглой заготовки и 750 000 тонн стали разливается на двухручьева МНЛЗ для сляба.

рассчитывают количество возвратимых и невозвратимых отходов и потребность в шихте на 1 т заготовки. Результаты расчетов сводятся в таблицу 2 и таблицу 3.

Таблица 2 – Собственные отходы электросталеплавильного цеха и потребность в металлической шихте для четырехручьева блюмовой МНЛЗ

Групп а марок	Производс тво, т/год Q	Возвратимые отходы				угар		Требуется металлошихты, т/год Ш
		обрези		скрап				
		%	т	%	т	%	т	
1	100 000	3,37	3370	0,5	500	0,321	321	104 191
2	100 000		3370		500		321	104 191
3	200 000		6740		1000		642	208 382
4	100 000		3370		500		321	104 191
5	100 000		3370		500		321	104 191
6	150 000		5055		1500		481	156 287
Всего	750 000		25275		4500		2407	781 433

№	Производств о тыс/год	Наименование группы	Марка стали	Химический состав, %						Cu
				C	Mn	Si	Cr	Ni	Al	
1	200	Хромониевая ГОСТ 4543-71	40ХН	0,36–0,44	0,50–0,80	0,17–0,37	0,45–0,75	1,00–1,40	–	
			12ХН3А	0,09–0,16	0,30–0,60	0,17–0,37	0,60–0,90	2,75–3,15	–	
			20Х2Н4А	0,16–0,22	0,30–0,60	0,17–0,37	1,25–1,65	3,25–3,65	–	
			Среднее по группе		0,50	0,27	0,95	2,90	–	
2	200	Хромокремнемарганцевая ГОСТ 4543-71	25ХГСА	0,22–0,28	0,80–1,10	0,90–1,20	0,80–1,10	–	–	
			30ХГСА	0,28–0,34	0,80–1,10	0,90–1,20	0,80–1,10	–	–	
			35ХГСА	0,32–0,39	0,80–1,10	1,10–1,40	1,10–1,40	–	–	
			Среднее по группе		0,95	1,15	1,20	–	–	
3	400	Кремнемарганцовистая ГОСТ 19281-89	09Г2С	< 0,12	1,3–1,7	0,50–0,80	–	–	–	
			17Г1С	0,15–0,20	1,15–1,6	0,40–0,60	–	–	–	
			16ГС	0,12–0,18	0,90–1,2	0,40–0,60	–	–	–	
			Среднее по группе		1,3	0,57				
4	200	Шарикоподшипниковая ГОСТ 801-78	ШХ15	0,95–1,05	0,20–0,40	0,17–0,37	1,35–1,65	–	–	
			ШХ15СГ	0,95–1,05	0,90–1,20	0,40–0,65	1,35–1,65	–	–	
			ШХ15СГ-Ш	0,95–1,05	0,90–1,20	0,40–0,65	1,3–1,65	0,30		
			Среднее по группе		0,80	0,40	1,45			
5	200	Хромистая ГОСТ 4543-71	20Х	0,17–0,23	0,50–0,80	0,17–0,37	0,70–1,00	–	–	
			30Х	0,25–0,33	0,50–0,80	0,17–0,37	0,80–1,10	–	–	
			35Х	0,31–0,39	0,50–0,80	0,17–0,37	0,80–1,10	–	–	
			40Х	0,36–0,44	0,50–0,80	0,17–0,37	0,80–1,10	–	–	
			Среднее по группе		0,65	0,27	0,95			
6	300	Низколегированная ГОСТ 6713-91	10ХСНД	0,12	0,50–0,80	0,80–1,10	0,60–0,90	0,50–0,80	–	0,40–0,60
			15ХСНД	0,12–0,18	0,40–0,70	0,40–0,70	0,60–0,90	0,30–0,60	–	0,20–0,40
			16Д	0,10–0,18	0,40–0,70	0,12–0,25	0,30	0,30	–	0,20–0,35
Всего	1500		Среднее по группе		0,58	0,56	0,66	0,5		0,43

Расход шихты на 1 т. продукции блюмовой МНЛЗ составит:

$$f_6 = \frac{\text{Ш}}{Q} = \frac{781433}{750000} = 1,04. \quad (1)$$

В соответствии с этим выход годного по цеху с блюмовой МНЛЗ составит:

$$f_6 = \frac{Q}{\text{Ш}} \cdot 100 = \frac{750000}{781433} \cdot 100 \% = 96 \%. \quad (2)$$

Таблица 3 – Собственные отходы электросталеплавильного цеха и потребность в металлической шихте для двухручьевого слябовой МНЛЗ

Группа марок	Производство, т/год Q	Возвратимые отходы				угар		Требуется металлошихты, т/год Ш
		обрезы		скрап				
		%	т	%	т	%	т	
1	100 000	4,21	4210	0,5	500	1,1	1100	102 120
2	100 000		4210		500		1100	102 120
3	200 000		8420		1000		2200	204 240
4	100 000		4210		500		1100	102 120
5	100 000		4210		500		1100	102 120
6	150 000		6315		1500		1650	153 180
Всего	750 000		31575		4500		8250	765 900

Расход шихты на 1 т. продукции слябовой МНЛЗ составит:

$$f_6 = \frac{\text{Ш}}{Q} = \frac{765900}{750000} = 1,02.$$

В соответствии с этим выход годного по электросталеплавильному цеху с блюмовой МНЛЗ составит:

$$f_6 = \frac{Q}{\text{Ш}} \cdot 100 = \frac{750000}{765900} \cdot 100 = 99 \%.$$

Выплавляемый металл будет разливаться на двухручьевого МНЛЗ, сечение сляба 250×900 мм и на четырехручьевого МНЛЗ с сечением блюма 300×300 мм.

Отходы в прокатных цехах.

При прокатке стали на прокатном стане образуются возвратимые и невозвратимые отходы. Количество отходов при прокатном переделе показано в таблице 4.

Таблиц 4 – Количество отходов при прокатном переделе в ЭСПЦ

Группа марок	Стан 2500						
	Поступило на стан, тыс.т	Обрезь		Угар		КР	Масса годного,тыс.т.
		%	тыс.т	%	тыс.т.		
1	100	5	5	2	2	1,08	93
2	100	5	5	2	2	1,08	93
3	200	5	10	2	4	1,08	186
4	100	5	5	2	2	1,08	93
5	100	5	5	2	2	1,08	93
6	150	5	7,5	2	3	1,08	139,5
Всего	750		37,5		15		697,5
Группа марок	Стан 2800						
	Поступило на стан, тыс.т	Обрезь		Угар		КР	Масса годного,тыс.т.
		%	тыс.т	%	тыс.т.		
1	100	19,5	19,5	2	2	1,27	78,5
2	100	19,5	19,5	2	2	1,27	78,5
3	200	19,5	39	2	4	1,27	157
4	100	19,5	19,5	2	2	1,27	78,5
5	100	19,5	19,5	2	2	1,27	78,5
6	150	19,5	29,25	2	3	1,27	117,75
Всего	750		146,25		15		588,75

Таблица 5 – Баланс металла прокатного цеха для четырехручьевой блюмовой МНЛЗ

Статьи баланса	Группа марок						Сумма,тыс.т
	1	2	3	4	5	6	
Отходы: возвратимые	5	5	10	5	5	7,5	37,5
невозвратимые	2	2	4	2	4	3	15
Годный прокат	93	93	186	93	186	140	697,5
Итого							750

По данным таблицы 6 вычисляется сквозной коэффициент расхода блюмов:

$$СКР_6 = \frac{\text{Масса заготовок ЭСПЦ}}{\text{Масса готовой продукции на складе}}, \quad (3)$$

$$СКР_6 = \frac{750000}{697500} = 1,07.$$

Выход годного составляет:

$$ВГ_6 = \frac{100}{1,07} = 93,45 \%. \quad (4)$$

Таблица 6 – Баланс металла по прокатным цехам для двухручьевого слябовой МНЛЗ

Статьи баланса	Группа марок					Сумма, тыс. т
	1	2	3	4	5	
Отходы возвратимые	19,5	19,5	39	19,5	19,5	146,25
Отходы	2	2	4	2	2	15
Годный прокат	78,5	78,5	157	78,5	78,5	588,75
Итого						750

По данным таблицы вычисляется сквозной коэффициент расхода слябов:

$$СКР_6 = \frac{\text{Масса заготовок ЭСПЦ}}{\text{Масса готовой продукции на складе}},$$

$$СКР_6 = \frac{750000}{588750} = 1,27.$$

Выход годного составляет:

$$ВГ_6 = \frac{100}{1,27} = 78,7 \%.$$

Таблица 7 – Общее количество возвратимых отходов, тыс. тонн

Источник поступления	Группа марок						Сумма, тыс. т
	1	2	3	4	5	6	
Из ЭСПЦ	5,87	5,87	11,74	5,87	5,87	8,805	44,025
Из прокатных цехов	24,5	24,5	49	24,5	24	36	183
Всего	30,37	30,37	60,74	30,37	30,37	45,55	227,77

Расход ферросплавов и легирующих материалов.

Возвратимые отходы электросталеплавильного цеха и прокатных цехов используются для выплавки стали методом переплава.

Таблица 8 – Расход ферросплавов и легирующих материалов, тыс.т

Группа	Масса возвратимых отходов	Возврат марганца			Возврат хрома		
		Среднее содержание, %	Коэффициент усвоения	Масса Mn из отходов	Среднее содержание, %	Коэффициент усвоения	Масса Cr из отходов
1	30,37	0,5	0,8	0,12	0,95	0,85	0,245
2	30,37	0,95	0,8	0,23	1,2	0,85	0,310
3	60,74	1,27	0,8	0,61	-	0,85	
4	30,37	0,8	0,8	0,19	1,45	0,85	0,374
5	30,37	1,27	0,8	0,30	-	0,85	
6	45,55	0,58	0,8	0,21	0,66	0,85	0,255
Итого	227,77			1,68			1,184

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

$$\Phi = \frac{G \cdot (a - b) - 100 \cdot B}{m \cdot n}, \quad (5)$$

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 элементов из легированных отходов собственного производства (лома), т;

m – базовое содержание легирующих элементов в ферросплаве, %;

n – коэффициент усвоения легирующего элемента.

Таблица 9 – Потребность цеха в феррохроме, т

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание хрома в стали, %	Остаточная концентрация хрома, %	Возврат хрома, т	Содержание хрома в феррохроме, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве, т
1	205 870	0,95	0,1	245	60	0,95	2640
2	205 870	1,2	0,1	310	60	0,95	3429

Продолжение таблицы 9

3	411 740		0,1	0	60	0,95	
4	205 870	1,45	0,1	374	60	0,95	4219
5	205 870		0,1	0	60	0,95	
6	308 805	0,66	0,1	203,8	60	0,95	6956
Сумма	1 544 025			1132,8			17 244

$$\Phi_1 = \frac{205870 \cdot (0,95 - 0,1) - 100 \cdot 245}{60 \cdot 0,95} = 2640;$$

$$\Phi_2 = \frac{205870 \cdot (1,20 - 0,1) - 100 \cdot 310}{60 \cdot 0,95} = 3429;$$

$$\Phi_4 = \frac{205870 \cdot (1,45 - 0,1) - 100 \cdot 374}{60 \cdot 0,95} = 4219;$$

$$\Phi_6 = \frac{308805 \cdot (1,45 - 0,1) - 100 \cdot 203,8}{60 \cdot 0,95} = 6956.$$

Таблица 10 – Потребность цеха в ферромарганце, т

Группа марок	Масса жидкого	Среднее Содержание марганца в стали, %	Остаточная концентрация марганца, %	Возврат марганца, т	Содержание марганца в ферромарганце,	Коэфф-т усвоения	Потребность в сплаве, т
1	205 870	0,5	0,18	121	80	0,95	707
2	205 870	0,95	0,18	231	80	0,95	1782
3	411 740	1,27	0,18	617	80	0,95	5093
4	205 870	0,8	0,18	194	80	0,95	1424
5	205 870	0,65	0,18	308	80	0,95	867,88
6	308 805	0,58	0,18	211	80	0,95	1632
Сумма	1 544 025			1682			11 506

$$\Phi_1 = \frac{205870 \cdot (0,50 - 0,18) - 100 \cdot 121}{80 \cdot 0,95} = 707;$$

$$\Phi_2 = \frac{205870 \cdot (0,95 - 0,18) - 100 \cdot 231}{80 \cdot 0,95} = 1782;$$

$$\Phi_3 = \frac{411740 \cdot (1,27 - 0,18) - 100 \cdot 617}{80 \cdot 0,95} = 5093;$$

$$\Phi_4 = \frac{205870 \cdot (0,80 - 0,18) - 100 \cdot 194}{80 \cdot 0,95} = 1424;$$

$$\Phi_5 = \frac{205870 \cdot (0,65 - 0,18) - 100 \cdot 308}{80 \cdot 0,95} = 867,88;$$

$$\Phi_6 = \frac{308805 \cdot (0,65 - 0,18) - 100 \cdot 211}{80 \cdot 0,95} = 1632.$$

Таблица 11 – Потребность цеха в ферросилиции, т

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание кремния в стали, %	Остаточная концентрация кремния, %	Содержание кремния в ферросилиции, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве
1	205 870	0,27	0	75	0,8	92
2	205 870	1,15	0	75	0,8	3946
3	411 740	0,57	0	75	0,8	3912
4	205 870	0,4	0	75	0,8	1372
5	205 870	0,27	0	75	0,8	92
6	308 805	0,56	0	75	0,8	28
Сум	1 544					13 964

$$\Phi_1 = \frac{205870 \cdot (0,27 - 0) - 0}{75 \cdot 0,8} = 926;$$

$$\Phi_2 = \frac{205870 \cdot (1,15 - 0) - 0}{75 \cdot 0,8} = 3946;$$

$$\Phi_3 = \frac{411740 \cdot (0,57 - 0) - 0}{75 \cdot 0,8} = 3912;$$

$$\Phi_4 = \frac{205870 \cdot (0,4 - 0) - 0}{75 \cdot 0,8} = 1372;$$

$$\Phi_5 = \frac{205870 \cdot (0,27 - 0) - 0}{75 \cdot 0,8} = 926;$$

$$\Phi_6 = \frac{308805 \cdot (0,56 - 0) - 0}{75 \cdot 0,8} = 2882;$$

$$\Phi_{\text{Cu}} = \frac{308805 \cdot (0,43 - 0) - 0}{75 \cdot 0,8} = 2209 \text{ кг.}$$

$$\Phi_{\text{Ni}} = \frac{308805 \cdot (0,5 - 0) - 0}{75 \cdot 0,8} = 2573 \text{ кг.}$$

Расход алюминия для конечного раскисления стали примерно составляет 0,463 кг/т.

Таблица 12 – Баланс металла по цеху

Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
Стальной лом от предприятий Вторчермета	1300778	Годный прокат	1286250
Собственные отходы	227770	Скрап	9000
Ферросилиций	13964	Обрезь на МНЛЗ	240600
Ферромарганец	11506	Угар	40657
Феррохром	17244		
Алюминий	463		
Медь	2209		
Никель	2573		
Итого:	1576507		1576507

2.2 Расчет шихты для выплавки стали 10ХСНД

2.2.1 Исходные данные

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

Таблица 13 – Состав исходных материалов и готовой стали, %

Наименование материала	Элементы, %								
	C	Mn	Si	P	S	Cu	Ni	Cr	Fe
Лом углеродистый ГОСТ 4543-71 Ст3сп	0,30	0,50	0,27	0,030	0,040	-	-		ост
Никель							100,		-
Готовая сталь марки стали 10ХСНД ГОСТ 19282-73	≤0,12	0,5-0,80	0,8-1,10	Не более		0,4-0,60	0,5-0,80	0,6-0,90	ост
				0,035	0,04				
Кокс	82,0	-	-	-	0,080	11,0	-	-	-
Медь						100			

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

Таблица 14 – Химический состав добавочных материалов, %

Материалы	Состав, %									
	CaO	MgO	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	P ₂ O ₅	Влага	Σ
Известь	92,0	3,3	–	2,5	1,0	0,60	–	0,10		100,0
Кварцит				98,0						100,0
Шамот	0,7	0,3	–	63,0	35	1,0				100,0
Плавиковый шпат				4,0		1,0	95,0	–		100,0
Железная руда	6,2			2,8	1,0	90,0				100,0
Магнезит	1,0	92,0	1,0	3,0	1,0	2,0				100,0

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

Таблица 15 – Химический состав раскислителей и легирующих

Наименование материала	Элемент, %					
	Si	Mn	Cr	C	P	S
	не более					
Ферросилиций ФС-75 ГОСТ 1415-93	74-80	0,4	0,3	0,1	0,05	0,02
Силикомарганец Смн 17 ГОСТ 4756-91	25	60,0	–	0,5	0,10	0,03
Феррохром ФХ-800 ГОСТ 4757-91	2,0	–	65,0	8,0	0,05	0,05

На основе практических данных в таблице 14 приведены коэффициенты усвоения элементов из применяемых ферросплавов и кокса.

Таблица 16 – Коэффициенты усвоения элементов

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

2.2.2 Расчет составляющих завалки

Задаемся химическим составом готовой стали, который приведен в таблице 17.

Таблица 17 – Химический состав готовой стали

Элемент	C	Si	Mn	Cr	Cu	Ni	P	S
							не более	
Содержание	0,12	0,95	0,65	0,75	0,5	0,65	0,035	0,040

Соотношение между составляющими шихты определяется следующим образом:

Шихтовка по никелю.

Исходя из состава выплавляемой стали, для получения $(\text{Ni})_{\text{г.м.}} = 0,65 \%$ необходимо в шихтовку внести металлического никеля.

$$G_{\text{фер.}} = \frac{G_{\text{мет.}} \cdot ([\text{Ni}]_{\text{г.м.}} - [\text{Ni}]_{\text{к.о.п.}}) \cdot 100}{[\text{Ni}]_{\text{фер.}} \cdot \eta} = \frac{100(0,65 - 0,3)}{100 \cdot 100} \cdot 100 = 0,35, \quad (6)$$

где $(\text{Ni})_{\text{г.м.}}$ – содержание никель в готовом металле, %;

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

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

$G_{\text{ш}}$ – количество шихты, кг.

Шихтовка по меди.

Исходя из состава выплавляемой стали, для получения $(\text{Cu})_{\text{г.м.}} = 0,5 \%$ необходимо в шихтовку внести меди.

$$G_{\text{фер.}} = \frac{G_{\text{мет.}} \cdot ([\text{Cu}]_{\text{г.м.}} - [[\text{Cu}]]_{\text{к.о.п.}}) \cdot 100}{[[\text{Cu}]]_{\text{фер.}} \cdot \eta} \cdot 100 = \frac{100(0,5)}{100 \cdot 100} \cdot 100 = 0,5 \quad (7)$$

Шихтовка по углероду.

Согласно данным (таблица 13) углерод в шихту вносится углеродистым ломом и коксом, углеродом ферромолибдена можно пренебречь, т.е.

$$C_{\text{ш}} = C_{\text{угл.лом}} + C_{\text{к.}} \quad (8)$$

После расплавления шихты в металле должно быть углерода $C_{\text{распл.}}$,

$$C_{\text{распл.}} = C_{\text{ш}} - \Delta C_{\text{р}}, \% \quad (9)$$

где $\Delta C_{\text{р}}$ – количество окисленного углерода в период расплавления, %.

В зависимости от количества окислителя, легковесности металлического лома и других факторов $\Delta C_{\text{р}} = 0,1\text{--}0,2 \%$ по абсолютной величине. Принимаем $\Delta C_{\text{р}} = 0,1 \%$. В то же время содержание углерода в металле по расплавлению можно выразить соотношением

$$C_{\text{распл.}} = C_{\text{к.о.п.}} + \Delta C_{\text{о.п.}}, \quad (10)$$

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

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

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

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

где $C_{\text{г.ст.}}$ – содержание углерода в готовой стали, % (согласно таблице 17, $C_{\text{г.ст.}} = 0,12 \%$);

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

Подставляя в уравнение (10) выражение (11), получим

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

Из равенства (5) и (10) получаем $C_{\text{Ш}} - \Delta C_{\text{Р}} = C_{\text{Г.СТ.}} - \Delta C_{\text{В.П.}} + \Delta C_{\text{О.П.}}$, следовательно

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

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

Период в АКОСе углерод вносится в металл за счет присадок ферросплавов и науглероживания через шлак при раскислении его коксом. При плавке стали под белым шлаком науглероживание металла ($\Delta C_{\text{НАУГЛ.}}$) колеблется в пределах 0,01–0,03 %. Принимаем $\Delta C_{\text{НАУГЛ.}} = 0,02$ %, тогда

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

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

Количество углерода, внесенное в металл ферросплавами

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

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

$[C]_{\text{ФЕР.}}$ – содержание углерода в данном ферросплаве, %;

$[X]_{\text{ФЕР.}}$ – содержание легирующего элемента в данном ферросплаве (таблица 5), %;

η_x – коэффициент извлечения легирующего элемента из ферросплава, (таблица 16), %.

Из таблицы 13 следует, что самое высокое содержание углерода в феррохроме марки ФХ–800, содержанием углерода в других применяемых ферросплавах можно пренебречь.

Принимаем $C_{\text{ФХ800}} = 8,0 \%$, $Cr_{\text{ФХ800}} = 65,0 \%$, $[Cr]_{\text{Г.СТ.}} = 0,75 \%$,
 $\eta_{Cr} = 98 \%$.

Имеем

$$C_{\text{фер.}} = \frac{0,75 \cdot 8,0}{65,0 \cdot 98} \cdot 100 = 0,094 \%$$

Следовательно: $\Delta C_{\text{В.П.}} = 0,02 + 0,094 = 0,114 \%$.

Определим из уравнения (14) содержание углерода в шихте

$$C_{\text{Ш}} = 0,12 + 0,1 + 0,3 - 0,114 = 0,406 \%$$

Количество углерода в шихте равно

$$G_{C_{\text{Ш}}} = \frac{G_{\text{Ш}} \cdot C_{\text{Ш}}}{100} = \frac{100 \cdot 0,406}{100} = 0,406 \text{ кг.} \quad (16)$$

В соотношении (3)

$$G_{C_K} = \frac{G_K \cdot C_K \cdot \eta_C}{100 \cdot 100} \quad (17)$$

Из таблиц 10 и 14 принимаем $C_K = 82 \%$, $\eta_C = 60 \%$.

Имеем

$$G_{C_K} = \frac{G_K \cdot 82 \cdot 60,0}{100 \cdot 100} = 0,492 \cdot G_K \text{ кг.} \quad (18)$$

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

Вес углеродистого лома в завалке составит

$$G_{\text{УГЛ.ЛОМА}} = G_{\text{Ш}} - G_K - G_{\text{Ni}} - G_{\text{Cu}} = 100 - 0,35 - 0,5 - G_K = 99,15 - G_K, \text{ кг.}$$

Это количество углеродистого лома внесет углерода

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

где $C_{\text{УГЛ.ЛОМ}}$ – содержание углерода в углеродистом ломе (таблица 13), %

$$G_{C_{\text{УГЛ.ЛОМА}}} = \frac{(99,15 - G_K) \cdot 0,3}{100}, \text{ кг.}$$

Полученные значения $C_{ш}$, $G_{угл\ лом}$ и G_K подставляем в выражение (10), получаем

$$0,406 = \frac{(99,15 - G_K) \cdot 0,3}{100} + 0,492 \cdot G_K. \quad (20)$$

Решая уравнение (20), определяем $G_K = 0,424$ кг, тогда
 $G_{угл. лома} = 98,767$ кг.

Таким образом, для выплавки стали марки 10ХСНД принимается следующий состав шихтовых материалов.

Таблица 18 – состав шихтовых материалов, кг

Углеродистый лом	98,726
Никель металлический	0,35
Медь	0,5
Кокс	0,424
Итого:	100,0

Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами приведено в таблице 19.

Таблица 19 – Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами

Наименование материала	Вес, кг	Содержание элементов, внесенных в металл, кг								
		C	Mn	Si	S	P	Cu	Ni	Fe	Σ
Углеродистый лом	98,726	0,198	0,642	0,247	0,049	0,04	-	-	96,96	
Никель	0,35							0,35		
Медь	0,5						0,5			
Кокс	0,424	0,208								
Итого, кг		0,406	0,642	0,247	0,049	0,04	0,5	0,35	96,96	99,79
Итого, %		0,415	0,643	0,247	0,049	0,04	0,797	0,647	97,161	100,00

2.2.5 Период расплавления и окислительный период

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

В период расплавления и окислительный период окисляются следующие элементы:

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

$$G_{\Delta C} = \frac{99,79 \cdot 0,4}{100} = 0,399 \text{ кг.}$$

- 2) кремний окисляется полностью – 0,247 кг;

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

$$G_{Mn} = \frac{0,642 \cdot 65,0}{100} = 0,417 \text{ кг.}$$

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

- 5) фосфора в готовом металле должно быть 0,015 %. Следовательно, нужно окислить $\Delta P = 0,04 - 0,015 = 0,025 \%$, или

$$G_P = \frac{G_{мет} \cdot \Delta P}{100} = \frac{99,79 \cdot 0,025}{100} = 0,025. \quad (21)$$

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

$$G_{Fe} = \frac{96,96 \cdot 3,0}{100} = 2,91 \text{ кг.}$$

По практическим данным около 90 % железа окисляется до Fe_2O_3 и испаряется в зоне электрических дуг, около 10 % окисляется до FeO и Fe_2O_3 и переходит в шлак, причем задаемся соотношением $FeO / Fe_2O_3 - 2-4$. Принимаем $FeO / Fe_2O_3 - 3$, т.е. из 10 % окислившегося железа в шлак 7,5 % железа окисляется до FeO , а 2,5 % железа – до Fe_2O_3 .

Таким образом, в шлак переходит

$$\frac{2,91 \cdot 10}{100} = 0,291 \text{ кг Fe.}$$

Из этого количества окисляется

$$\text{до FeO } \frac{0,291 \cdot 75,0}{100} = 0,218 \text{ кг,}$$

$$\text{до Fe}_2\text{O}_3 \frac{0,291 \cdot 25,0}{100} = 0,073 \text{ кг.}$$

В зоне электрических дуг испаряется

$$\frac{2,91 \cdot 90}{100} = 2,619 \text{ кг Fe и Fe}_2\text{O}_3.$$

Таблица 20 – Необходимое количество закиси железа для окисления указанных элементов и количество образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента, кг	Потребное количество FeO, кг	Количество образовавшегося оксида, кг	Количество восстановленного в металл железа, кг
$[\text{Mn}] + (\text{FeO}) = (\text{MnO}) + [\text{Fe}]$	0,417	$0,417 \cdot \frac{72}{55} = 0,546$	$G_{\text{MnO}} = 0,417 \cdot \frac{71}{55} = 0,538$	$\text{Fe} = 0,417 \cdot \frac{56}{55} = 0,425$
$[\text{Si}] + 2(\text{FeO}) = (\text{SiO}_2) + 2[\text{Fe}]$	0,247	$0,247 \cdot \frac{72 \cdot 2}{28} = 1,27$	$G_{\text{SiO}_2} = 0,247 \cdot \frac{60}{28} = 0,529$	$\text{Fe} = 0,247 \cdot \frac{112}{28} = 0,988$
$2[\text{P}] + 5\text{FeO} = (\text{P}_2\text{O}_5) + 5[\text{Fe}]$	0,025	$0,025 \cdot \frac{72 \cdot 5}{31 \cdot 2} = 0,145$	$G_{\text{P}_2\text{O}_5} = 0,025 \cdot \frac{142}{2 \cdot 31} = 0,057$	$\text{Fe} = 0,025 \cdot \frac{5 \cdot 56}{2 \cdot 31} = 0,113$
Итого:		$\Sigma \text{FeO} = 1,961$		$\Sigma \text{Fe} = 1,526$

Таблица 21 – Необходимое количество кислорода для окисления углерода и железа шихты и количество образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента, кг	Необходимое количество кислорода, кг	Количество образовавшегося оксида, кг
$[\text{C}] + (\text{FeO}) = \{\text{CO}\} + [\text{Fe}]$	0,398	$0,398 \cdot \frac{16}{12} = 0,532$	$\text{CO} = 0,399 \cdot \frac{28}{12} = 0,931$
$\text{Fe} + \frac{1}{2} \text{O}_2 = \text{FeO}$	0,218	$0,218 \cdot \frac{16}{56} = 0,062$	$\text{FeO} = 0,218 \cdot \frac{72}{56} = 0,28$
$2\text{Fe} + \frac{3}{2} \text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3$	0,073	$0,073 \cdot \frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 56} = 0,031$	$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 0,073 \cdot \frac{160}{2 \cdot 56} = 0,104$
	2,619	$2,619 \cdot \frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 56} = 1,13$	$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 2,619 \cdot \frac{160}{2 \cdot 56} = 3,767$
Итого:	$\Sigma \text{O}_2 = 1,755$		

2.2.6 Определение количества шлака окислительного периода и периода расплавления

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

Коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом выражается следующим соотношением

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

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

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

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

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

Принимаем $CaO/SiO_2 = 2,1$; $FeO = 15 \%$; $t = 1600 \text{ } ^\circ C$.

Согласно данным [1] получаем $P_2O_5/[P]^2 = 5623$.

Из выражения (17) определяем количество шлака. Принимаем

$P_{исх} = 0,039 \%$; $[P] = 0,015 \%$, имеем

$$Ш_{о.п.} = \frac{(0,04 - 0,015) \cdot 229}{5623 \cdot 0,015^2} = 4,525 \text{ кг.} \quad (23)$$

2.2.7 Определение состава шлака окислительного периода

Для упрощения расчета принимаем, что шлак в основном состоит из оксидов примесей, для хорошей дефосфорации приняли, что $(FeO) = 15 \%$, а основность шлака $CaO/SiO_2 = 2,1$.

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

$$G_{\text{Ш.о.п.}} = G_{\text{MnO}} + G_{\text{P}_2\text{O}_5} + G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} + G_{\text{MgO}} + G_{\text{FeO}} + G_{\text{SiO}_2} + G_{\text{CaO}} \quad (24)$$

Количество (MnO), (P₂O₅), (Fe₂O₃) приведено в табл. 20 и 21.

Количество (FeO), (MgO), содержащиеся в шлаке:

$$G_{\text{FeO}} = \frac{G_{\text{Ш.о.п.}} \cdot (\text{FeO})}{100} = \frac{4,525 \cdot 14,0}{100} = 0,634 \text{ кг}, \quad (25)$$

$$G_{\text{MgO}} = \frac{G_{\text{Ш.о.п.}} \cdot (\text{MgO})}{100} = \frac{4,525 \cdot 10,0}{100} = 0,453 \text{ кг}. \quad (26)$$

Так как основность шлака $\text{CaO/SiO}_2 = 2,1$ содержание CaO в шлаке можно выразить $\text{CaO} = 2\text{SiO}_2$. Таким образом, получаем из уравнения (24)

$$4,525 = 0,538 + 0,057 + 0,104 + 0,453 + 0,634 + G_{\text{SiO}_2} + 2 \cdot G_{\text{SiO}_2}$$

$$G_{\text{SiO}_2} = 0,913 \text{ кг}; \quad G_{\text{CaO}} = 1,826 \text{ кг}.$$

Таблица 22 – Приближенное весовое количество и химический состав шлака окислительного периода

Окисел	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	Итого
Вес, кг	1,826	0,913	0,538	0,634	0,104	0,057	0,453	4,525
%	40,354	20,177	11,89	14,011	2,298	1,26	10,011	100,00

2.2.8 Определение расхода извести и кварцита

В результате окисления кремния (таблица 20) в состав шлака входит $G_{\text{SiO}_2} = 0,529$ кг. Следовательно, присадкой кварцита необходимо внести кремнезема $G_{\text{SiO}_2} = 0,913 - 0,529 = 0,384$ кг. Тогда расход кварцита $G_{\text{кв}}$ (в кварците содержится 98 % SiO₂), (таблица 14) для обеспечения заданной основности шлака.

$$G_{\text{кв.}} = \frac{(\text{SiO}_2)_{\text{шл.}} \cdot 100}{(\text{SiO}_2)_{\text{кв.}}} = \frac{0,384 \cdot 100}{98} = 0,392 \text{ кг}. \quad (27)$$

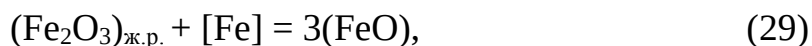
Расход извести $G_{\text{изв.}}$ (в извести содержится 92 % CaO), (таблица 14) для обеспечения заданной основности шлака равен:

$$G_{\text{изв.}} = \frac{(\text{CaO})_{\text{шл.}} \cdot 100}{(\text{CaO})_{\text{изв.}}} = \frac{1,826 \cdot 100}{92} = 1,985 \text{ кг.} \quad (28)$$

2.2.9 Определение расхода железной руды

Для поддержания в шлаке $\text{FeO} = 15 \%$ требуется 0,634 кг FeO , но в шлаке уже есть 0,28 кг FeO (таблица 20). Следовательно, потребность в FeO составляет: $(\text{FeO}) = 0,634 - 0,28 = 0,354$ кг. При окислении элементов Mn , Si , P тратится 1,961 кг FeO (таблица 21). Таким образом, общая потребность в FeO равна: $\text{FeO} = 0,354 + 1,961 = 2,315$ кг. Необходимое количество FeO вносится железной рудой, химический состав которой приведен в таблице 5.

В пересчете на Fe_2O_3 по реакции



потребуется следующее количество Fe_2O_3 :

$$G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{2,315 \cdot 160}{3 \cdot 72} = 1,715 \text{ кг.}$$

Необходимо в печь присадить железной руды

$$G_{\text{ж.р.}} = \frac{\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 100}{(\text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{ж.р.}}} = \frac{1,715 \cdot 100}{90} = 1,905 \text{ кг.} \quad (30)$$

2.2.10 Определение состава металла конца окислительного периода

Для определения состава металла в конце окислительного периода используются данные таблицах 8–10.

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

Таблица 23 – 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	0,406	0,399	0,007	0,007
Si	0,247	0,247	-	-
Mn	0,642	0,417	0,250	0,257

Продолжение таблицы 23

P	0,04	0,025	0,015	0,015
S	0,049	-	0,049	0,0503
Cu	0,5	-	0,5	0,513
Ni	0,35	-	0,35	0,360
Fe	96,96	2,91	94,05+1,526	98,181
			(Σ Fe табл.7)	Σ 100,00
			Σ 97,339	

2.2.11 Период доводки металла в АКОСе

2.2.12 Определение количества шлака период доводки металла в АКОСе

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

Принимаем $[S]_{г.м.} = 0,010 \%$. В конце окислительного периода металл содержал 0,05 % серы (таблица 12). Таким образом, необходимо удалить

$$0,050 - 0,010 = 0,040 \% S.$$

Это количество соответствует

$$G_s = \frac{G_{мет} \cdot \%S}{100} = \frac{97,339 \cdot 0,04}{100} = 0,039 \text{ кг.} \quad (31)$$

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

$$n_s = \frac{(S)}{[S]} = 40. \quad (32)$$

Шлак должен содержать серы

$$(S) = n_s \cdot [S] = 40 \cdot 0,010 = 0,40 \%. \quad (33)$$

Отсюда количество шлака периода доводки металла в АКОСе $\text{Ш}_{\text{в.п.}}$.

$$\text{Ш}_{\text{п.д.м}} = \frac{G_s}{(S)} \cdot 100\% = \frac{0,039}{0,40} \cdot 100 = 9,75 \text{ кг.} \quad (34)$$

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

$$G_{\text{FeO}} = \frac{\text{Ш}_{\text{в.п.}} \cdot (\text{FeO})_{\text{в.п.}}}{100} = \frac{9,75 \cdot 6}{100} = 0,585 \text{ кг.} \quad (35)$$

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

$$G_{\text{шл. см.}} = \text{Ш}_{\text{в.п.}} - G_{\text{FeO}} = 9,75 - 0,585 = 9,165 \text{ кг.} \quad (36)$$

Следовательно, в шлаковой смеси содержится

$$G_{\text{изв.}} = \frac{G_{\text{шл. см.}} \cdot 5}{7} = \frac{9,165 \cdot 5}{7} = 6,55 \text{ кг,}$$

$$G_{\text{шам.}} = \frac{G_{\text{шл. см.}}}{7} = \frac{9,75}{7} = 1,39 \text{ кг,}$$

$$G_{\text{пл. шп.}} = \frac{G_{\text{шл. см.}}}{7} = \frac{9,75}{7} = 1,39 \text{ кг.}$$

2.2.13 Определение состава шлака периода доводки металла в АКОСе

При определении состава шлака периода доводки металла в АКОСе учитываем только основные составляющие, вносимые шлакообразующими.

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

Таблица 24 – Приближенный состав и количество шлака периода в АКОСе

Источники поступления	Количество, кг	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Известь	6,55	6,03	0,16		0,22			0,07	
Шамот	1,39		0,88					0,49	
Плавиковый Шпат	1,39		0,056			1,32			
Окисление воздухом	0,585			0,585					
Поступает при десульфурации							0,039		
Итого		6,03	1,096	0,585	0,22	1,32	0,039	0,56	9,85
Состав, %		61,22	11,13	5,94	2,23	13,4	0,396	5,69	100,0

2.2.14 Определение количества раскислителей и легирующих

Потребность в раскислителях и легирующих определяется по формуле

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

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

$[\text{Mn}]_{\text{к.о.п.}}$ – содержание легирующего элемента в металле в конце окислительного периода, % (см. табл. 20);

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

η – коэффициент усвоения легирующего элемента из данного ферросплава.

В излагаемом расчете принимаем, что осадочное раскисление проводим силикомарганцем марки СМн–17, диффузионное раскисление осуществляем порошком ферросилиция марки ФС–75 и порошком кокса, а

окончательное раскисление осуществляется алюминием. Используя выражение (32), определяем необходимое количество силикомарганца из расчета получения в готовом металле $[Mn]_{Г.М.} = 0,65$. Вес металла $G_{мет}$ условно принимаем равным весу металла в конце окислительного периода (таблица 12). Принимаем $Mn_{CMn} = 70,0 \%$ (таблица 15), $\eta_{Mn} = 97,0$ (таблица 16).

$$G_{CMn20} = \frac{G_{мет} ([Mn]_{Г.М.} - [Mn]_{К.О.П.})}{[Mn]_{CMn} \cdot \eta_{Mn}} \cdot 100 = \frac{97,339 \cdot (0,65 - 0,275)}{70 \cdot 97} \cdot 100 = 0,538. \quad (38)$$

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

Определяем содержание кремния в металле, внесенного полученным количеством силикомарганца, принимаем $Si_{CMn-17} = 24 \%$ (таблица 15):

$$[Si]_{мет} = \frac{G_{CMn20} \cdot [Si]_{CMn20} \cdot \eta_{Si}}{G_{мет} \cdot 100} = \frac{0,538 \cdot 24 \cdot 70}{97,339 \cdot 100} = 0,093\%. \quad (39)$$

Определяем количество феррохрома марки ФХ–800, необходимого для легирования металла хромом из расчета получения в готовом металле $[Cr]_{Г.М.} = 0,75 \%$. Принимаем $Cr_{ФХ-800} = 70,0 \%$ (таблица 15).

$$G_{ФХ800} = \frac{G_{мет} ([Cr]_{Г.М.} - [Cr]_{К.О.П.})}{[Cr]_{ФХ800} \cdot \eta_{Cr}} \cdot 100 = \frac{97,339 \cdot (0,75 - 0)}{70 \cdot 98} \cdot 100 = 1,065 \text{ кг}. \quad (40)$$

Феррохром вносит в металл некоторое количество кремния. Принимаем $[Si]_{ФХ-800} = 1,8 \%$, условно принимаем $\eta_{Si} = 70 \%$. Определяем полученное в металле содержание кремния при присадке феррохрома.

$$[Si]_{мет.} = \frac{G_{ФХ800} \cdot [Si]_{ФХ-800} \cdot \eta_{Si}}{G_{мет} \cdot 100} = \frac{1,065 \cdot 1,8 \cdot 70}{97,339 \cdot 100} = 0,014 \%. \quad (41)$$

Таким образом, силикомарганец и феррохром внесут в металл кремния $[\Sigma Si]_{мет.} = 0,093 + 0,014 = 0,107 \%$.

Расход порошкообразного ферросилиция определяем, исходя из получения в готовом металле $[Si]_{Г.М.} = 0,95 \%$. При этом принимаем $Si_{ФС-75} = 75 \%$ (таблица 13), $\eta_{Si} = 50 \%$, т.е. 50 % кремния ферросилиция расходуется на раскисление (диффузионное), 50 % кремния – на легирование металла.

$$G_{ФС75} = \frac{G_{мет} \cdot ([Si]_{Г.М.} - [\Sigma Si]_{мет})}{Si_{ФС75} \cdot \eta_{Si}} \cdot 100 = \frac{97,339 \cdot (0,95 - 0,107)}{75 \cdot 50} \cdot 100 = 2,189. \quad (42)$$

Необходимое количество кокса.

$$G_k = g_k \cdot G_{мет} = \frac{1,0 \cdot 97,339}{1000} = 0,097 \text{ кг}. \quad (43)$$

Таблице 25 – Раскисление шлака коксом и ферросилицием

Реакция	Расход раскислителя, кг	Восстанавливается закиси железа, кг	Переходит в металл и остается в шлаке при раскислении, кг
$(FeO) + C_k = [Fe] + \{CO\}$	$G_C = \frac{G_k \cdot [C]_k \cdot K_C^*}{100 \cdot 100} = \frac{0,097 \cdot 82 \cdot 30}{100 \cdot 100} = 0,024$	$G_{FeO}^C = \frac{G_C \cdot M_{FeO}}{M_C} = 0,024 \cdot \frac{72}{12} = 0,14$	$G_{Fe}^C = \frac{G_C \cdot M_{Fe}}{M_C} = 0,024 \cdot \frac{56}{12} = 0,112$
$2(FeO) + Si_{ФС} = 2[Fe] + (SiO)_2$	$G_{Si} = \frac{G_{ФС75} \cdot Si_{ФС75} \cdot \eta_{Si} \cdot K_{Si}^{**}}{100 \cdot 100 \cdot 100} = \frac{2,189 \cdot 75 \cdot 50 \cdot 30}{100 \cdot 100 \cdot 100} = 0,246$	$G_{FeO}^{Si} = \frac{G_C \cdot M_{FeO}}{M_{Si}} = \frac{0,246 \cdot 144}{28} = 1,265$	$G_{Fe}^{Si} = \frac{G_{Si} \cdot 2M_{Fe}}{M_{Si}} = 0,246 \cdot \frac{112}{28} = 0,984$
		$\Sigma FeO = 1,405$	$\Sigma Fe = 1,096$
			$G_{SiO_2} = \frac{G_{Si} \cdot M_{SiO_2}}{M_{Si}} = 0,246 \cdot \frac{60}{28} = 0,527$

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

По практическим данным в ковш с металлом вводят алюминий в количестве 0,5–0,6 кг/т для среднеуглеродистых сталей и 0,7–0,8 кг/т при выплавке малоуглеродистых сталей.

Таблица 26 – Уточненный состав шлака периода доводки металла а АКОСе

Источники поступления	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Предварительный состав шлака (табл.11)	6,03	1,096	0,585	0,22	1,32	0,039	0,56	9,85
Образовались из шлака			1,405					
Образовалось в шлаке		0,527						
Итого	6,03	1,623	1,99	0,22	1,32	0,039	0,56	11,782
Состав, %	55,927	15,053	9,182	2,04	12,243	0,362	5,194	100,0

В нашем случае принимаем расход алюминия (g_{Al}) равным 0,75 кг/т.

$$G_{Al} = g_{Al} \cdot G_{мет} = \frac{0,75 \cdot 97,339}{1000} = 0,073 \text{ кг.}$$

Таблица 27 – Количество элементов, вносимых ферросплавами

Наименование ферросплава	Si	Mn	Cr	Fe
Силико-марганец СМн-17	$\frac{G_{CMн} \cdot [Si]_{CMн} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} = \frac{0,538 \cdot 24 \cdot 70}{100 \cdot 100} = 0,09$	$\frac{G_{CMн} \cdot [Mn]_{CMн} \cdot \eta_{Mn}}{100 \cdot 100} = \frac{0,538 \cdot 65 \cdot 97}{100 \cdot 100} = 0,339$	—	$\frac{G_{CMн} \cdot [Fe]_{CMн}}{100} = \frac{0,538 \cdot 10,07}{100} = 0,054$
Ферро-силиций ФС-75	$\frac{G_{ФС} \cdot [Si]_{ФС} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} = \frac{2,189 \cdot 75 \cdot 50}{100 \cdot 100} = 0,821$	Не учитываем	—	$\frac{G_{ФС} \cdot [Fe]_{ФС}}{100} = \frac{2,189 \cdot 24,13}{100} = 0,528$
Феррохром ФХ-800	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Si]_{ФХ} \cdot \eta_{Si}}{100 \cdot 100} = \frac{1,065 \cdot 1,8 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 0,012$	—	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Cr]_{ФХ} \cdot \eta_{Cr}}{100 \cdot 100} = \frac{1,065 \cdot 70 \cdot 98}{100 \cdot 100} = 0,731$	$\frac{G_{ФХ} \cdot [Fe]_{ФХ}}{100} = \frac{1,065 \cdot 20,01}{100} = 0,214$
	0,923 кг	0,339 кг	0,73 кг	0,796 кг

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

2.2.15 Определение состава готового металла

При расчете шихтовки по углероду было определено, что $\Delta C_{\text{в.п.}} = 0,114 \%$, что соответствует

$$G_{\text{с.п.}} = \frac{G_{\text{мет}} \cdot \Delta C_{\text{в.п.}}}{100} = \frac{97,339 \cdot 0,114}{100} = 0,111 \text{ кг.} \quad (44)$$

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



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

$$G_{\text{Fe}} = \frac{G_{\text{FeO}} \cdot M_{\text{Fe}}}{M_{\text{FeO}}} = \frac{0,585 \cdot 56}{72} = 0,46 \quad (46)$$

2.2.16 Определение расхода шихтовых материалов на 1 т стали

Расход шихтовых материалов определяется

$$g_{\text{ш.м.}} = \frac{G_{\text{ш.м.}} \cdot 1000}{G_{\text{г.м.}}}, \quad (47)$$

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

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

Металлический лом	$\frac{98,767 \cdot 1000}{99,613} = 991,5 \text{ кг.}$
-------------------	--

Кокс	$\frac{(0,383 + 0,097) \cdot 1000}{99,613} = 4,82 \text{ кг.}$
------	--

Известь	$\frac{(1,985 + 6,55) \cdot 1000}{99,613} = 85,7 \text{ кг.}$
---------	---

Кварцит	$\frac{0,384 \cdot 1000}{99,613} = 3,85 \text{ кг.}$
Шамот	$\frac{1,39 \cdot 1000}{99,613} = 13,954 \text{ кг.}$
Плавиковый шпат	$\frac{1,39 \cdot 1000}{99,613} = 13,954 \text{ кг.}$
Никель	$\frac{0,35 \cdot 1000}{99,613} = 3,514 \text{ кг.}$
Медь	$\frac{0,5 \cdot 1000}{99,613} = 5,019 \text{ кг.}$
Газообразный технический кислород	
	$\frac{1,755 \cdot 1000}{99,613} = 17,618 \text{ кг.}$
Железная руда	$\frac{1,905 \cdot 1000}{99,613} = 19,124 \text{ кг.}$
Силикомарганец	$\frac{0,538 \cdot 1000}{99,613} = 5,4 \text{ кг.}$
Ферросилиций	$\frac{2,189 \cdot 1000}{99,613} = 21,975 \text{ кг.}$
Феррохром	$\frac{1,065 \cdot 1000}{99,613} = 16,112 \text{ кг.}$
Алюминий	$\frac{0,073 \cdot 1000}{99,613} = 0,733 \text{ кг.}$

Таблица 28 - Химический состав готового металла, %

Источник Поступления	Элемент									
	C	Si	Mn	Ni	P	Cu	Cr	S	Fe	Σ
Количество элементов в конце окислительного периода, кг	0,007	0	0,257	0,350	0,015	0,50	–	0,0503	95,576	
Внесено элементов ферросплавами, кг	0,111	0,923	0,339	–	–	–	0,73	–	0,796 1,096	
Удалено в восстановительный период, кг	–	–	–	–	–	–	–	0,04	0,460	
Итого; кг	0,118	0,923	0,596	0,350	0,015	0,50	0,73	0,01	95,741	99,613
%	1,88	0,93	0,60	0,35	0,02	0,50	0,73	0,01	96,11	100

2.3 Расчёт оборудования печного пролёта

2.3.1 Расчёт количества ДСП

$$n_{\text{п}} = \frac{100 \cdot \Pi_{\text{ц}} \cdot T}{24 \cdot \Phi \cdot M \cdot B}, \quad (48)$$

где $\Pi_{\text{ц}}$ – готовая производительность цеха, т;

T – средняя продолжительность плавки, ч;

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

M – масса одной плавки по жидкому металлу, т;

B – выход годного металла по цеху, %.

Средняя продолжительность плавки (T) складывается из следующих стадий:

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

где $t_{\text{зав}}$ – продолжительность заправки печи, мин. $t_{\text{зап}}$ определяется степенью разрушения футеровки подины, откосов, стен на предыдущей плавке. Для печей, работающих одношлаковым процессом 2,5 мин;

$t_{\text{зав}}$ – продолжительность завалки шихты, мин. $t_{\text{зав}}$ определяется скоростными характеристиками режимов печи, загрузочного крана и организации работы (печь не должна ждать бадью с шихтой). Принимаем $t_{\text{зав}} = 4$ минут.

$t_{\text{эл}}$ – продолжительность операций по наращиванию электродов. Принимаем $t_{\text{эл}} = 4$ мин;

$t_{\text{распл}}$ – продолжительность расплавления. Продолжительность расплавления складывается из времени расплавления шихты при включённой печи ($t_{\text{вкл}}$) и времени необходимого для технологических операций, выполняемых при включенной печи ($t_{\text{выкл}}$).

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

Продолжительность расплавления при включенной печи рассчитывается по формуле:

$$\tau_{\text{вкл}} = \frac{W_{\text{эл}} \cdot \eta_{\text{эл}} \cdot \eta_{\text{ит}} + P_{\text{пот}} \cdot \tau_{\text{выкл}}}{P_{\text{ср}} \cdot \eta_{\text{эл}} \cdot \frac{B}{G} + W_{\text{к}} + W_{\text{ткг}} - P_{\text{пот}}},$$

(50)

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

$\eta_{\text{эл}}$ – электрический коэффициент полезного действия печной установки $\eta_{\text{эл}} = 0,94$;

$\eta_{\text{т}}$ – коэффициент, учитывающий полноту использования тепловой энергии на нагрев, плавление и перегрев над ликвидусом металла и шлака. Принимаем $\eta_{\text{т}} = 0,815$;

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

$P_{\text{ср}}$ – средняя, активная мощность, подаваемая в печь при расплавлении, мВт.

$$P_{\text{ср}} = 0,85 \cdot S, \quad (51)$$

где S – мощность трансформатора, МВт. Принимаем $S = 95$ МВт;

$$P_{\text{ср}} = 0,85 \cdot 95 = 80,75 \text{ МВт};$$

$$P_{\text{ср}} = 80,75 \cdot 3600 = 290700 \text{ МДж};$$

G – масса жидкого металла, т. $G = 100$ т;

B – выход годного металла по цеху, т. $B = 0,91$ т;

W_k – энергия, выделяющаяся при окислении шихты газообразным кислородом, МДж/т. Так как мы не используем продувку металла кислородом, то $W_k = 250$ МДж/т;

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

$$\tau_{\text{вкл}} = \frac{1368 \cdot 0,94 \cdot 0,815 + 190 \cdot 0,083}{\frac{290700 \cdot 0,94 \cdot 0,91}{100} + 250 + 280 - 190} = 23 \text{ мин};$$

$$\tau_{\text{распл}} = 23 + 5 = 28 \text{ мин.}$$

$\tau_{\text{ок}}$ – продолжительность окислительного периода, мин. Принимаем $\tau_{\text{ок}} = 15$ мин;

$\tau_{\text{вып}}$ – продолжительность выпуска металла из печи, мин. Принимаем 2,5 мин.

$$T = 4 + 3 + 3 + 27 + 15 + 2,5 = 54,5 \text{ мин.}$$

Фонд времени работы печи равен 313 суток.

Отсюда количество печей составит

$$n_{\text{п}} = \frac{100 \cdot 1500000 \cdot 0,91}{24 \cdot 313 \cdot 100 \cdot 91} = 1,99 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_{\text{п}} = 2$ печь.

2.3.2 Расчет количества кранов печного пролета

Грузоподъёмность кранов, обеспечивающих работу печного пролёта равна 180/63/20 т. Расчет количества кранов проводится по формуле:

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

где Z – количество плавов в цехе за сутки, шт;

T – задолженность крана на одну усредненную плавку, мин;

1440 – количество минут в сутках;

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

Среднее количество плавков в сутки по цеху равно

$$Z = \frac{1500000}{0,91 \cdot 100 \cdot 313} = 52,66 \text{ шт},$$

где 1500000 – производительность цеха в год;

0,91 – выход годного;

100 т – масса горячих заготовок на плавке;

313 – годовой фонд рабочего времени печи.

Количество кранов печного пролета n определяется из соотношения:

$$n = \frac{Z \cdot T_{\text{кр}} \cdot K}{1440 \cdot \eta}, \quad (53)$$

где Z – количество плавков в цехе за сутки, шт;

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

1440 – количество минут в сутках;

η – коэффициент использования крана, по нормам ГИПРОМЕЗА, принимаем ($\eta = 0,8$);

K – коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей, принимаем ($K = 1,1$).

Задолженность крана печного пролёта складывается из продолжительности следующих видов работ:

t_1 – подача заправочной машины к печи (2 мин.);

t_2 – заправка печи (2,5 мин.);

t_3 – возврат заправочной машины (2 мин.);

t_4 – подъём двух гружённых бадей со скраповоза и подача их к печи (4 мин);

t_5 – разгрузка двух бадей в печь (4 мин.);

t_6 – подача двух бадей после завалки и подвалки к проёму рабочей площадки и установка их на скраповозы (5 мин.);

t_7 – подача новых электродов на печь и замена старых (4 мин.);

t_8 – перепуск электродов (4 мин.);

t_9 – подача инструмента для ремонта (4 мин.);

t_{10} – ремонты и осмотры (2,8 мин.).

Общая продолжительность учтённых крановых работ составляет:

$$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8 + t_9 + t_{10} = 2 + 2,5 + 2 + 4 + 4 + 5 + 4 + 4 + 4 + 2,8 = 34,3 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтённых работ составляет 10 % от учтённых, т.е.

$$T_2 = 0,1 \cdot 34,3 = 3,43 \text{ мин.}$$

Общая задолженность крана на одну плавку составит

$$T_{\text{кр}} = T_1 + T_2 = 34,3 + 3,43 = 37,73 \text{ мин.}$$

Таким образом, количество кранов печного пролёта составит

$$n = \frac{52,66 \cdot 37,73 \cdot 1,1}{1440 \cdot 0,8} = 1,89 \text{ шт.}$$

Принимаем $n = 2$ крана.

2.3.3 Расчет количества шлаковых чаш

При определении количества шлаковых чаш в цехе принимается, что, во-первых, замена чаш над печами производится после каждой плавки, независимо от степени заполнения ее шлаком, во-вторых, предусматриваются две резервные чаши. Чаши отправляются в шлаковое отделение после заполнения не более 80 % их номинального объема.

Расчет проводим по формуле:

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

где Z – количество печей в цехе, (2 шт);

N – количество выпусков по цеху в сутки, (52,66 пл);

$\tau_{об}$ – продолжительность оборота чаш в шлаковое отделение, (1 ч);

$M_{ш}$ – масса шлака в сталеразливочном ковше, (11 т);

ρ – плотность шлака, (3 т/м³);

V – номинальный объем шлаковой чаши, (14 м³);

K – коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей, (1,1);

A – допустимая степень заполнения чаш (80).

$$n = \left(3 + \frac{52,66 \cdot 1}{24} \right) \cdot 1,1 + \frac{52,66 \cdot 11 \cdot 1}{24 \cdot 3 \cdot 14 \cdot 80} + 2 = 7,72.$$

Принимаем $n = 8$ чаш.

2.3.4 Расчет количества бункеров для сыпучих

Запас сыпучих материалов хранится в стационарных бункерах объёмом 30 м³, установленных над рабочей площадкой в специальном бункерном пролёте.

Объём бункеров для хранения сыпучих материалов определяется по следующей формуле:

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

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

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

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

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

Таблица 29 – Насыпная масса и нормы запаса материалов

Наименование материала	Насыпная масса, т/м ³	Нормы запаса, сутки
Железная руда	2,7	2
Известь	0,8	2

Продолжительность таблицы 29

Кокс	0,5	2
Феррохром	3,0	3
Силикомарганец	2,5	3
Ферросилиций ФС75	1,5	3
Плавиновый шпат	1,7	2
Шамот	0,5	3
Кварцит	2	3

$$A_i = a_i \cdot G \cdot N,$$

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

G – вместимость печи, т;

N – количество плавов по цеху за сутки, шт.

Количество бункеров под i -тый материал равно

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

где V_6 – объем одного бункера, (30 м³).

Общее количество бункеров бункерном пролете определяется:

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

где V_i – объем бункеров под i – ый материал;

n – количество наименований сыпучих материалов.

Железной руды

$$A = 19,124 \cdot 52,66 \cdot 100 = 100,7 \text{ т/сутки},$$

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

$$n = \frac{93,2}{30} = 4 \text{ шт.}$$

Кокса

$$A = 4,82 \cdot 52,66 \cdot 100 = 25,4 \text{ т/сутки},$$

$$V = \frac{25,4 \cdot 2}{0,5 \cdot 0,8} = 122,5 \text{ м}^3,$$

$$n = \frac{122,5}{30} = 4 \text{ шт.}$$

Феррохрома

$$A = 16,112 \cdot 52,66 \cdot 100 = 84,8 \text{ т/сутки},$$

$$V = \frac{84,8 \cdot 3}{3 \cdot 0,8} = 106 \text{ м}^3,$$

$$n = \frac{106}{30} = 4 \text{ шт.}$$

Силикомарганца

$$A = 5,4 \cdot 52,66 \cdot 100 = 28,4 \text{ т/сутки},$$

$$V = \frac{28,4 \cdot 3}{2,5 \cdot 0,8} = 42,7 \text{ м}^3,$$

$$n = \frac{42,7}{30} = 2 \text{ шт.}$$

Ферросилиция ФС–75

$$A = 21,97 \cdot 52,66 \cdot 100 = 115,7 \text{ т/сутки},$$

$$V = \frac{115,7 \cdot 3}{1,5 \cdot 0,8} = 289,2 \text{ м}^3,$$

$$n = \frac{289,2}{30} = 10 \text{ шт.}$$

Известь

$$A = 85,7 \cdot 52,66 \cdot 100 = 451,3 \text{ т/сутки},$$

$$V = \frac{451 \cdot 2}{0,8 \cdot 0,8} = 1410,3 \text{ м}^3,$$

$$n = \frac{1410,3}{30} = 12 \text{ шт.}$$

Плавиковый шпат

$$A = 13,95 \cdot 52,66 \cdot 100 = 73,4 \text{ т/сутки},$$

$$V = \frac{73,4 \cdot 2}{1,7 \cdot 0,8} = 108 \text{ м}^3,$$

$$n = \frac{108}{30} = 4 \text{ шт.}$$

Кварцит

$$A = 3,85 \cdot 52,66 \cdot 100 = 20,3 \text{ т/сутки},$$

$$V = \frac{20,3 \cdot 3}{2 \cdot 0,8} = 38,1,$$

$$n = \frac{38,1}{30} = 2 \text{ шт.}$$

Шамот

$$A = 13,95 \cdot 52,66 \cdot 100 = 73,4 \text{ т/сут},$$

$$V = \frac{73,4 \cdot 3}{0,5 \cdot 0,8} = 550,9 \text{ м}^3,$$

$$n = \frac{550,9}{30} = 19 \text{ шт.}$$

Общее количество бункеров в бункерном пролёте составит:

$$V_6 = 60 \text{ шт.}$$

2.3.5 Расчет количества агрегатов для внепечной обработки

2.3.6 Расчёт количества АКОСов

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

$$n = \frac{Z \cdot T}{1440}, \quad (58)$$

где Z – максимальное количество плавов за сутки, обрабатываемых на рассчитываемом агрегате, шт;

T – задолженность агрегата на одну плавку, мин;

1440 – число минут в сутках.

Задолженность АКОСа на плавку складывается из продолжительности следующих операций:

- ожидание сталеразливочного ковша с плавкой, включая перестановку ковша и подачу сталевого агрегата – 9 мин;
- продувка аргоном для усреднения ванны – 3 мин;
- отбор пробы металла, замер температуры, ожидание анализа – 9 мин;
- присадка ферросплавов, вдувание порошков, подогрев расплава – 19 мин;
- ожидание передачи ковша на МНЛЗ – 9 мин.

Общая продолжительность учтённых работ составляет

$$T_1 = 9 + 3 + 9 + 19 + 9 = 49 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ принимаем равным 10 % от учтенных. Получаем

$$T_2 = 49 \cdot 0,1 = 4,9 \text{ мин.}$$

Общая задолженность на одну плавку составит

$$T = T_1 + T_2 = 49 + 4,9 = 53,9 \text{ мин.}$$

Определяем количество АКОСов

$$n = \frac{52,66 \cdot 53,9}{1440} = 1,97.$$

Принимаем $n = 2$ агрегата.

2.3.7 Расчёт количества вакуум-камер

Расчёт количества вакуум-камер выполняется по формуле,

$$n = \frac{Z \cdot T}{1440}, \quad (59)$$

где Z – количество плавов за сутки;

T – задолженность агрегата на одну плавку.

Задолженность агрегата на одну плавку складывается из продолжительности следующих операций;

- ожидание сталеразливочного ковша с плавкой, включающую подачу ковша сталевозом под установку, 10 мин;
- обработка металла вакуумом до 30 мин;
- выдача ковша из-под установки, ожидание передачи на МНЛЗ, 10 мин.

Общая продолжительность учтённых работ составляет

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

Продолжительность неучтенных работ принимаем равным 10 % от учтенных. Получаем:

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

Общая задолженность на одну плавку составит

$$T = 50 + 5 = 55 \text{ мин.}$$

Тогда количество вакуум-камер будет равно

$$n = \frac{26,33 \cdot 55}{1440} = 1.$$

Принимаем $n = 1$ вакуум-камеру.

2.3.8 Расчёт количества основного оборудования для разливки стали

2.3.9 Определение производительности и основных параметров МНЛЗ

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

$$P = \frac{1440 \cdot M}{n \cdot T_1 + T_2} \cdot n \cdot K_b \cdot \Phi, \quad (60)$$

где M – масса одной плавки, 100 т;

n – число плавков в серии “плавка на плавку” (3);

T_1 – продолжительность разливки одной плавки, мин;

T_2 – продолжительность подготовки машины к приему следующей серии плавов, мин;

K_B – выход годных литых заготовок;

Φ – фонд времени работы МНЛЗ, (330 сут/год).

Выход годных заготовок (K_B) представляет собой отношение массы годных литых заготовок к массе разлитого жидкого металла:

$$K_B = \frac{(M - \Pi)}{M}, \quad (61)$$

где Π – отходы металла при разливке, образующиеся за счет головной и хвостовой обрезе, скрапа в промковше, теперь при газорезке слитка на мерные заготовки, окисления поверхности слитка и, наконец, за счет аварийного скрапа.

Для примера определим выход годных заготовок при разливке плавки массой 100 т на четырех ручьевой машине, отливающей заготовки бруса сечением 300×300 мм.

Длина головной обрезе на один ручей принимаем равной 300 мм, тогда масса головной обрезе на плавку составит: $0,3 \cdot 4 \cdot 700 = 840$ кг.

Здесь 700 – масса (кг) погонного метра заготовки.

Длину хвостовой обрезе с учетом усадки металла в конце кристаллизации применяем равной 700 мм, тогда масса хвостовой обрезе на одну плавку составит: $0,7 \cdot 4 \cdot 700 = 1960$ кг.

Скрап в промковше рассчитываем из условия его образования в количестве 2 кг/т жид. В таком случае масса скрапа равна $2 \cdot 100 = 200$ кг.

Потери на газорезку рассчитываем, приняв толщину реза 10 мм, при этом потери металла на шлак при длине мерной заготовки, скажем, 2 м составят 0,5 %, масса металла в шлаке составит: $100000 \cdot 0,5 / 100 = 500$ кг.

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

$$5 \cdot 100 = 500 \text{ кг.}$$

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

$$2 \cdot 100 = 200 \text{ кг.}$$

Общая масса отходов составит:

$$840 + 1960 + 200 + 500 + 500 + 200 = 4200 \text{ кг} = 4,2 \text{ т.}$$

Выход годного: $(100 - 4,2) / 100 = 0,958 \text{ т.}$ или 95,8 %.

Продолжительность разливки одной плавки оценивается по формуле:

$$T_1 = \frac{1000 \cdot M}{V \cdot n_p \cdot m \cdot K_p} \text{ мин,} \quad (62)$$

где M – масса плавки, (100 т);

V – нормальная скорость разливки, (0,73 м/мин);

n_p – количество ручьев, (4);

m – масса погонного метра заготовки, (700 кг);

K_p – коэффициент, учитывающий непредвиденные потери времени при розливе, (0,9).

Скорость разливки определяет как производительность машины, так и качество заготовок. Определяем по формуле:

$$V = \frac{K \cdot \left(1 + \frac{a}{b}\right)}{b}, \quad (63)$$

где K – коэффициент, величина которого зависит от марки стали и вида литых заготовок, $K = 0,14$.

Выход годных заготовок составит 0,9.

$$V = \frac{0,14 \cdot \left(1 + \frac{0,3}{0,3}\right)}{0,3} = 0,93 \text{ м/мин,}$$

$$T_1 = \frac{1000 \cdot 100}{0,93 \cdot 4 \cdot 700 \cdot 0,9} = 42,7 \text{ мин.}$$

Данная продолжительность меньше максимальной 75 мин.

Годовая производительность МНЛЗ будет равна

$$P = \frac{1440 \cdot 100}{4 \cdot 42,7 + 55} \cdot 4 \cdot 0,958 \cdot 330 = 806451 \text{ т/год.}$$

Количество МНЛЗ рассчитывается из соотношения:

$$n = \frac{Q_c}{P}, \quad (64)$$

где n – количество МНЛЗ, шт;

Q_c – годовая производительность цеха, т/год;

P – производительность МНЛЗ, т/год.

$$n = \frac{7500000}{806451} = 0,93 \text{ шт.}$$

Принимаем $n = 1$ МНЛЗ.

Для примера определим выход годных заготовок при разливке плавки массой 100 т на двух ручьевой машине, отливающей заготовки сляба сечением 250×900 мм.

Длина головной обрезки на один ручей принимаем равной 300 мм, тогда масса головной обрезки на плавку составит: $0,3 \cdot 2 \cdot 1770 = 1062$ кг.

Здесь 1770 – масса (кг) погонного метра заготовки.

Длину хвостовой обрезки с учетом усадки металла в конце кристаллизации применяем равной 700 мм, тогда масса хвостовой обрезки на одну плавку составит: $0,7 \cdot 2 \cdot 1770 = 2478$ кг.

Скрап в промковше рассчитываем из условия его образования в количестве 2 кг/т. В таком случае масса скрапа равна $2 \cdot 100 = 200$ кг.

Потери на газорезку рассчитываем, приняв толщину реза 10 мм, при этом потери металла на шлам при длине мерной заготовки, скажем, 2 м составят 0,5 %, масса металла в шламе составит: $100000 \cdot 0,5 / 100 = 500$ кг.

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

$$5 \cdot 100 = 500 \text{ кг.}$$

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

$$2 \cdot 100 = 200 \text{ кг.}$$

Общая масса отходов составит:

$$1062 + 2478 + 200 + 500 + 500 + 200 = 4940 \text{ кг} = 4,94 \text{ т.}$$

Выход годного: $(100 - 4,94) / 100 = 0,95 \text{ т.}$ или 95 %.

Продолжительность разливки одной плавки оценивается по формуле:

$$T_1 = \frac{1000 \cdot M}{V \cdot n_p \cdot m \cdot K_p} \text{ мин,} \quad (65)$$

где M – масса плавки, (100 т);

V – нормальная скорость разливки, (0,73 м/мин);

n_p – количество ручьев, (2);

m – масса погонного метра заготовки, (1770 кг);

K_p – коэффициент, учитывающий непредвиденные потери времени при розливе, (0,9).

Скорость разливки определяет как производительность машины, так и качество заготовок. Определяем по формуле:

$$V = \frac{K \cdot \left(1 + \frac{a}{b}\right)}{b}, \quad (66)$$

где K – коэффициент, величина которого зависит от марки стали и вида литых заготовок, $K = 0,5$;

Выход годных заготовок составит 0,9.

$$V = \frac{0,5 \cdot \left(1 + \frac{0,25}{0,9}\right)}{0,9} = 0,710 \text{ м/мин,}$$

$$T_1 = \frac{1000 \cdot 100}{0,710 \cdot 2 \cdot 1770 \cdot 0,9} = 44 \text{ мин.}$$

Данная продолжительность меньше максимальной 75 мин.

Годовая производительность МНЛЗ будет равна

$$P = \frac{1440 \cdot 100}{4 \cdot 44 + 55} \cdot 4 \cdot 0,95 \cdot 320 = 758026 \text{ т/год;}$$

Количество МНЛЗ рассчитывается из соотношения:

$$n = \frac{Q_c}{P}, \quad (67)$$

где n – количество МНЛЗ, шт;

Q_c – годовая производительность цеха, т/год;

P – производительность МНЛЗ, т/год.

$$n = \frac{7500000}{758025} = 0,98 \text{ шт.}$$

Принимаем $n = 1$ МНЛЗ.

2.3.10 Расчет количества сталеразливочных ковшей

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

$$n = \frac{Z \cdot T_1}{1440} + \frac{Z \cdot T_2}{24 \cdot m} + 2, \quad (68)$$

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

T_1 – задолженность ковша на одну плавку, мин;

T_2 – продолжительность холодного ремонта, включая ломку футеровки, ее кладку и сушку, час;

m – средняя стойкость рабочей футеровки.

Задолженность ковша на плавку складывается из следующих операций:

- передача ковша со стенда для сушки на сталевоз – 5 мин;
- ожидание выпуска плавки – 5 мин;
- выпуск плавки – 2,5 мин;
- подача ковша с металлом на установку для внепечной обработки – 5 мин;
- внепечная обработка – 53 мин;
- передача ковша на МНЛЗ – 4 мин;
- разливка металла – 36 мин;

$$T_1 = 5 + 5 + 2,5 + 5 + 49 + 4 + 36,24 = 106,74 \text{ мин}$$

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

- слив шлака из ковша – 6 мин;
- охлаждение ковша – 100 мин;
- текущий ремонт ковша – 40 мин;
- установка шиберного затвора – 15 мин;
- сушка ковша – 60 мин.

$$T_2 = 6 + 100 + 36 + 15 + 60 = 217 \text{ минут.}$$

T_2 – продолжительность холодного ремонта, включая ломку футеровки её кладку и сушку.

$$n = \frac{52,66 \cdot 106,74}{1440} + \frac{52,66 \cdot 217}{24 \cdot 40} + 2 = 17,8 \text{ шт.}$$

Принимаем $n = 18$ сталеразливочных ковшей.

2.3.11 Расчет количества промежуточных ковшей

Количество промежуточных ковшей определяется по формуле:

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

где T – продолжительность ремонта футеровки ковша, ч;
 Z – количество плавов разливаемых на МНЛЗ в сутки, шт;
 C – стойкость промежуточного ковша, $C = 12$.

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8 + t_9 + t_{10};$$

Продолжительность подготовки промежуточного ковша складывается из следующих операций:

- смена ковша на МНЛЗ – 4 мин;
- охлаждение футеровки – 190 мин;

- выдавливание стаканчиков – 30 мин;
- ломка футеровки – 30 мин;
- кладка арматурного слоя футеровки – 60 мин;
- выполнение наливной (или кладка кирпичной) футеровки – 360 мин;
- установка гнездового кирпича, сталеразливочных стаканчиков, стопоров – 60 мин;
- разогрев футеровки – 190 мин;
- крановые операции по перестановке и транспортировке ковша – 25 мин;
- сушка футеровки – 840 мин.

Получаем:

$$T = 4 + 190 + 30 + 30 + 60 + 360 + 840 + 180 + 25 + 60 = 1789 \text{ мин} = 29,82$$

ч.

Следовательно, количество промежуточных ковшей будет равно

$$n = \frac{29,82 \cdot 52,66}{24 \cdot 12} + 1 = 6,452 \text{ шт.}$$

Принимаем $n = 7$ ковшей.

2.3.12 Расчет количества стенов для сушки промежуточных ковшей

Количество стенов определяется по формуле:

$$n_c = \frac{T \cdot Z}{24 \cdot C_t}, \quad (70)$$

где Z – количество плавов в цехе за сутки, шт;

T – время сушки ковша на стенде, (14 ч);

C_t – стойкость промежуточного ковша, 12 плавов.

$$n = \frac{14 \cdot 52,66}{24 \cdot 12} = 2,56 \text{ шт.}$$

Принимаем $n = 3$ стенов.

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

$$n_{л.ф.} = \frac{0,5 \cdot 52,66}{24 \cdot 12} = 0,09 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 стенд для ломки футеровки ковшей.

$$n_{кл.ф.} = \frac{4 \cdot 52,66}{24 \cdot 12} = 0,73 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 стенд для кладки футеровки ковшей.

$$n_{охл.} = \frac{3 \cdot 52,66}{24 \cdot 12} = 0,55 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 стенд для охлаждения футеровки ковшей.

2.3.13 Расчет количества кранов

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

$$n = \frac{Z \cdot T_{кр} \cdot K}{1440 \cdot \eta} a, \quad (71)$$

где Z – количество плавов в цехе за сутки, шт;

T – задолженность крана на одну усредненную плавку, мин;

1440 – количество минут в сутках;

η – коэффициент использования кранов ($\eta = 0,8$);

K – коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей ($K = 1,15$).

Задолженность крана состоит из операций:

- подъем ковша на сталевоз – 3 мин;
- установка ковша на стенд МНЛЗ – 5 мин;
- сьем ковша со стенда МНЛЗ – 4 мин;
- кантовка шлака – 3 мин;

- стенд для охлаждения – 4 мин;
- стенд для выдавливания стаканов – 3 мин;
- стенд подготовки к плавке – 4 мин;
- стенд для сушки – 5 мин;
- сталевоз – 4 мин;
- установка АКОС – 5 мин;
- вакуум-камера – 4 мин.

$$T = 3 + 5 + 4 + 3 + 3 + 4 + 3 + 5 + 4 + 5 + 4 = 43 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ 10 % от учтенных:

$$T_{\text{кр}} = 43 \cdot 1,1 = 47,3 \text{ мин};$$

$$n = \frac{52,66 \cdot 47,3 \cdot 1,15}{1440 \cdot 0,8} = 2,48.$$

Принимаем 3 крана.

2.3.14 Расчет количество автобадьевозов

Расчет количества автобадьевозов проводится по формуле:

$$C = \frac{N \cdot T}{1440}, \quad (72)$$

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

T – задолженность автобадьевозов на плавку, мин.

Продолжительность переезда автобадьевозов к проему в рабочей площадке и обратно:

$$T_1 = 2 \cdot B \cdot L / W, \quad (73)$$

где L – расстояние от ОПЛ до приема 1000 м;

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

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

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

Время на разгрузку содержимого бадьи в печь складывается:

- подъем бадьи (5 мин);
- доставка ее к печи (5 мин);
- разгрузка бадьи и отправка порожней бадьи на автобадьевоz (3 мин).

$$T_2 = 5 + 5 + 3 = 13 \text{ мин},$$

- время загрузки бадьи ОПЛ (5 мин).

Общая задолженность:

$$T_{\text{общ.}} = 16 + 13 + 5 = 34 \text{ мин.}$$

$$C = \frac{52,66 \cdot 34}{1440} = 1,24 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 автобадьевоза.

3 Результаты проведенного исследования

3.1 Технология выплавки, внепечной обработки и разливки стали 10ХСНД

Процесс плавки разделяется на 6 этапов:

- 1 – заправка печи (15 мин);
- 2 – завалка (5–10 мин);
- 3 – расплавление (40–50 мин);
- 4 – окислительный период (20 мин);
- 5 – выпуск стали (5 мин);
- 6 – период внепечной обработки (50 мин);
- 7 – разливка стали.

3.1 Заправка печи

Это кратковременный горячий ремонт футеровки печи после выпуска предыдущей плавки.

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

Сразу же после выпуска плавки печь необходимо очистить остатки металла и шлака. Систематическое накопление остатков шлака на подине приводит к её зарастанию и уменьшению объёма ванны, в результате чего уровень зеркала металла поднимается, а это затрудняет ведение процесса и увеличивает опасность прорыва металла через откосы или порог рабочего окна.

После удаления остатков металла и шлака повреждённые участки футеровки подины и откосов заправляют сухим магнезитовым порошком, а

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

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

3.2 Завалка

Завалку производят в 1–2 приема в течение 5–10 минут. Это необходимо для сохранения тепла, воспринятого футеровкой, в результате чего сокращается продолжительность плавления, уменьшения расхода электроэнергии и электродов, увеличения стойкости футеровки. В нашем случае завалка состоит из 991,5 кг металлического лома, 4,82 кг кокса и 3,51 кг никеля, 5,02 меди.

3.3 Расплавление

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

Большое тепловосприятие ванны в период плавления позволяет в этот период работать с максимальной мощностью и при максимальном напряжении на дуге. Поэтому в первые минуты печь включают с мощностью 80–90 %. Спустя 5 минут, после образования колодцев, дуги оказываются экранированными шихтой, что позволяет перейти к плавлению на максимальных напряжениях.

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

3.4 Окислительный период

Задачи окислительного периода:

а) Понижение содержания фосфора ниже допустимых пределов (0,015 % Р в металле необходимо получить).

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

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

г) Привести в ванну в стандартное по окисленности состояние.

Нагрев и выравнивание температуры металла осуществляется за счет кипения ванны. Температура стали в конце окислительного периода 1630 °С.

Для решения этих задач в течение всего окислительного периода в печь присаживают железную руду в количестве 19,12 кг для поддержания окисленности в шлаке $\text{FeO} = 15 \%$ и интенсивного кипения металла; вносят 3,85 кг кварцита и 85,7 кг извести для обеспечения заданной основности шлака. Количество кислорода необходимого для окисления Р, Si и Mn равно 17,62 м³.

Если анализ показал низкое содержание углерода, то шлак скачивают полностью и, используя кокс или электродный бой, науглероживают металл. Если же анализ показал удовлетворительный результат, то переходят к следующему этапу плавки. Наводят новый шлак, отдавая в печь извести 19,18 кг, шамота 13,95 кг и плавикового шпата 13,95 кг.

Углерод окисляется присадками железной руды. Присадку руды начинают после предварительного подогрева металла, чтобы фазу же после введения руды началось окисление углерода и кипение металла. Руда и известь отдаётся равномерными порциями, чтобы поддержать энергичное

кипение металла. Введение крупных порций нежелательно, т.к. это может вызвать охлаждение металла и кипение будет слабым.

Для контроля за ходом окислительных процессов регулярно через 5–15 мин отбирают пробы металла, в которых проверяют содержание фосфора и углерода.

По окончании периода расплавления отбирается проба ошлакованной ложкой на химический анализ.

3.5 Выпуск стали

Сталь выпускают в сталеразливочный ковш, установленный на сталевозе. После разливки металл на сталевозе выкатывается на раздаточный пролет где с помощью мостового крана переставляется на сталевоз АКОСа и отправляется в бункерный пролет для последующей обработки металла в АКОСе.

3.6 Период внепечной обработки

Задачами периода доводки металла в АКОСе являются:

- а) Раскисление металла – удаление кислорода.
- б) Удаление серы (0,010 % S необходимо получить в металле).
- в) Легирование металла.
- г) Регулировка температуры металла.

Раскисляют металл присадками в него раскислителей. Применяем комбинированное раскисление металла. Осадочное (глубинное) раскисление проводим силикомарганцем марки СМн–17 в количестве 5,4 кг, а диффузионное (на поверхность шлака) раскисление осуществляем порошком ферросилиция марки ФС–75 – 21,98 кг и порошком кокса – 0,94 кг.

Сера содержится в металле в виде сульфидов FeS , а процессе кристаллизации слитка он выделяется в виде сульфидных пленок ($\text{FeS} \cdot \text{FeO}$). Для успешного удаления серы нужно получить высокую температуру, высокую основность шлака, низкую окисленность и хорошую жидкоподвижность шлака. Помимо этого, нужно иметь соответствующую поверхность контакта металл-шлак, т.к. десульфурация происходит на границе раздела фаз. Правильно проведенное раскисление позволит понизить содержание серы до необходимого значения – 0,010 %.

Раскисление проводят путем присадки в сталь раскислителей, у которых сродство к кислороду больше чем у железа. В качестве раскислителей используют ферросилиций, силикомарганец, Al и углерод. Al является сильнейшим раскислителем, поэтому в печь подается за 3–5 минут до выпуска стали, либо в ковш. Контроль температуры осуществляют в середине и в конце периода доводки металла в АКОСе. После последнего замера температуры и получения положительного результата в металл вводят раскислитель-алюминий массой 0,733 кг.

Легирование металла – доведение химического состава стали до требуемого по ГОСТу. Марку стали 10ХСНД легируют феррохромом ФХ–800 массой 16,11 кг, медью 5,02 кг и силикомарганцем марки СМн–17 в количестве 5,4 кг. Хром имеет чуть большее сродство к кислороду, чем железо, поэтому феррохромом легируют в начале периода доводки металла в АКОСе.

3.7 Разливка металла на МНЛЗ

После обработки металла в АКОСе сталеразливочный ковш выкатывается на стелевозе 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. Сформировавшийся 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 клеть и попадает в зону резки.

4.1 Общие технико-экономические параметры проекта

Строящийся цех расположен на площадях ОАО «Волжский трубный завод», г. Волжский. Производительность цеха составляет 1500000 тонн в год стали.

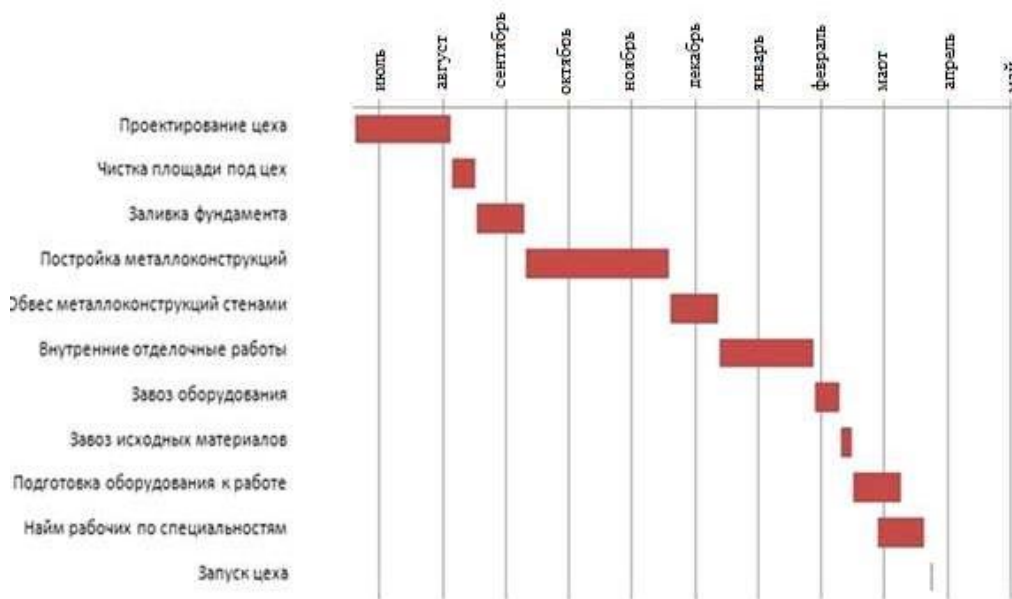


Рисунок 1 – Диаграмма запуска предприятия

4.2 Расчет капитальных вложений в основные фонды при строительстве цеха

Капитальные вложения в строительство электросталеплавильного цеха – это затраты материальных, трудовых и денежных ресурсов, направленные на восстановление и прирост основных фондов. Капитальные вложения предназначены для строительства ЭСПЦ производительностью 1500000 т/год стали широкого сортамента

$$K_{0i} = Ц_{0i} \cdot (1 + G_{T_i} + G_{M_i}) \cdot n_i, \quad (74)$$

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 30 – Смета капитальных вложений на строительство цеха

Наименование	Количество единиц, шт	Цена единиц, руб	Стоимость единицы с учетом G_t и G_m	Полная стоимость, руб	Норма амортизации, %	Годовая сумма амортизации, руб.
1. Здания						
Главный корпус	1	337496471	415120659	415120659	7,7	319642908
Бытовые помещения	3	300000000	357000000	1071000000	7,7	82467000
Объединенная лаборатория цеха	1	66711438	66711438	66711438	7,7	5136781
Всего по зданиям				5222206597		407246689
2. Сооружения						
Трансформатор	2	1012008866	1244770905	4979083621	4,7	234016930
Газоочистное	1	501989886	597367964	597367964	4,7	45997333
Прочее		362930296	420999143	420999143	6,7	32416934
Всего по сооружениям				5997450728		312431197
3. Рабочее оборудование						
ДСП-100	2	135783191	167013325	334026650	6,7	22 379 786
АКОС	2	462130070	568419986	1136839972	6,7	76 168 278
Вакуум-камера	1	16767983	20624619	20624619	6,7	1381849
МНЛЗ	2	210555054	258982716	517965433	3,1	16056928
Трансформатор	2	15601607	19189977	38379953	6,7	2571457
Газорежущая машина	2	378131	465101	930202	3,1	28836

Продолжение таблицы 30

АСПУ	2	209285892	257421647	514843294	3,1	15960142
Сталеразливочный ковш	18	635951	718625	10060745	7,7	774677
Шлаковая чаша	8	621899	702746	4919221	7,7	378780
Завалочная бадья	10	352416	398230	3982301	7,7	306637
Трайб аппарат	2	581335	691789	1383577	7,7	106535
Автошлаковоз	2	747755	889828	1779657	5,8	103220
Всего рабочее оборудование				2609302428		137915340
4. Крановое оборудование						
Мостовой кран	9	8503653	10459493	62756959	5,8	4832286
Всего по оборудованию				2672059387		142747626
Всего по цеху				13891716712		862425512

4.3 Расчет производственной мощности и производственной программы цеха

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

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

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

$$T_{ном} = T_{кал} - (T_{к.р} + T_{х.р}), \quad (75)$$

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

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

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

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

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

$$T_{ф} = T_{ном} - T_{г.п.}, \quad (76)$$

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

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

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

Суточная производительность печи в фактические сутки составляет

$$N_{сут.} = \frac{24 \cdot Q_c \cdot K_r}{T_{пл}}, \quad (77)$$

где Q_c – масса садки печи, 100 т;

K_r – выход годного, % 97 %;

$T_{пл}$ – длительность плавки, ч 0,86 ч.

$$N_{сут.} = \frac{24 \cdot 100 \cdot 0,9}{0,86} = 2706,97 \text{ т/сут.}$$

Фактическую годовую производительность стали по цеху определяем по формуле

$$B_r = N_{сут} \cdot n_{п} \cdot T_{ф}, \quad (78)$$

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

$$B_r = 2706,97 \cdot 2 \cdot 313 = 1694563,22 \text{ т/год.}$$

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

$$П_{м} = B_r / K_{и.м.} = \frac{1694563,22}{0,92} = 1841916,54 \text{ т./год.} \quad (79)$$

Таблица 31 – Производственные показатели цеха

Показатели	Индекс	Проектные данные
Мощность трансформатора, кВА	W	95000

Продолжение таблицы 31

Масса садки, т	Q_c	100
Баланс времени, сут.:		
– капитальные простои	$T_{к.р.}$	14
– холодные простои	$T_{х.р.}$	8
– горячие простои	$T_{г.р.}$	20
– фактическое время работы	$T_{ф.}$	313
– календарное время	$T_{к.}$	365
Длительность плавки, ч	$T_{пл.}$	0,86
Количество плавов в фактические сутки, шт.	$n_{пл.}$	40
Суточная производительность цеха, т/сут.	$N_{сут.}$	2706,97
Фактическая производительность, т/год	B_f	1694563
Производственная мощность цеха, т/год	P_M	1841916

4.4 Расчёт штата работников и заработной платы

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

Различают следующие виды штатов: сменный (расстановочный) – Шр; суточный – Шс; подменный на выходные дни – Шв; суточный штат с подменой на выходные дни – Шсв; резервный штат на отпуск (РО) и невыходы по уважительным причинам (РН); списочный штат – Шсп.

Численность персонала приведена в таблице 32.

Таблица 32 – Штатное расписание рабочего персонала

Наименование профессии	разряд	Расстановочный штат					Резерв штата на отпуск	Резерв штата на невыходы	Списочный штат
		Смены			Итого в сутки	Итого с подменой			
		1	2	3					
Сталеплавильный участок									
Сталевар ДСП	7	2	2	2	6	8		2	10
Подручный сталевара I	6	2	2	2	6	8	2		10
Подручный сталевара II	5	2	2	2	6	8			8
Подручный сталевара III	4	4	4	4	12	16	2		18
Пультовщик ДСП	2	2	2	2	6	8	2	2	12

Продолжение таблицы 32

Машинист крана металлургического производства	5	4	4	4	12	16	2	2	20
Итого									69
Участок внепечной									
Сталевар установки печь-ковш	8	2	2	2	6	8	2	2	12
Подручный сталевара I	7	2	2	2	6	8	2	2	12
Подручный сталевара II	6	2	2	2	6	8	2		10
Оператор установки вакуумирования стали	7	1	1	1	3	4	1	1	6
Подручный оператор вакуумирования стали	6	1	1	1	3	4			4
Машинист крана	5	2	2	2	6	8	1	1	10
Итого									54
Участок непрерывной разливки стали									
Оператор МНЛЗ	6	6	6	6	18	24		2	26
Оператор системы гидравлики и охлаждения МНЛЗ	5	6	6	6	18	24			24
Машинист крана	5	2	2	2	6	8	2	2	12
Оператор разливочного поста МНЛЗ	6	2	2	2	6	8			8
Итого									70
Участок горячих ремонтов на печи									
Огнеупорщик	6	1	1	1	3	4		1	5
Огнеупорщик	5	1	1	1	3	4			4
Итого									9
Участок сборки шиберных затворов									
Слесарь ремонтник	6				1	1			1
Ковшевой (бригадир)	4	2	2	2	6	8	2	1	11
Ковшевой	4	3	3	3	9	12	1		13
Итого									25
Термоотделочный участок МНЛЗ									
Бригадир газорезчик	5	2	2	2	6	8		1	9
Оператор газорезки	5	6	6	6	18	24			24
Обработчик поверхности слитка	5	4	4	4	12	16			16
Машинист крана	5	4	4	4	12	16	2	1	19
Итого									68
Участок газоотчистки и вентиляции									
Оператор по обслуживанию пылегазоулавливающих установок	4	2	2	2	6	8	2	1	11
Итого									11

Продолжительность таблицы 32

Участок по ремонту и содержанию печей и МНЛЗ									
Дежурный персонал печей		6	6	6	18	24	3	1	28
Дежурный персонал МНЛЗ		5	5	5	15	20	3	1	24
Ремонтный персонал печей		2	2	2	6	8			8
Ремонтный персонал МНЛЗ		2	2	2	6	8	1	1	10
Итого									70
Итого по цеху									376

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

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

Таблица 33 – Штатное расписание для руководителей, ИТР, служащих, МОП и учеников

Категория работающих, должность	Число работников в одной смене, чел.	Количество смен работы	Проектная численность, чел.
1	2	3	4
Начальник цеха	1	1	1
Заместитель начальник цеха по техобслуживанию	1	1	1
Заместитель начальника цеха по производству	1	1	1
Энергетик цеха	1	1	1
Механик цеха	1	1	1
Электрик цеха	1	1	1
Начальник технического отдела	1	1	1
Начальник производственного отдела	1	1	1
Начальник печного отделения	1	1	1

Продолжительность таблицы 33

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
Старший мастер по технологической автоматике	1	1	1
Мастер по ремонту энергооборудования	1	3	3
Мастер по ремонту механического оборудования	1	3	3
Мастер по ремонту электрооборудования	1	3	3
Мастер по ремонту электрооборудования	1	3	3
Мастер по ремонту оборудования	2	1	2
Бюро программного обеспечения	1	3	3
Инженер по подготовке производства	3	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
Мастер по огнеупорным работам	1	1	1
Учетно-экономическое бюро	2	1	2
Инженер по организации и нормированию труда	2	1	2
Инженер по подготовке кадров	1	1	1
Инженер по ОТ и ТБ	1	1	1
Табельщик	1	1	1
Секретарь	1	1	1
Завхоз	1	1	1
Электрики	1	3	3
Водители	2	3	6
Итого ИТР и служащих			75

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

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

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

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

ФЗП подразделяется на основную и дополнительную зарплату.

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

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

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 зарплаты работников. Для расчета представлены тарифные ставки для 3 разряда до 8 разряда из действующего ВТЗ [1].

Таблица 34 – Тарифные ставки

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

Для расчета средней заработной платы принимаем, что в проектируемом цехе средний разряд шестой, тогда тарифная ставка будет равна 65,90 рублей. Исходные данные для расчета заработной платы приведены в таблице.

Таблица 35 – Исходные данные для расчета заработной платы

Разряд	Тарифная ставка	Отработано часов			
		всего	ночных	вечерних	праздничных
6	65,90	192	64	32	8

Заработная плата по тарифной ставке за месяц определяется по формуле:

$$ЗП_{ппр} = ТС \cdot K_{час} \cdot K_{вп}, \quad (80)$$

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

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

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

$$ЗП_{ппр} = 65,90 \cdot 192 \cdot 1 = 12\,653 \text{ руб./мес.}$$

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

$$Д_{ночн} = K_{ч. \text{ночн}} \cdot ТС \cdot K_n, \quad (81)$$

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

$ТС$ – тарифная ставка, руб;

K_n – коэффициент, учитывающий доплату за работу в ночное время (40 % к $ТС$).

$$Д_{ночн} = 64 \cdot 65,90 \cdot 0,4 = 1687,04 \text{ руб.}$$

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

$$Д_{веч} = K_{ч. \text{веч}} \cdot ТС \cdot K_{веч}, \quad (82)$$

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

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

$$Д_{веч} = 32 \cdot 65,90 \cdot 0,2 = 421,76 \text{ руб.}$$

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

$$Д_{пр} = K_{ч. \text{пр}} \cdot ТС \cdot K_{пр}, \quad (83)$$

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

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

$$D_{\text{пр}} = 8 \cdot 65,90 \cdot 1 = 527 \text{ руб.}$$

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

$$D_{\text{вр}} = K_{\text{час}} \cdot \text{ТС} \cdot K_{\text{вр}}, \quad (84)$$

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

$$D_{\text{вр}} = 192 \cdot 65,90 \cdot 0,24 = 3037 \text{ руб.}$$

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

$$\text{ПР}_{\text{мес}} = \text{ТС} \cdot K_{\text{час}} \cdot K_{\text{п}}, \quad (85)$$

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

$$\text{ПР}_{\text{мес}} = 65,90 \cdot 192 \cdot 0,50 = 6326 \text{ руб./мес.}$$

Основная заработная плата без начисления районного коэффициента определяется по формуле:

$$3\text{П}_{\text{осн}} = 3\text{П}_{\text{ппр}} + D_{\text{ночн}} + D_{\text{веч}} + D_{\text{пр}} + D_{\text{вр}} + \text{ПР}_{\text{мес}}; \quad (86)$$

$$3\text{П}_{\text{осн}} = 12653 + 1687 + 421 + 527 + 3037 + 6326 = 24651 \text{ руб./мес.}$$

Основная заработная плата с начислением районного коэффициента 1,25:

$$24651 \cdot 1,25 = 30813,75 \text{ руб./мес.}$$

Основной фонд оплаты труда рабочих составит:

$$\text{ОФОТ}_{\text{раб}} = 3\text{П}_{\text{мес}} \cdot \text{Чр};$$

$$\text{ОФОТ}_{\text{раб}} = 24651 \cdot 376 = 9268776 \text{ руб./мес.,}$$

где Чр – численность рабочих 376 человек.

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

$$\text{ОФОТ}_{\text{рук}} = 9268776 \cdot 0,20 = 1853755 \text{ руб./мес.}$$

Таким образом, получаем среднемесячную заработную плату ИТР равной:

$$\frac{1853755}{21} = 88274 \text{ руб./мес.}$$

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

$$\Phi ЗП_{\text{год}} = (9268776 + 1853755) \cdot 12 = 133470372 \text{ руб/год.}$$

Величина страховых взносов СВ:

$$СВ = 133470372 \cdot 30/100 = 40041111,6 \text{ руб/год.}$$

Затраты по ЗП на 1 тонну стали составляют:

$$З_{ЗП} = \frac{\Phi ЗП_{\text{год}}}{В_{\text{г}}}; \quad (87)$$

$$ЗП = \frac{133470372}{1500000} = 88,98 \text{ руб/т.}$$

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

$$СВ = \frac{40041111,6}{1500000} = 26,69 \text{ руб./год.}$$

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

$$Ц_{\text{р.год}} = \frac{\Phi ЗП_{\text{год}} \cdot 380}{100}, \quad (88)$$

$$Ц_{\text{р.год}} = \frac{133470372 \cdot 380}{100} = 507187413,6$$

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

$$Ц_{\text{р}} = \frac{Ц_{\text{р.год}}}{В_{\text{г}}}, \quad (89)$$

$$Ц_{\text{р}} = \frac{507187413,6}{1500000} = 338,12 \text{ руб./т.}$$

4.5 Расчёт затрат на основные и вспомогательные материалы

Таблица 36 – Затраты на материалы на одну тонну стали

Статья затрат	Норма расхода, кг/т	Цена за 1 т, руб/т	Сумма, руб/т
1. Заданное сырьё и основные материалы			
Стальной лом	991,5	8 500	8427,75
Ферросилиций ФС75	21,98	7 500	164,85

Продолжительность таблицы 36

Феррохром ФХ 800	16,11	60 000	966,6
Силикомарганец СМн17	5,4	48 000	259,2
Кварцит	3,87	7 500	29,03
Алюминий	0,733	124 000	90,90
Кокс	0,94	21 000	19,74
Итого металлошихты	1040,53		
2. Флюсы			
Железная руда	19,12	10 000	191,2
Известняк	85,7	1 300	111,41
Плавленый шпат	13,95	11 000	153,45
Итого флюсов	149,41		
3. Вспомогательные материалы			
Электроды	0,060	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)			10 415,33

4.6 Расчёт затрат на тепло–энергоресурсы

Рассчитываем стоимость энергозатрат на выплавку 1 тонны стали в таблице.

$$\Pi_{\text{тс}} = \frac{S_{\text{н}} \cdot k \cdot C_{\text{э}}}{M_{\text{с}}},$$

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

S – мощность трансформатора, 95000 кВА;

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

$C_{\text{э}}$ – стоимость 1 кВт электроэнергии, $C_{\text{э}} = 2,44$ руб;

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

$$\Pi_{\text{тс}} = \frac{95000 \cdot 0,8 \cdot 2,44}{100} = 1854,4 \text{ руб./т.}$$

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

$$0,385 \text{ Гкал/т} \cdot 194,6 \text{ руб} = 680,81 \text{ руб}, \quad (90)$$

Затраты на кислород для выплавки 1 тонны стали составляют:

$$17,62 \text{ м}^3/\text{т} \cdot 10,95 \text{ руб} = 192,94 \text{ руб}, \quad (91)$$

Стоимость сжатого воздуха для выплавки 1 тонны стали составляет:

$$0,95 \text{ м}^3/\text{т} \cdot 96,00 \text{ руб} = 91,2 \text{ руб./т}, \quad (92)$$

Определяем затраты на техническую воду:

$$85,0 \cdot 5,38 = 457,3 \text{ руб./т}, \quad (93)$$

Затраты на аргон для продувки стали составляют:

$$1 \text{ м}^3/\text{т} \cdot 135 \text{ руб} = 135 \text{ руб./т}, \quad (94)$$

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 3406,81 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 35.

Проектная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции включает:

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

Удельные затраты на амортизацию цехового оборудования A рассчитываются по формуле

$$A = \frac{A_{\text{общ}}}{B_{\Gamma}}, \quad (95)$$

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

$$A = \frac{862425512}{1500000} = 574,95 \text{ руб./год.}$$

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

$$C_{\text{пр}} = Z_{\text{м}} + Э_{\text{общ}} + ЗЗП + СВ' + Ц_{\text{р}} + A', \quad (96)$$

$$C_{\text{пр}} = 8738,80 + 3406,81 + 88,98 + 26,69 + 338,12 + 574,95 = 13174,35 \text{ руб./т.}$$

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

Общезаводские и коммерческие расходы составляют 15 % от цеховой себестоимости.

$$P'_{\text{оз}} = C_{\text{пр}} \cdot 15 \%; \quad (97)$$

$$P'_{\text{оз}} = 13174,35 \cdot 0,15 = 1976 \text{ руб./т.}$$

$$P'_{\text{ком}} = 13174,35 \cdot 0,15 = 1976 \text{ руб./т.}$$

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

$$C'_{\text{пр}} = P'_{\text{м}} + P'_{\text{тэ}} + ФЗП' + СВ' + A' + P'_{\text{оз}} + P'_{\text{ком}} \quad C'_{\text{пр}} = 8738,8 + 2535,21 + 88,98 + 21,69 + 574,95 + 338,12 + 1976 + 1976 = 15649,75.$$

Таблица 37 – Укрупненная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции

Статьи затрат	Проектный вариант, руб./т
Затраты на материалы	8738,80
Затраты на теплоресурсы	680,81
Затраты на энергоресурсы	1854,40

Продолжительность таблицы 37

Затраты на заработную плату	88,98
Социальные страховые взносы	26,69
Затраты на амортизацию	574,95
Общехозяйственные расходы	338,12
Общезаводские расходы	1976
Коммерческие расходы	1976
Полная себестоимость 1 тонны	15649,75
Прибыль	23673,39
Налог на прибыль организаций	4734,68
Налог на имущество организаций	40,33
НДС	7200,00
Цена продажи	51975,01

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

$$K_{OC} = H_{пз} + H_{зч} + H_{гп}, \quad (98)$$

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

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

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

Норматив производственных запасов сырья и материалов рассчитывается по формуле

$$H_{пз} = \sum_{i=1}^m \frac{P_{mi} \cdot C_{mi} \cdot B_r \cdot d_{mi}}{T_{ном}}, \quad (99)$$

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;

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

m – количество видов производственных запасов.

$$H_{пз} = \left(\frac{991,5 \cdot 8500 \cdot 1500000 \cdot 3}{333} + \frac{21,98 \cdot 75000 \cdot 1500000 \cdot 3}{333} + \frac{5,4 \cdot 48000 \cdot 1500000 \cdot 3}{333} + \right. \\ \left. + \frac{3,85 \cdot 7500 \cdot 1500000 \cdot 3}{333} + \frac{0,73 \cdot 124000 \cdot 1500000 \cdot 3}{333} + \frac{4,82 \cdot 21000 \cdot 1500000 \cdot 3}{333} + \right. \\ \left. + \frac{19,12 \cdot 10000 \cdot 1500000 \cdot 3}{333} + \frac{85,7 \cdot 1300 \cdot 1500000 \cdot 1}{333} + \frac{0,06 \cdot 135000 \cdot 1500000 \cdot 3}{333} + \right. \\ \left. + \frac{0,015 \cdot 10000 \cdot 1500000 \cdot 3}{333} \right) = 125797319819,8$$

Норматив на запасные Нзч части можно определить аналитически, используя норматив на запасные части базового цеха.

$$H_{зч} = \frac{H_{зч}^6 \cdot C_{об}^n}{C_{об}^6}, \quad (100)$$

где $H_{зч}^6$ – норматив запасных частей базового цеха, руб.;

$C_{об}^n$ – полная первоначальная стоимость оборудования по проектному варианту, руб.;

$C_{об}^6$ – полная первоначальная стоимость оборудования по базовому варианту, руб.

$$H_{зч} = \frac{240447763 \cdot 2672060498}{2672059387} = 3140447763 \text{ руб.}$$

Норматив запаса готовой продукции находят по формуле:

$$H_{гп} = \frac{1500000 \cdot 15649,75 \cdot 3}{365} = 192942123 \text{ руб.}$$

Сумма капитальных вложений, авансированных в оборотные фонды проектируемого цеха:

$$K_{oc} = 125797319819,8 + 3140447763,06 + 192942123 = 129130709705 \text{ руб.}$$

4.9 Определение экономической эффективности проекта

Прибыль от реализации продукции составит

$$\Pi = (\Pi_{\text{рын}} - S_t) \cdot B_r, \quad (101)$$

где $\Pi_{\text{рын}}$ – цена 1 т стали, руб;

S_t – себестоимость 1 т стали, руб;

B_r – годовое производство стали, т.

$$\Pi = (44000 - 15649,75) \cdot 1500000 = 42525375000 \text{ руб.}$$

Абсолютная эффективность капитальных вложений.

Общая эффективность капитальных вложений проектируемого определяется расчетом показателя общей рентабельности производства:

$$R_o = \frac{(\Pi' - C_{\text{пр}}) \cdot B_r}{K_{\text{оф}} + K_{\text{ос}}} \cdot 100, \quad (102)$$

где Π' – цена продажи единицы продукции проектируемого цеха за вычетом налогов, руб./т.

$$\Pi' = 51975,01 - 7434,68 - 7200 - 40,33 = 37300 \text{ руб.}$$

$$R_o = \frac{(37300 - 15649,75) \cdot 1500000}{125797319819,8 + 129130709705} \cdot 100 = 17,2 \%$$

Сравнительная экономическая эффективность капитальных вложений.

Экономическое обоснование эффективности проектируемого сталеплавильного цеха производится по расчетному коэффициенту сравнительной экономической эффективности E_p и расчетному сроку окупаемости капиталовложений T_p за счет экономии на снижении себестоимости выплавляемой стали различного сортамента.

Расчетный коэффициент сравнительной экономической эффективности E_p , рассчитывается по формуле:

$$E_p = \frac{(C'_6 - C'_{\text{пр}}) \cdot B_r}{K_{\text{оф}} + K_{\text{ос}}}, \quad (103)$$

$$E_p = \frac{(37300 - 15649,75) \cdot 1500000}{125797319819,8 + 129130709705} = 0,17$$

Расчетный срок окупаемости капиталовложений T_p , рассчитывается по формуле:

$$T_p = \frac{K_{\text{оф}} + K_{\text{ос}}}{(C'_6 - C'_{\text{пр}}) \cdot B_r}, \quad (104)$$

где $(C'_6 - C'_{\text{пр}}) \cdot B_r$ – условно-годовая экономия на себестоимости продукции, руб./год.

$$T_p = \frac{125797319819,8 + 129130709705}{(37300 - 15649,75) \cdot 1500000} = 6,1.$$

Полученные показатели E_p и T_p сопоставляют с нормативными величинами E_n и T_n . Для промышленности $E_n = 0,16$ и $T_n = 6,25$.

$E_p = 0,17 > E_n = 0,16$ и $T_p = 6,1 < T_n = 6,25$.

Годовой экономический эффект от внедрения варианта строительства цеха определяется по формуле:

$$\mathcal{E}_r = (C'_6 - C'_{\text{пр}}) \cdot B_r - E_n (K_{\text{ос}} + K_{\text{оф}}), \quad (105)$$

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_r &= (37300 - 15649,75) 1500000 - 0,16 \cdot (125797319819,8 + 125806793556) = \\ &= 35784547523 \text{руб. / г} \end{aligned}$$

Условно годовая экономия:

$$\mathcal{E}_{\text{уг}} = (C'_6 - C'_{\text{пр}}) B_r, \quad (106)$$

где B_r – фактическая годовая производительность стали, т/год;

$C'_{\text{пр}}$ – себестоимость 1 тонны стали, руб/т;

C'_6 . – оптовая цена товарной продукции.

$$\mathcal{E}_{\text{уг}} = (37300 - 15649,75) 1500000 = 32475375000 \text{руб./год.}$$

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

Срок окупаемости капитальных вложений определяем по формуле:

$$T_{\text{ок}} = \frac{K}{\mathcal{C} - C}, \quad (107)$$

где $\mathcal{C}$ – стоимость годового выпуска продукции по проекту в оптовых ценах предприятия, руб;

C – себестоимость годового выпуска продукции, руб.

$$T_{\text{ок}} = \frac{13891716712}{29204636806 - 23474625000} = 2,4 \text{ год.}$$

Строительство цеха экономически целесообразно.

Технико-экономические показатели представлены в таблице 38.

Таблица 38 – Технико-экономические показатели проекта

Наименование показателей	Проектный вариант
Производственная мощность цеха, т/год	1841916
Годовой выпуск продукции, т/год	1500000
Балансовая стоимость основных фондов, руб.	1541026580
Стоимость нормативных оборотных средств, руб.	1291307097
Удельные капитальные вложения, тыс. руб.	128419
Численность:	
- работников, чел	451
- рабочих, чел.	376
Производительность труда одного рабочего, т/чел.	2660,75
Среднемесячная заработная плата, руб./чел.	28298
Себестоимость 1 тонны продукции, руб./т	15649,75
Прибыль, руб.	3247537500
Рентабельность продукции, %	17,2
Условно-годовая экономия, руб./год	32475375000
Годовой экономический эффект, руб.	35784547523
Срок окупаемости капиталовложений, лет	2,4

Срок окупаемости проекта составляет 2,4 года. Годовой экономический эффект состав 35784547523руб, а общая рентабельность производства 17,2 %. Предложенные проектные предложения экономически эффективны. Из расчетов делаем вывод, что проект ЭСПЦ является экономически целесообразным.

5 Социальная ответственность

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

Проектируемый электросталеплавильный цех будет располагаться на базе предприятия компании ОАО «ВТЗ» г. Волжск.

Параметры проектируемого ЭСПЦ:

Длина цеха – 120 м., ширина цеха – 125 м., высота помещения – 50 м. Потолок ЭСПЦ из металлического каркаса, стены из сэндвич-панелей, пол бетонный. Ворота секционного типа с приводом, в бытовых помещениях распашные двери.

Верхняя часть цеха остеклена по кругу. Освещение естественное (через окна) и общее равномерное искусственное.

5.1 Анализ вредных факторов проектируемой производственной среды

5.1.1 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 цехе применено естественное и искусственное освещение.

Естественное освещение производственного здания осуществляется через окна в стенах и световые фонари в крыше зданий. Различают освещение боковое через окна в стенах здания, верхнее через фонари здания.

Рациональным является комбинированное естественное освещение, обеспечивающее хорошую равномерность освещения.

Искусственное освещение в 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 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 средства индивидуальной защиты.

5.3 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 12.1.003-83 «Шум. Общие требования безопасности» и санитарными нормами СН 2.2.4/2.1.8.562-86 «Шум на рабочих местах, помещениях жилых, общественных зданий и на территории жилой застройки». Источниками шума в помещении являются технические средства: ДСП–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 (кожух из стальных листов), которая снижает уровень шума от печи, представленная на листе-плакате. В качестве индивидуальных средств защиты для рабочих применяются шумоизолирующие шлемы и противозумные вкладыши «беруши».

5.4 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.

5.5 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.

Главная опасность пыли, содержащей SiO_2 , заключается в возникновении у работающих уплотнение легочной ткани, в результате чего отдельные участки легких перестают выполнять функцию дыхания, что сопровождается ухудшением работы сердца и других органов. Пыль, оседающая на коже и слизистых оболочках глаз, может вызвать раздражение и воспалительные процессы.

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

Уменьшение количества вредных выбросов в сталеплавильном производстве достигается использованием различных технологических приемов и устройств. Для снижения вредных выбросов предусматривается: механизированная загрузка шихты (в один прием); подвесные бункера для

сыпучих материалов и ферросплавов, механизация уборки шлака и мусора на рабочих площадках; механизация ломки изношенной футеровки основных агрегатов, уборки отходов и подачи огнеупоров; механизация подготовки и ремонта набивной футеровки сталеразливочных ковшей; оборудование ковшей шиберными затворами.

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

Для предотвращения попадания пыли в организм человека, согласно ГОСТ 12.4.011-89, применяется средство индивидуальной защиты (СИЗ) респиратор «лепесток» (ШБ–1) и, согласно ГОСТ 12401-85, защитные очки.

5.6 Мероприятия по защите от воздействия электромагнитных полей

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

5.7 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.

В цехе разработаны правила безопасности при проведении работ с тяжелыми грузами. К термическим опасностям относится работа с ДСП, разливка расплавленного металла в ковш и заливочные формы. Данные опасности представляют работу с высокой температурой, при разливке могут образовываться брызги, которые могут нанести вред персоналу.

Для защиты персонала от термических опасностей предусмотрена специальная суконная одежда.

5.8 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.

5.9 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.

5.10 Охрана окружающей среды

5.10.1 Основные пути утилизации отходов сталеплавильного производства

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

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

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

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

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

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

5.11 Очистка газов

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

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

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

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

Очистку технологических газов от пыли предлагается осуществлять в рукавных фильтрах. Газ отводится от печи в корпус конвейера для подогрева металлического лома, а далее, пройдя через корпус, удаляется через газоход, расположенный в конце подогревательной части корпуса конвейера. Для осуществления дожигания и охлаждения газов в секции подогрева устанавливаются створчатые клапаны для подачи атмосферного воздуха, здесь окись углерода и загрязняющие вещества сжигаются без расхода какого-либо топлива. После этого газ отводится по газоходу в систему газоотчистки.

В кровле цеха под фонарем устанавливаются зонты для АКОСа и печи, через них удаляются неорганизованные выбросы. Неорганизованные выбросы очищаются в рукавном фильтре. Очищенные газы с помощью дымоотсоса выбрасываются в дымовую трубу.

В данной работе принимаем рукавный фильтр с импульсной продувкой типа СРФ 22х6, который представлен на листе-плакате.

Запыленный воздух поступает в рукавный фильтр через патрубок в камеру «запыленного» воздуха, проходит через рукава, при этом частицы

пыли задерживаются на их наружной поверхности, а очищенный воздух поступает в чистую камеру и через патрубок выходит из фильтра.

Регенерация запыленных фильтровальных элементов осуществляется импульсом сжатого воздуха. Сжатый воздух из ресивера через электромагнитные клапаны поступает в продувочные трубы, расположенные над открытыми торцами фильтровальных элементов в камере очищенного воздуха. Импульс сжатого воздуха через сопла в продувочных трубах направляется внутрь фильтровального элемента, сбрасывая пыль с его наружной поверхности. Пыль, отряхиваемая с фильтровальных элементов, осыпается в бункер и через устройство выгрузки удаляется из фильтра.

5.12 Чрезвычайные ситуации на производстве

В качестве чрезвычайной ситуации на производстве можно рассмотреть пожароопасность.

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

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.

5.13 Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности

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

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

5.14 Технология газоочистки в ЭСПЦ

Для очистки загрязненных газов от технологического оборудования электросталеплавильного отделения предусматривается объединенная, централизованная газоочистка, куда будут поступать загрязненные газы от электропечи, агрегата «АКОС» и системы дозирования и подачи сыпучих и ферросплавов.

В моем случае для улавливания и отвода газов, выделяющихся от электропечи и от АКОСа устанавливается зонт. Зонт предназначен для отсоса газа, выделяющийся при загрузке и в процессе работы печи.

Газоочистка дуговой электросталеплавильной печи предназначена для улавливания и очистки пылегазовоздушной смеси: при работе ДСП (организованные газы); во время завалки металлолома, слива шлака и стали (неорганизованные газы); при работе тракта подачи сыпучих материалов. Образующиеся при технологических операциях дымовые газы по системе газоходов отводятся на газоочистку, где производится их очистка.

Фильтрации запыленных газов в тканевых фильтрах является радикальным техническим решением для достижения эффективного пылеулавливания при относительно умеренных капитальных и эксплуатационных затратах.

Степень очистки газов в рукавных фильтрах при соблюдении правил технической эксплуатации достигает 99,5%-99,8%. Эффективность очистки газов в тканевых фильтрах достаточно высока. Эффективность очистки газов (степень очистки) - отношение количества уловленной пыли к количеству пыли, поступающей в фильтр за определенный период времени. В рукавных фильтрах запыленный поток проходит через фильтрующие элементы - рукава, цилиндрической формы, и очищается от пыли. При осаждении пыли на рукава фильтра его гидравлическое сопротивление растет, и поэтому необходимо проводить периодическую регенерацию фильтрующих элементов - удаление слоя накопленной пыли.

Заключение

В дипломном проекте рассмотрена возможность строительства сталеплавильного цеха в условиях Волжского трубного завода, с установкой двух электропечей ДСП–100, двух агрегата внепечной обработки АКОС, вакуум–камеры, двух МНЛЗ слябовой двух ручьевой и блюмовой четырех ручьевой.

Разработана технология выплавки, внепечной обработки и разливки стали марки 10ХСНД, произведен расчет количества материалов, необходимых для выплавки 1 тонны стали указанной марки.

В разделе «Социальная ответственность» приведены опасные и вредные факторы производства, имеющие место в проектируемом цехе, а также меры по их снижению и предотвращению. Также в этом разделе рассмотрен вопрос влияния работы цеха на окружающую среду и мероприятия по снижению ее загрязнения. Выбран вариант сухой газоочистки отходящих от печи газов и подробно рассмотрена работа системы газоочистки.

В части финансового менеджмента и ресурсоэффективность были определены капитальные вложения в проект цеха, расчет себестоимости 1 тонны стали. Годовой экономический эффект составил 35784547523 рублей. Был определен также срок окупаемости капитальных вложений, который составил 2,4 года.

Исходя из проведенных расчетов можно сделать заключение о целесообразности строительства ЭСПЦ, ориентированного на выпуск труб нефтегазового сортамента в условиях Волжского трубного завода.

Приложение 1
Патентный поиск

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

2 Патент № 2152438 МПК C21 7/06. Способ раскисления и науглероживания стали. Патентообладатель АО “ КМК “.

3 Патент № 2134393 МПК F27 D1/12, C21 B 7/10. Футеровка стенки печи. Нейл Буи Грей, Джонатан Алан Харрис, Энтони Регнар Лсгтепт и др. Патентообладатель Дзе Юневерсити оф Мельбурн, ВМК Рисорсиз ЛТН.

4 Патент № 2319914 МПК F27 D1/16 C21 C7/10 07/06. Способ ремонта огнеупорной футеровки тепловых агрегатов. Патентообладатель ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

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

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

Список использованных источников

1. Гришагин В.М. Безопасность жизнедеятельности: учебное пособие / В.М. Гришагин, В.Я. Фарберов; Юргинский технологический институт. – 4-е изд. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2010 – 344 с.

1 Рысс М. А. Производство ферросплавов. – М.: Metallurgy, 1975. – 336 с.

2 Гасик М. И. и др. Теория и технология производства ферросплавов. – Киев-Донецк: Высшая школа, 1976. – 638 с.

3 Каблуковский А. Ф. Производство электростали и ферросплавов. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2003. – 511 с.

4 Поволоцкий Д. Я., Гудим Ю. А., Зинуров И. Ю. Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей. – М.: Metallurgy. 1990. – 176 с. (Проблемы сталеплавильного производства).

5 Производство ферросилиция. Справочник / Ю.П. Снитко. – Новокузнецк: 2000. – 426 с.

6 Нохрина О. И., Рожихина И. Д. Расчет шихты для выплавки ферросплавов. Учебное пособие. – Томск: Издательство Томского политехнического университета, 2008. – 121 с.

7 Рожихина И. Д. Конструкции и проектирование электрических печей. Методические указания к выполнению курсового проекта для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов». Юрга: ЮТИ ТПУ, 2006. – 49 с.

8 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. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2007. – 48 с.

- 9 Нохрина О. И., Жилияков С. С. Подготовка ферросплавов к использованию. Учеб. пособие. – Новокузнецк: СибГИУ, 1999. – 56с, ил.
- 10 Воскобойников В. Г., Кудрин В. А., Якушев А. М. Общая металлургия. Учебник для вузов. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Металлургия, 2000. – 768 с.
- 11 ГН 2.2.5.1313-03 «ПДК вредных веществ в воздухе рабочей зоны»
- 12 СанПиН 2.2.4.548-96 «Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений»
- 13 Гришагин В. М., Портола В. А., Фарберов В. Я. Охрана труда, безопасность и экологичность проекта. Учебно-методическое пособие. – Томск: Изд. ТПУ, 2006. – 177 с.
- 14 Чухров Ю. С. Безопасность и экологичность проекта: Учебное пособие. – Юрга: Изд. ЮФТПУ. 2003. – 108 с.
- 15 Методические указания к выполнению экономической части выпускных квалификационных работ для студентов специальности 110100 «Металлургия черных металлов». – Юрга: Изд. ЮФ ТПУ, 2003. – 36с.
- 16 Егоров А. В. Электроплавильные печи черной металлургии. Учебник для вузов. – М.: Металлургия, 1985. – 280 с.
- 17 Электрические промышленные печи. Учебник для вузов. В 2-х ч. Ч. 1. / А. Д. Свенчанский. – М.: «Энергия», 1975. – 384с.
- 18 Сектор труб черной металлургии России в рыночных условиях [Электронный ресурс]: Группа РЦБ – Режим доступа: <http://old.rcb.ru/archive/articles.asp?id=251>. – 25.05.2017.
- 19 Рынки сбыта [Электронный ресурс]: Группа РЦБ – Режим доступа: <http://old.rcb.ru/archive/articles.asp?id=251>. – 25.05.2017.
- 20 «Газпром» и CNPC развивают стратегическое взаимодействие в энергетической сфере [Электронный ресурс]: – Режим доступа: <http://www.gazprom.ru/press/news/2017/february/article303576/>. – 23.05.2017. – Загл. с экрана.

- 21 Обзор рынка бесшовной трубы [Электронный ресурс]: публикации. – Режим доступа: <http://www.stalmet.su/publikacii/49-besshovnaia-truba.html>. – 22.05.2017. – Загл. с экрана.
- 22 Крупнейшая база данных по рынку металлов в открытом доступе [Электронный ресурс]: мировое потребление стальных труб. – Режим доступа: <http://www.infogeo.ru/metalls/news/?act=show&news=37410>. – 21.05.2017.
- 23 Реконструкция газопровода [Электронный ресурс]: банк рефератов. – Режим доступа: <http://www.bestreferat.ru/referat-306653.html>. – 20.05.2017.
- 24 Особенности рынка бесшовных труб [Электронный ресурс]: журнал. металлоснабжение и сбыт. – Режим доступа: <http://www.metalinfo.ru/ru/news/rmarket.html>. 25.05.2017. – Загл. с экрана.