

Школа Юргинский Технологический Институт
 Направление подготовки 22.03.02 Металлургия
 Отделение школы (НОЦ) Отделение промышленных технологий

ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА

Тема работы
Проект реконструкции сталеплавильного цеха марганцовистого литья в условиях ОАО «Новосибирского стрелочного завода» производительностью 35 тыс.тонн стали в год

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B51	Дзекунов Вадим Александрович		

УДК: 669.18:669.74:621.746.001.6(571.14)

Руководитель

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
доцент	Валуев Денис Викторович	к.т.н. доцент		

КОНСУЛЬТАНТЫ:

Нормоконтроль

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Старший преподаватель	Ибрагимов Егор Артурович	к.т.н.		

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
доцент ОЦТ	Лизунков Владислав Геннадьевич	к.пед.н. доцент		

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
И.о. руководителя ОТБ	Солодский Сергей Анатольевич	к.т.н.		

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

Руководитель	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
И.О руководителя ОПТ	Кузнецов Максим Александрович	к.т.н.		

Юрга – 2019 г.

ПЛАНИРУЕМЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОБУЧЕНИЯ ПО ООП

Код результата	Результат обучения
P1	Применять глубокие естественнонаучные, математические и инженерные знания в области металлургии
P2	Применять глубокие знания в области современных технологий металлургического производства для решения междисциплинарных инженерных задач
P3	Выбирать методы исследования, планировать и проводить необходимые эксперименты, интерпретировать результаты и делать выводы. Использовать физико-математический аппарат для решения задач, возникающих в ходе профессиональной деятельности. Использовать основные понятия, законы и модели термодинамики, химической кинетики, переноса тепла и массы. Выбирать и применять соответствующие методы моделирования физических, химических и технологических процессов.
P4	Использовать основные методы, способы и средства получения, хранения, переработки информации. Использовать стандартные программные средства при проектировании.
P5	Применять в практической деятельности принципы рационального использования природных ресурсов и защиты окружающей среды. Оценивать риски и определять меры по обеспечению безопасности технологических процессов. Осуществлять выбор материалов для изделий различного назначения с учетом эксплуатационных требований и охраны окружающей среды.
P6	Выбирать средства измерений в соответствии с требуемой точностью и условиями эксплуатации. Следовать метрологическим нормам и правилам, выполнять требования национальных и международных стандартов в области профессиональной деятельности.
P7	Владеть иностранным языком на уровне, позволяющем работать в иноязычной среде, разрабатывать документацию, презентовать и защищать результаты профессиональной деятельности.
P8	Эффективно работать индивидуально, в качестве члена и руководителя группы, состоящей из специалистов различных направлений и квалификаций, демонстрировать ответственность за результаты работы и готовность следовать корпоративной культуре организации
P9	Демонстрировать глубокие знания социальных, экономических, правовых, этических и культурных аспектов инновационной инженерной деятельности, компетентность в вопросах устойчивого развития
P10	Самостоятельно учиться и непрерывно повышать квалификацию в течение всего периода профессиональной деятельности

Школа Юргинский Технологический Институт
 Направление подготовки 22.03.02 Металлургия
 Отделение школы (НОЦ) Отделение промышленных технологий

УТВЕРЖДАЮ:
 И.о. руководителя ОПТ
 _____ Кузнецов М.А.
 (Подпись) (Дата) (Ф.И.О.)

ЗАДАНИЕ
на выполнение выпускной квалификационной работы

В форме:

бакалаврской работы

Студенту:

Группа	ФИО
10B51	Дзекунову Вадиму Александровичу

Тема работы:

Проект реконструкции сталеплавильного цеха марганцовистого литья в условиях ОАО «Новосибирского стрелочного завода производительностью» 35 тыс.тонн стали в год	
Утверждена приказом директора (дата, номер)	№ 7/с от 31.01.2019г.
Срок сдачи студентом выполненной работы:	15.06.2019г

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

Исходные данные к работе <i>(наименование объекта исследования или проектирования; производительность или нагрузка; режим работы (непрерывный, периодический, циклический и т.д.); вид сырья или материал изделия; требования к продукту, изделию или процессу; особые требования к особенностям функционирования (эксплуатации) объекта или изделия в плане безопасности эксплуатации, влияния на окружающую среду; энергозатратам; экономический анализ и т.д.)</i>	Реконструкция цеха производительностью 35тыс.т. стали в год в условиях ОАО Новосибирского стрелочного завода. Сталь марки 110Г13Л
---	---

<p>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов <i>(аналитический обзор по литературным источникам с целью выяснения достижений мировой науки техники в рассматриваемой области; постановка задачи исследования, проектирования, конструирования; содержание процедуры исследования, проектирования, конструирования; обсуждение результатов выполненной работы; наименование дополнительных разделов, подлежащих разработке; заключение по работе).</i></p>	<p>подбор и обоснование оборудования для выплавки и разлива стали. Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение проекта, Социальная ответственность</p>
<p>Перечень графического материала <i>(с точным указанием обязательных чертежей)</i></p>	<p>План цеха, Схема технологическая, Схема газоочистки, Техникоэкономические показатели цеха</p>
<p>Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы <i>(с указанием разделов)</i></p>	
<p>Раздел</p>	<p>Консультант</p>
<p>Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение</p>	<p>Лизунков Владислав Геннадьевич</p>
<p>Социальная ответственность</p>	<p>Солодский Сергей Анатольевич</p>
<p>Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:</p>	
<p>Реферат</p>	

<p>Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику</p>	<p>01.02.2019г</p>
--	--------------------

Задание выдал руководитель:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
доцент	Валуев Денис Викторович	к.т.н. доцент		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B51	Дзекунов Вадим Александрович		

ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «ФИНАНСОВЫЙ МЕНЕДЖМЕНТ, РЕСУРСОЭФФЕКТИВНОСТЬ И РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ»

Студенту:

Группа	ФИО
10В51	Дзекунов Вадим Александрович

Институт	ЮТИ ТПУ	Отделение	Промышленных технологий
Уровень образования	Бакалавр	Направление/специальность	22.03.02 «Металлургия»

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

<i>1. Стоимость приобретаемого оборудования, фонд оплаты труда, производственных расходов.</i>	<i>1) Стоимость приобретаемого оборудования 302080000 руб. 2) Фонд оплаты труда годовой 233 481019 руб. 3) Производственные расходы 47426500 руб.</i>

Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:

- 1. Краткое описание исходных технико-экономических характеристик объекта ИР / НИ.*
- 2. Обоснование необходимых инвестиций для разработки и внедрения ИР / НИ; расчет вложений в основные и оборотные фонды.*
- 3. Планирование показателей по труду и заработной плате (расчет штатного расписания, производительности труда, фонда заработной платы).*
- 4. Проектирование себестоимости продукции; обоснование цены на продукцию.*
- 5. Оценка ресурсной, финансовой, социальной, бюджетной эффективности ИР / НИ.*

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей)

- 1. Затраты на покупные комплектующие, ЗП исполнителей, итоговые затраты*

Дата выдачи задания для раздела по линейному графику	01.02.2019г
---	-------------

Задание выдал консультант:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
доцент ОЦТ	Лизунков Владислав Геннадьевич	к.пед.н. доцент		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В51	Дзекунов Вадим Александрович		

ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «СОЦИАЛЬНАЯ ОТВЕТСТВЕННОСТЬ»

Студенту:

Группа	ФИО
10В51	Дзекунов Вадим Александрович

Институт	ЮТИ ТПУ	Отделение	Промышленных технологий
Уровень образования	Бакалавр	Направление/специальность	22.03.02 «Металлургия»

Исходные данные к разделу «Социальная ответственность»:

<p>1. Описание рабочего места (рабочей зоны, технологического процесса, механического оборудования) на предмет возникновения:</p> <ul style="list-style-type: none"> – вредных проявлений факторов производственной среды (метеоусловия, вредные вещества, освещение, шумы, вибрации, электромагнитные поля, ионизирующие излучения); – опасных проявлений факторов производственной среды (механической природы, термического характера, электрической, пожарной и взрывной природы); – негативного воздействия на окружающую природную среду (атмосферу, гидросферу, литосферу); – чрезвычайных ситуаций (техногенного, стихийного, экологического и социального характера). 	<p>Вредные и опасные производственные факторы, возникающие при выплавке, внепечной обработки и разлива стали.</p>
<p>2. Знакомство и отбор законодательных и нормативных документов по теме</p>	

Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:

<p>1. Анализ выявленных вредных факторов проектируемой производственной среды в следующей последовательности:</p> <ul style="list-style-type: none"> – физико-химическая природа вредности, её связь с разрабатываемой темой; – действие фактора на организм человека; – приведение допустимых норм с необходимой размерностью (со ссылкой на соответствующий нормативно-технический документ); – предлагаемые средства защиты (сначала коллективной защиты, затем – индивидуальные защитные средства). 	<p>Действие выявленных вредных факторов на организм человека. Допустимые нормы (согласно нормативно-технической документации). Разработка коллективных и рекомендации по использованию индивидуальных средств защиты.</p>
<p>2. Анализ выявленных опасных факторов проектируемой производственной среды в следующей последовательности:</p> <ul style="list-style-type: none"> – механические опасности (источники, средства защиты); – термические опасности (источники, средства защиты); – электробезопасность (в т.ч. статическое электричество, молниезащита - источники, средства защиты); – пожаровзрывобезопасность (причины, профилактические мероприятия, первичные средства пожаротушения). 	<p>Источники и средства защиты от существующих на рабочем месте опасных факторов (электробезопасность, термические опасности и т.д.). Пожаровзрывобезопасность (причины, профилактические мероприятия, первичные средства пожаротушения). Защита от запыленности и загазованности воздуха. Для защиты глаз работающего от пыли, возможных повреждений применяют защитные очки.</p>

<p>3. Охрана окружающей среды:</p> <ul style="list-style-type: none"> – защита селитебной зоны; – анализ воздействия объекта на атмосферу (выбросы); – анализ воздействия объекта на гидросферу (сбросы); – анализ воздействия объекта на литосферу (отходы); – разработать решения по обеспечению экологической безопасности со ссылками на НТД по охране окружающей среды. 	
<p>4. Защита в чрезвычайных ситуациях:</p> <ul style="list-style-type: none"> – перечень возможных ЧС на объекте; – выбор наиболее типичной ЧС; – разработка превентивных мер по предупреждению ЧС; – разработка мер по повышению устойчивости объекта к данной ЧС; – разработка действий в результате возникшей ЧС и мер по ликвидации её последствий. 	Безопасность при возникновении ЧС.
<p>5. Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности:</p> <ul style="list-style-type: none"> – специальные (характерные для проектируемой рабочей зоны) правовые нормы трудового законодательства; – организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны. 	Контроль за выполнением требований безопасности.
Перечень графического материала:	
<p>При необходимости представить эскизные графические материалы к расчётному заданию (обязательно для специалистов и магистров)</p>	Схема газоочистки

Дата выдачи задания для раздела по линейному графику	01.02.2019г
---	-------------

Задание выдал консультант:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
И.о. руководителя ОТБ	Солодский Сергей Анатольевич	к.т.н		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10B51	Дзекунов Вадим Александрович		

РЕФЕРАТ

Бакалаврская работа 121 с., 8 рис., 31 табл., 26 источников, 2 приложения.

Ключевые слова: электросталелитейный цех, электродуговая печь, АКОС, марганцовистое литье, крестовина.

Объектом исследования является электросталелитейный цех ОАО «Новосибирский стрелочный завод» по производству рельсовой стали.

Цель работы – реконструировать сталелитейный цех марганцовистого литья с установкой дуговых сталеплавильных печей работающих на постоянном токе, вместимостью 3 тонны (ДППТУ-3), агрегата внепечной обработки стали (АКОС).

В результате разработки был предложен вариант реконструкции электросталелитейного цеха, рассмотрены основные пролеты и располагающееся в них оборудование. Представлены расчеты основного оборудования использованного в цехе, расчет шихты и баланс металла в цехе. Рассмотрена технология выплавки, внепечной обработки, разливки стали марки 110Г13Л.

В разделе «Социальная ответственность» рассмотрены вопросы охраны и гигиены труда, а также указаны опасные факторы, влияющие при производстве стали, на человека. В этом же разделе отмечены вредные воздействия производства на окружающую среду и пути их устранения.

Экономическая эффективность работы расчеты капитальных вложений и производственной мощности, расчет фонда заработной платы и окупаемости реконструкции цеха показали целесообразность данного проекта.

ESSAY

Bachelor work 121 p., 8 fig., 31 tab., 26 sources, 2 applications.

Key words: electric arc shop, electric arc furnace, AKOS, manganese cast, cross.

The object of the research is the electric-electrolyte workshop of the OJSC “Novosibirsk switch plant” for the production of rail steel.

The aim of the work is to reconstruct the steelmaking shop of manganese casting with the installation of arc steelmaking furnaces operating on direct current, with a capacity of 3 tons (DPPTU-3), an after-furnace steel processing unit (AKOS).

As a result of the development, a version was proposed for the reconstruction of the electric-electric foundry shop, the main spans and the equipment located in them were considered. The calculations of the main equipment used in the workshop, the calculation of the charge and the balance of the metal in the workshop are presented. The technology of smelting, secondary treatment, casting of 110G13L steel was considered.

In the section “Social Responsibility”, the issues of occupational safety and health are considered, as well as the dangerous factors affecting the production of steel are shown. In the same section, the adverse effects of production on the environment and ways to eliminate them are noted.

The economic efficiency of the calculations of capital investments and production capacity, the calculation of payroll and payback of the reconstruction of the shop showed the feasibility of this project.

Содержание

Введение	13
1 Объект исследования	14
1.1 Технико-экономическое обоснование строительства ЭСПЦ	15
1.2 История Новосибирского стрелочного завода	16
1.3 Организационная структура управления цеха	18
1.4 Общая характеристика здания цеха	21
1.5 Элементы конструкции здания	23
1.6 Транспорт электросталелитейного цеха	26
1.7 Подготовка металлошихты, сыпучих и других материалов и их транспортировка в сталелитейный цех	27
1.8 Грузопотоки сталелитейного цеха	30
1.9 Организация работ цеха	31
2 Расчеты и аналитика	37
2.1 Баланс металла	37
2.2 Расчет шихты для выплавки стали 110Г13Л	44
2.3 Расчёт оборудования цеха	58
3 Результаты проведенного исследования	70
3.1 Технология выплавки стали марки 110Г13Л	70
3.2 Внепечная обработка стали	80
3.3 Разливка стали	84
4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	86
4.1 Технико-экономическое обоснование проекта	86
4.2 Расчет основных фондов цеха и капитальные вложения при его реконструкции	86
4.3 Расчет производственной программы цеха	88
4.4 Расчёт переменных затрат	90
4.5 Расчет показателей по труду и заработной плате	92

4.6 Расчет себестоимости продукции	95
4.7 Расчёт технико-экономических показателей цеха	96
5 Социальная ответственность	98
5.1 Описание рабочего места	98
5.2 Основные опасные и вредные производственные факторы	99
5.3 Анализ опасных факторов произведенной среды	110
5.4 Охрана окружающей среды	112
5.5 Разработка превентивных мер по предупреждению ЧС	116
5.6 Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности	118
Заключение	122
Список использованных источников	123
Приложение А Патентный поиск	126

Компакт-диск:

В конверте
на обложке

ФЮРА В51.068.000.000 ПЗ Пояснительная записка. Файл Пояснительная записка.docx в формате MicrosoftOfficeWord 2010.

ФЮРА В51.068.001.000 План цеха (Лист 1). Файл План цеха.cdw в формате Компас 3-DV16.

ФЮРА В51.068.001.000 План цеха (Лист 2). Файл Разрез цеха.cdw в формате Компас 3-DV16.

ФЮРА В51.068.001.000 Спецификация. Файл Спецификация.cdw в формате Компас 3-DV16.

ФЮРА В51.068.002.000 ЛП Технологическая схема. Файл Технологическая схема.cdw в формате Компас 3-DV16.

ФЮРА В51.068.003.000 ЛП Техничко-экономические показатели. Файл Техничко-экономические показатели. cdw в формате Компас 3-DV16.

ФЮРА В51.068.004.000 ЛП Схема газоочистки. Файл Схема газоочистки.cdw в формате Компас 3-DV16.

Графический материал:

На отдельных
листах

ФЮРА В51.068.001.000 План цеха

ФЮРА В51.068.002.000 Технологическая схема

ФЮРА В51.068.003.000 ЛП Техничко-экономические показатели цеха

ФЮРА В51.068.004.000 ЛП Схема газоочистки

Введение

Из всех известных способов производства стали наиболее перспективным является электросталелитейное производство: обеспечивает высокие эксплуатационные свойства металла с приемлемыми технико-экономическими показателями.

Технология плавки и конструкция печи непрерывно и быстро совершенствуется. За последнее время продолжительность плавки сократилась с трех часов до шестидесяти минут.

В связи с развитием технологии и усовершенствованием технологического оборудования изменяются объемно-планировочные решения при проектировании сталелитейных цехов.

Рост объема производства электростали в мире связан с увеличением, как числа ДСП, так и их вместимости, мощности печных трансформаторов и широким использованием химической энергии. Если ранее в электропечах выплавляли в основном легированные и специальные стали, то теперь электросталелитейное производство вошло в сектор рынка, который прежде занимали мартеновское и конвертерное производство. Кроме того, с использованием процессов ковшевой металлургии стало возможным выплавлять в высокомошных ДСП одношлаковым процессом качественные легированные стали, которые ранее выплавляли только в ДСП малой и средней вместимости двухшлаковым процессом.

1 Объект исследования

1.1 Технико-экономическое обоснование строительства ЭСПЦ

В настоящее время на большинстве предприятий России остро стоит вопрос старения основных фондов, низкая конкурентоспособность изделий, загрязнение окружающей среды. Особенно большой вред окружающей среде наносят плавильные печи, в частности, дуговые печи переменного тока. Традиционным методом защиты воздушного бассейна является строительство мощных устройств пылегазоочистки, высокая стоимость сооружения и эксплуатации которых снижает и так низкую рентабельность производств.

Как и на других предприятиях, эти вопросы, остро стоят на ОАО «Новосибирский стрелочный завод» (ОАО «НСЗ»).

Основой для плавки черных металлов на предприятии являются ДСВ вместимостью 3 тонны.

В цехе марганцовистого литья освоен выпуск отливок из высокомарганцовистой износостойкой стали аустенитного класса 110Г13Л (сталь Гадфильда Р.А.) для изготовления деталей, работающих на износ в условиях трения, скольжения, высоких давлений, ударов: крестовины и сердечники железнодорожных путей.

Недостатком печей ДСВ является высокий уровень удельного расхода электроэнергии (812 кВт·ч/т жидкой стали), низкая производительность (время плавки от 3 ч 10 мин до 4 ч 10 мин), высокий расход графитированных электродов (8,8 кг/т жидкой стали), угар шихтовых материалов (6 %) и ферросплавов, высокий уровень шума. Брак отливок составляет 5,6 %.

Новейшие экономические и экологические требования к процессам переработки металлолома заставляют специалистов создавать более совершенные технологии.

Универсальные дуговые печи постоянного тока (ДПТУ) создали новые возможности в переработке лома черных и цветных металлов, связанные со значительным улучшением технико-экономических показателей процесса

плавки. При разработке ДППТУ использован опыт создания дуговых печей переменного тока и плазменных печей с керамическим тиглем постоянного тока, разработанных ранее. ДППТУ состоит из частей и механизмов, однотипных с ДСП.

Отличительной особенностью ДППТУ от дуговых печей переменного тока является наличие только одного верхнего графитированного электрода (катода), расположенного вдоль вертикальной оси печи, и наличие подовых электродов (анодов) в подине печи.

Дуговые сталелитейные печи постоянного тока по сравнению с печами переменного тока имеют следующие преимущества:

- значительное снижение уровня шума;
- уменьшение уровня пыле- и газообразования в процессе плавки;
- снижение угара металлошихты;
- снижение расхода ферросплавов;
- сокращение периода расплавления металла;
- экономия электроэнергии;
- снижение удельного расхода графитированных электродов;
- отсутствие перегрева металла в зоне горения дуги;
- однородность химического состава металла в объеме ванны вследствие электромагнитного перемешивания металла;
- интенсификация процессов десульфурации и дефосфорации металла в процессе плавки;
- возможность переплава стружки и мелкой шихты из-за низкого угара.

Указанные преимущества в совокупности превышают достигнутый мировой уровень [2].

Кроме того, получившие в последние годы широкое распространение агрегаты для внепечной обработки стали, в том числе агрегат комплексной обработки стали (АКОС), дополнительно расширили возможности сталелитейного производства, как по увеличению производительности, так и по повышению качества стали и дальнейшему снижению ее себестоимости.

Причем универсальность АКОСа заключается в том, что он может быть использован для доводки полупродукта, выплавленного в любом сталелитейном агрегате, в том числе и в печи ДППТУ. При использовании АКОСа в сталелитейном производстве появляется возможность снизить себестоимость, резко повысить качество металла, расширить возможности цеха по освоению новых марок стали.

1.2 История Новосибирского стрелочного завода

Завод выпускает стрелочную продукцию для магистральных путей ОАО «РЖД», для подъездных путей предприятий, для металлургических комбинатов, для угольных разрезов, для шахт, для трамвайных путей и метрополитенов.

Новосибирский стрелочный завод был основан в 1942 г. на базе эвакуированного Нижнеднепровского стрелочного завода. Начавшаяся Великая Отечественная война помешала строительству нового стрелочного завода в Нижнеднепровске (современное название – Днепропетровск). Поэтому Правительством было принято решение об эвакуации завода в восточные районы страны, а именно в Новосибирск.

Первой продукцией завода были стрелочные переводы из рельсов типов I-а, II-а, III-а и IV-а, с рельсосборными крестовинами и контррельсами из рельсов, с лафетными стрелками и шкворневым креплением корня остряка. Первые конструкции стрелочных переводов выдерживали небольшие нагрузки и позволяли пропускать поезда с малыми скоростями.

По мере восстановления народного хозяйства возрастали нагрузки на элементы верхнего строения пути и скорости движения поездов, поэтому на железных дорогах шло внедрение рельсов более тяжелых типов – это рельсы Р43, Р50, Р65, Р75 и, соответственно, создавались новые конструкции стрелочных переводов для них.

Возросшая грузонапряженность железных дорог и увеличение нагрузок на элементы пути от оси подвижного состава потребовало создания новых конструкций стрелочных переводов, с применением новых материалов и внедрения технологий упрочнения деталей, позволяющих увеличить износостойкость элементов и их долговечность, повысить скорости движения поездов по переводам, как по прямому, так и по боковому направлениям.

В 2004 г. номенклатура выпускаемой заводом продукции насчитывала 329 наименований. Перечень изделий: стрелочные переводы различных типов и марок, в том числе стрелочные переводы на ЖББ, стрелочные переводы с крестовинами НПК, двойные перекрестные стрелочные переводы, стрелочные переводы с гибкими острьяками, съезды для метрополитенов и магистральных путей, уравнильные приборы для железнодорожных мостов, уравнильные стыки на ЖББ для компенсации изменения длины рельсовых нитей, башмакосбрасыватели, ручные переводные механизмы, отдельные крестовины, гарнитуры к электро-приводам (СП6 и СП12) стрелок и крестовин НПК как с внешними замыкателями, так и без них.

Разработкой конструкций стрелочных переводов для магистральных путей Российских железных дорог занимается один из отделов Проектно-технологическо-конструкторского бюро по пути и путевым машинам Департамента пути и сооружений (ПТКБ ЦП) ОАО «РЖД» по рекомендациям ВНИИЖТ.

Высококвалифицированными специалистами завода в сотрудничестве с коллективами научно-исследовательских институтов внедрен ряд технологических процессов, часть из которых не имеет аналогов в мировой практике:

– Впервые в мире на заводе внедрен метод упрочнения поверхности катания сердечников крестовин энергией взрывной волны, в результате этого увеличилась поверхностная твердость и на 20–25 % повысилась износостойкость крестовин.

– Впервые в России разработана конструкция стрелочных переводов на подкладках с выштампованными ребордами. Применение таких подкладок позволило значительно повысить надежность скрепления рельсовых элементов стрелочных переводов с элементами основания. Кроме того, по предложениям специалистов завода были изготовлены опытные партии стрелочных переводов, в конструкции которых введены стрелочные подкладки с выштампованной подушкой. Изготовление таких подкладок значительно сокращает трудоемкость их изготовления и металлоемкость продукции.

– Коллектив завода впервые в России начал освоение новой технологии стыковой сварки сердечника с рельсовыми окончаниями и остряка с рельсовым окончанием.

– Внедрение процесса закалки поверхности катания остряков и рамных рельсов с помощью токов высокой частоты (ТВЧ).

Являясь одним из ведущих предприятий по выпуску стрелочных переводов, завод продолжает осваивать и выпускать самые прогрессивные стрелочные переводы для России, а также некоторых других стран и по праву может считаться основоположником развития скоростного железнодорожного движения.

1.3 Организационная структура управления цеха

Сталелитейный цех является структурным подразделением ОАО «НСЗ». В сталелитейном цехе марганцовистого литья выплавляют и разливают сталь марки 110Г13Л, осуществляют термообработку отливок деталей из этой стали. Цех подчиняется непосредственно заместителю генерального директора по производству и свою деятельность осуществляет под его руководством.

В своей работе сталелитейный цех руководствуется законодательством РФ, приказами, распоряжениями и указаниями Генерального директора завода и его заместителей, планами (графиками) работ по выпуску отливок,

методическими, нормативными и другими руководствующими материалами по производственно-хозяйственной деятельности цеха.

Начальник цеха назначается и освобождается от занимаемой должности приказом Генерального директора по представлению заместителя по производству, по согласованию с главным металлургом, а руководители структурных подразделений цеха назначаются и освобождаются от занимаемой должности по представлению начальника цеха.

«Положение о цехе » разработано с целью установления его функций и взаимосвязи с другими подразделениями завода, а также основных прав, обязанностей и ответственности его работников.

Задачи цеха:

1. Изготовление и выпуск продукции в соответствии с планом предприятия.
2. Обеспечение договорных обязательств, ритмичный выпуск отливок для цехов завода.
3. Обеспечение высокого качества изготавливаемой продукции.
4. Рациональное и экономичное использование материалов и трудовых ресурсов, эффективное использование основных и оборотных фондов.
5. Обеспечение наивысшей производительности труда, снижение себестоимости продукции.

Структура и штаты цеха определяются в соответствии с функциональными задачами и объемом работ, устанавливается штатным расписанием, утвержденным руководителем предприятия. Структуру цеха составляют следующие подразделения:

- 1) Производственно-диспетчерский отдел – обеспечивает ритмичный выпуск продукции заданного качества в соответствии с планом.

2) Участок подготовки производства – обеспечивает рабочие места инструментом и оснасткой, согласно ведомостям оснастки.

3) Участок механика – обеспечивает бесперебойную работу технологического и подъемно-транспортного оборудования цеха, поддерживает его в исправном состоянии.

4) Участок энергетика – обеспечивает бесперебойную работу энергетического оборудования, природоохранных и вентиляционных установок, электрических, водяных, паровых и газовых сетей, санитарно-технических коммуникаций, энергетические части технологического и подъемно-транспортного оборудования цеха, отвечающую требованиям правил технической эксплуатации, электрической и пожарной безопасности.

5) Административно-хозяйственный отдел – обеспечивает поддержание в исправном состоянии здания цеха, внутренних помещений, а также элементов благоустройства на закрепленной за цехом территории.

6) Технологический отдел – совместно с главным специалистом разрабатывает технологические инструкции на оборудование и приспособления по технике безопасности.

7) Отдел технического контроля – осуществляет проверку свойств готовых изделий, контроль технологических режимов, проверку состояния средств технологического оснащения и измерительных приборов, контроль над соблюдением технологической дисциплины, систематизация и анализ брака и разработка рекомендаций по его предупреждению, своевременное выполнение контрольных операций, обеспечение надежности результатов проверки, а также высокой производительности труда контролеров.

8) Отдел организации труда и заработной платы – разрабатывает технически обоснованные нормы времени на вспомогательные, временные и

дополнительные работы, связанные с отступлением от нормальных условий, предусмотренных технологическим процессом.

9) Бухгалтерия – осуществляет бухгалтерский учет с использованием современных средств механизации и автоматизации учетно-вычислительных работ.

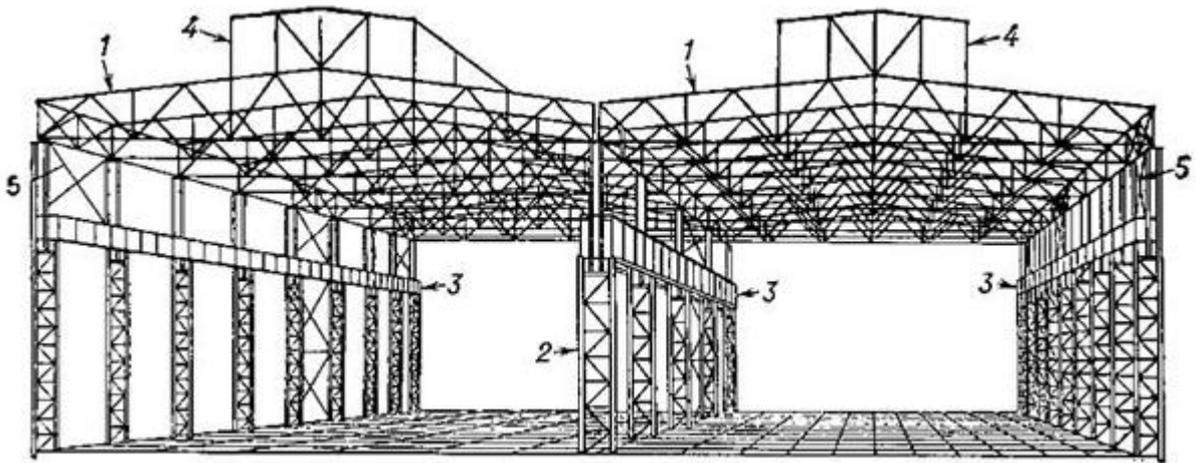
10) Планово-экономический отдел – разрабатывает проекты годовых, квартальных и месячных планов цеха по основным технико-экономическим показателям с расчетами и обоснованиями.

1.4 Общая характеристика здания цеха

Производственные здания предназначены для осуществления в них основных или вспомогательных производственных процессов и служат целям рационального размещения оборудования и рабочих мест в определенной технологической последовательности для эффективной организации производственного процесса.

Объемно-планировочная схема и конструкция здания в значительной мере зависят от вида применяемого внутрицехового транспорта. Основным видом внутрицехового транспорта сталелитейного цеха являются электрические краны. Основной, наиболее распространенный тип промышленных зданий каркасный (Рисунок 1.1).

Каркас воспринимает внешние воздействия на здание (ветер, снег), внутренние эксплуатационные нагрузки, собственную массу элементов здания и давления грунта на подземные части здания. К несущим элементам относятся фундаменты, колонны, стропильные и подстропильные фермы, подкрановые балки.



1 – стропильная ферма; 2 – колонна; 3 – подкрановая балка;
4 – светоаэрационный фонарь; 5 – связи

Рисунок 1.1 – Конструктивная схема стального каркасного
производственного здания

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

Каркас здания состоит из поперечных плоских, взаимно-связанных между собой рам. Каждая рама представляет собой сочетание двух вертикальных элементов (колонн) и соединяющей их горизонтальной детали (ригель) в виде балки или фермы (стропильная ферма). Ригель связывается с колонной шарнирно.

Дополнительную жесткость каркаса обеспечивают подкрановые балки, на которых укладывают рельсы мостовых кранов. Также к горизонтальным связям относят «ветровые фермы», установленные в торцах зданий на уровне подкрановых балок или нижнего пояса строительных ферм.

Вертикальные связи устанавливают между колоннами продольных рядов в середине деформационного блока. Вертикальные связи в виде ферм обеспечивают правильность установки вершук колонн при монтаже, а также передачу продольных усилий с верхних участков торцевых стен на колонны.

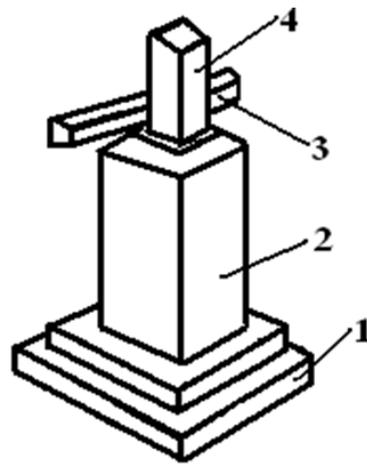
При колебаниях температуры наружного воздуха каркас здания изменяет свои размеры. Это приводит к появлению дополнительных напряжений в конструктивных элементах каркаса, что при чрезмерно больших деформациях грозит нарушением его несущей способности. Кроме того, при больших деформациях возможно образование трещин в ограждающих конструкциях, крыше и стенах. Такое же воздействие оказывает неравномерная осадка здания из-за неоднородности грунтов на площадке застройки или из-за резко выраженной разницы в нагрузке на основание. Для предупреждения этих явлений в каркасе здания предусмотрены деформационные швы (температурные, усадочно-сейсмические).

Деформационные швы разделяют на отсеки. Расстояние между температурными швами 60–72 мм. Основным материалом несущих конструкций служит железобетон – один из наиболее долговечных и стойких материалов. Железобетон устойчив против коррозии и не требует защитной отделки и окраски, негорюч [3].

1.5 Элементы конструкции здания

Фундаменты. Для здания характерны одиночные столбчатые фундаменты под несущие колонны. Они устанавливаются при очень сильных нагрузках и при слабых неоднородных грунтах (Рисунок 1.2).

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



1 – монолитный фундамент (подошва); 2 – подколонник;
 3 – фундаментная балка; 4 – железобетонная колонна
 Рисунок 1.2 – Фундамент под отдельно стоящие колонны

Фундаментные балки. Для опирания самонесущих и навесных стен по периметру здания по обреза́м фундамента укладывают фундаментные балки или рандбалки, изготовленные из железобетона. Фундаментная балка уложена так, что ее верхняя грань выше уровня грунта, но ниже чистого пола на 30 мм. Такое расположение балки позволяет избежать касания грунта стенами и таким образом предотвращает их от увлажнения, устройства дверей и ворот без порогов.

Стропильные фермы. Стропильная ферма изготовлена из стальных уголков, широкополочных тавров, соединяемых в узлах электросваркой, в верхней части которой устроен аэрационный фонарь (Рисунок 1.3).

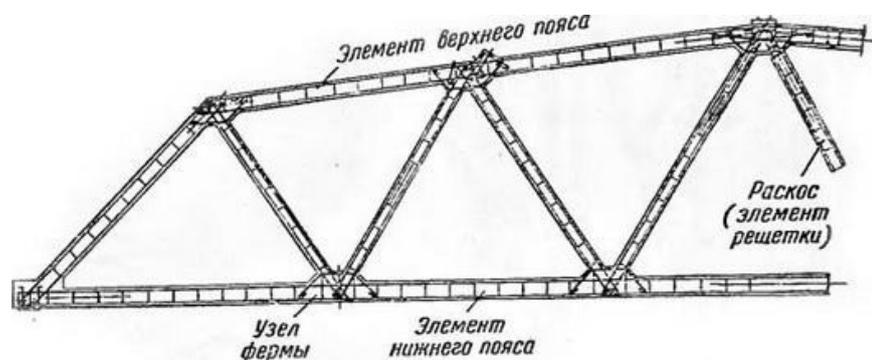


Рисунок 1.3 – Стропильная ферма

Стропильные фермы представляют собой несущие элементы покрытия в виде плоской решетчатой сквозной системы стержней, соединенных между собой по концам.

Наружные стены с покрытиями защищают внутреннее пространство здания от внешних воздействий. В зависимости от конструкций стены подразделяют на несущие, самонесущие и навесные.

Для устройства несущих стен использованы кирпич, крупные и мелкие блоки; самонесущих из кирпича, мелких блоков или панелей. Торцевые стены испытывают большие нагрузки, в связи с этим для обеспечения их устойчивости сооружён дополнительный каркас, размещённый в плоскости стен. Он состоит из железобетонных стальных ригелей. Этот дополнительный каркас называют фахверком.

Так как сталелитейный цех является цехом с избыточным тепловыделением, то стены устроены из стальных волнистых и ребристых листов (легкие стены). Листы навешены на ригели фахверка внахлест. Для защиты легких стен от случайных повреждений цокольная часть стен выполнена из бетонных панелей.

Колонны – основной элемент несущего каркаса. Они опираются на фундаменты и в свою очередь являются опорами для несущих конструкций покрытия. В колоннах различают верхнюю часть, надколонник, на который опираются несущие конструкции покрытия: основной стержень, по которому передаются нагрузки от покрытия и кранов. Выделяется башмак (база) передающий нагрузку колонны на фундамент. Покрытия служат для ограждения внутренних помещений здания от атмосферных осадков и внешних температурных воздействий. Применяют настил из стальных листов, которые хорошо выдерживают неравномерный нагрев лучистым теплом расплавленного или раскалённого металла.

Ворота служат для проезда автотранспорта. Для проезда автотранспорта высота ворот не ниже 2,4 м, ширина не менее 2 м. Для проезда железнодорожного транспорта нормальной колеи 4,7×5,6 м. Для прохода

небольшого количества работающих в створах ворот устроены двери. В цехе существует несколько конструкций ворот; распашные, раздвижные. Распашные ворота имеют лучшую герметичность притвора.

1.6 Транспорт электросталелитейного цеха

Работа сталелитейного цеха тесно связана с функционированием различных цехов и отделений НСЗ, в процессе взаимодействия которых осуществляется большой объем перевозок. Эти перевозки связаны с обеспечением сталелитейного цеха металлошихтой, ферросплавами, шлакообразующими добавками, огнеупорами и другими материалами, а также необходимостью вывоза готовой металлопродукции из цеха в виде отливок непосредственно к потребителю или в механосборочный цех и отходов в виде шлака 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 межцехового транспорта применяют железнодорожный, автомобильный, непрерывный транспорт. Тип транспорта выбирают с учетом объема перевозок, вида перевозимых грузов, характера или условий технологического процесса и экономичности того или иного транспорта в конкретных условиях цеха. На долю железнодорожного транспорта приходится примерно 60 % грузоперевозок, а автомобильного 12 % общего грузооборота.

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.

К машинам непрерывного транспорта относится пневматический транспорт. Пневматический транспорт применяют для транспортировки тонкоизмельченных и зернистых материалов по трубам в смеси с воздухом. Материалы перемещаются в результате сообщения им скорости движущимся потоком воздуха. Этот способ применяется, в частности, для вдувания различных материалов в сталь при внепечной обработке.

Под давлением воздуха по трубам транспортируют калиброванную тару (патрон) с пробами металла от печи в экспресс-лабораторию центральной заводской лаборатории (пневмопочта).

1.7 Подготовка металлошихты, сыпучих и других материалов и их транспортировка в сталелитейный цех

При выплавке электростали 95 % всей шихты представляет лом и отходы черных металлов. На НСЗ перерабатывается и используется возврат собственного литейного производства (бракованные отливки, литники), отходы механического цеха (стружка, раскрой, высечка). Хранятся шихтовые материалы на заводском складе.

Стальной лом, поступающий на склад должен соответствовать общим техническим условиям на черные вторичные металлы в соответствии с ГОСТ 2787-86. Согласно указанному ГОСТу, вторичные черные металлы подразделяются на классы (стальные: лом и отходы, и чугунные: лом и отходы), по наличию легирующих элементов на категории (А – углеродистые, Б – легированные), по показателям качества на 26 видов, по содержанию легирующих элементов на 67 групп. Важное значение для более полного использования легирующих элементов, содержащихся в ломе, имеет организация отдельного сбора, хранения и транспортировки лома по соответствующим группам. Смешение отдельных групп лома ведет не только к невозвратимым потерям легирующих элементов, но зачастую является причиной брака при производстве стали [4].

Вторичные черные металлы должны быть безопасны для перевозки и переработки. Стальной и чугунный лом, предназначенный для переплава в плавильных печах, регламентируется по габаритам, насыпной плотности и массе отдельных кусков. При работе с мелкой обрезью и стружкой применяют электромагнит, при погрузке штучных немагнитных кусков – клещевой захват (Рисунок 1.4).

Примерно 40 % металлолома поступающего на заводской склад находится в смешанном состоянии по видам и крупности. После сортировки металлоотходов магнитный лом загружают кранами с электромагнитными плитами в полувагоны и перевозят в шихтовое отделение.



Рисунок 1.4 – Клещевой захват с кернами

Шихта может быть использована только после предварительной подготовки. В шихтовом отделении цеха имеется участок подготовки шихты, где размещена газорезка и другое оборудование, необходимое для разделки и резки крупногабаритной шихты. Подготовленную шихту разгружают в закрома, а также завалочные бады (корзины), которые передаточной тележкой перевозятся в печное отделение и после взвешивания загружаются в печь с помощью мостового крана печного отделения (Рисунок 1.5).

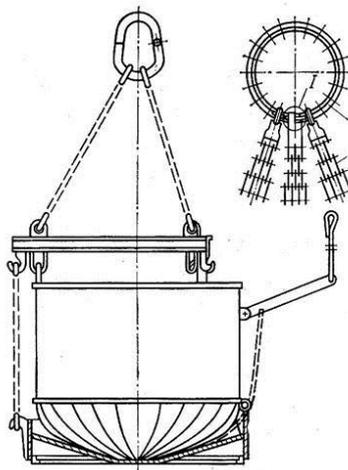


Рисунок 1.5 – Завалочная бадья

Необходимые для плавки ферросплавы и шлакообразующие доставляют в шихтовое отделение цеха насыпью или в мягкой таре автомобильным транспортом. Сыпучие материалы (железная руда, плавиковый шпат, магнезитовый порошок) разгружают в шихтовом отделении цеха в специальные закрома или непосредственно в закрома плавильного отделения.

Доля ферросплавов в общем грузопотоке шихтового отделения сравнительно невелика и составляет 5–10 %.

Применяемые в цехе ферросплавы, такие как ферросилиций, высоко и среднеуглеродистый ферромарганец характеризуются большой объемной массой. Поэтому эти ферросплавы перевозят с ферросплавных заводов железнодорожным транспортом навалом. Разгрузка и перегрузка этих ферросплавов в шихтовом отделении цеха осуществляется мостовым краном либо в бункера, если удовлетворяет фракционный состав, либо в закрома. Если фракционный состав велик, то перед загрузкой в подвесной бункер эти ферросплавы подвергают дроблению на дробилках.

Кроме металлошихты, при производстве стали применяют большое количество сыпучих и порошкообразующих материалов. В качестве шлакообразующих материалов используют свежесожженную известь, шамотный бой, плавиковый шпат. В качестве окислителя применяют железную руду. В качестве раскислителей применяют порошкообразные

материалы: молотый и дробленый ферросилиций, алюминиевую стружку. Для легирования стали применяют ферромарганец, с размером кусков от 20 до 100 мм.

Все перечисленные сыпучие и порошкообразные материалы должны быть хорошо просушены и прокалены. Это связано с тем, что после загрузки материалов в печь или ковш с жидким металлом, влага быстро испаряется, а образовавшийся атомарный водород растворяется в расплавленном металле.

1.8 Грузопотоки сталелитейного цеха

Основные грузопотоки цеха связаны с обеспечением приема лома и его загрузки в печь, подачи и загрузки сыпучих материалов, шлакообразующих и ферросплавов, уборки шлака, разливки стали и транспортировки в другие цеха готовой продукции.

Лом с заводского склада железнодорожным транспортом поступает в шихтовое отделение цеха. Если шихта в цех поступает навалом, то она разгружается в закрома при помощи мостового крана шихтового пролета с подвешенной магнитной плитой.

После установки загрузочной корзины на передаточную тележку производят завес металлозавалки, и если в загрузочной корзине находится требуемый развес шихты, то передают в печное отделение, в котором производят завалку шихты в печь, либо устанавливают на площадку, специально отведенную под установку загрузочных корзин.

Завалку производят после подъема свода и выката ванны электропечи. Механизированная загрузка ванны шихтой производится загрузочной корзиной с помощью завалочного крана в один прием.

Поступающие в шихтовое отделение шлакообразующие материалы разгружаются в закрома. Из шихтового отделения материалы поступают в печной пролет, где разгружаются мостовым краном печного отделения в расходные закрома и стационарные бункера АКОСа. Шамотный бой

предварительно подвергнутый измельчению на бегунах, загружается в коробки и подается непосредственно к печи. Ферросплавы из стационарных бункеров АКОСа по трубопроводам загружаются в ковш.

В печном отделении сталь из печи выливают в ковш, удерживаемый завалочным краном. После выпуска стали ковш с металлом передается на агрегат внепечной обработки. После обработки, ковш транспортируется мостовым краном заливочного участка и производится заливки форм.

Шлак, образующийся при расплавлении и в окислительный период плавки, удаляется из печи через рабочее окно в шлаковню, установленную под рабочим окном печи. После скачивания шлака, заполненная шлаковня краном печного отделения убирается из-под рабочего окна. Вместо нее устанавливается порожняя шлаковня. Шлак из полной шлаковни, после его затвердевания, пересыпается в коробку, рассчитанную на прием шлака из 5 – 6 шлаковен. По мере заполнения коробки шлак вывозится на переработку.

1.9 Организация работ цеха

1.9.1 Организация работ в шихтовом отделении

В шихтовом отделении сталелитейного цеха производится приемка, разгрузка и хранение определенного запаса лома, шлакообразующих материалов и ферросплавов, подготовка материалов к плавке и передача их в печное отделение для загрузки в печь.

Подача лома в цех осуществляется с заводского склада (склад огнеупоров) железнодорожным транспортом в полувагонах или автомобильным транспортом. Составы с металлическим ломом поступают в сталелитейный цех по железнодорожному пути шихтового отделения, а шлакообразующие материалы и ферросплавы насыпью или в мягкой таре автомобильным транспортом. Если шихта в цех поступает навалом, то она разгружается в закрома при помощи мостового крана шихтового отделения с подвешенной магнитной плитой. Закрома для шихтовых материалов

расположены вдоль железнодорожного пути. Здесь хранится недельный запас шихты.

В шихтовом отделении имеется участок подготовки шихты, где размещена газорезка и другое оборудование, необходимое для разделки и резки крупногабаритной шихты. Здесь же расположен участок разгрузки и хранения рельсов (максимальная длина рельса 8 метров).

Предварительно подготовленная шихта загружается в загрузочные корзины с раскрывающимся днищем в виде эластичных цепей.

Стальной лом, отходы собственного производства, ферросплавы взвешиваются на 10-и тонных платформенных весах 4580П20-4-1 в количествах, соответствующих шихтовке. Шлакообразующие материалы, и железная руда взвешивается на платформенных весах РП-100Ш13.

Загрузочные корзины передаются в печное отделение на передаточных тележках. Вес металлической шихты для нормальной загрузки печи не должен превышать 4,3 т при ведении плавки методом окисления и 5,0 т – при ведении плавки методом переплава. При загрузке шихты в загрузочную корзину на дно ее укладывают 3–5 % легкой шихты, затем тяжеловесную и объемную, затем легковесную. Загрузка стружки в корзину производится только магнитом для более равномерного ее распределения.

Все применяемые при выплавке стали материалы используют подсушенными. Известь применяется комовая, только свежего обжига. Разложившуюся известь – «пушенку» применять нельзя. Хранение извести – в таре, защищенной от воздействия влаги и загрязнения посторонними примесями.

Ферросплавы используются прокаленными в термопечи (камерной мазутной печи с выкатным подом) при температуре 500–900 °С в течение 3-х часов слоем не более 200 мм. Размер кусков используемых ферросплавов от 20 до 100 мм. Не допускается применение ферросплавов в более крупных и мелких кусках.

Для ускорения разгрузки мостовым краном штучных грузов использованы простейшие средства механизации: клещи и крючки, навешиваемые на крюк мостового крана. Для погрузочно-разгрузочных работ в шихтовом пролете применяются мостовые краны со съёмным магнитом.

Электроды поступают в цех преимущественно автомобильным транспортом и разгружаются мостовым краном на напольные стеллажи печного отделения, откуда они передаются к печи.

1.9.2 Плавильное отделение, участок высокомарганцовистого литья

Печи установлены на фундаментах, а их обслуживание осуществляется с рабочей площадки, которая расположена на уровне пола цеха. Рядом с печами расположены закром для дополнительных материалов для плавки и закрорма для известняка. На нулевой отметке цеха (пол цеха) расположены: стенд для набора свода, стенд резервного свода, участок футеровки и сушки ковшей.

Ширина пролета составляет 21 м, длина – 84 м. Высота до головки подкранового рельса 10,95 м. Шаг колонн в основном ряду равен 6 м.

Доставка металлошихты из шихтового отделения в печное осуществляется загрузочной корзиной с раскрывающимся днищем в виде эластичных цепей, которая на передаточной тележке по поперечным путям передается из шихтового отделения.

Для загрузки шихтой электропечь устанавливается вертикально, поднимается сводовый электрод механизмом перемещения электрода; поднимается свод механизмом подъема свода и ванна электропечи выкатывается. Механизованная загрузка ванны шихтой производится загрузочной корзиной с помощью двухкрюкового крана в один прием. Грузоподъемность завалочного крана 10/3 т.

После загрузки шихты ванна, а затем свод возвращаются в исходное положение, ванна фиксируется на люльке, опускается сводовый электрод и начинается процесс плавки. Включение электропечи в работу осуществляется

за счет перемещения сводового электрода до контакта с переплавляемым металлом и растягивания дуги.

После окончания расплавления электропечь наклоняется механизмом наклона в сторону рабочего окна для скачивания шлака, а затем, после проведения необходимых технологических операций, в сторону сливного носка для слива металла.

В случае необходимости, после выпуска предыдущей плавки металлическим гребком очищают подину и откосы от остатков шлака и металла, после чего поднимают электроды в верхнее положение, поднимают свод, открывают замки и выкатывают ванну. Осматривают состояние футеровки электропечи (подрыв подины, разрушение стен, откосов и арок) и приступают к заправке печи смесью периклазового порошка и предварительно приготовленного в ведре раствора жидкого стекла с водой в соотношении 1: 3. Заправку проводят ускоренными темпами для лучшего спекания заправочной смеси с футеровкой печи.

При необходимости перед включением печи заменяют или наращивают электроды, длина которых должна быть достаточной для проведения всей плавки. Подача к печи электродов осуществляется с помощью вспомогательного крюка завалочного крана. Наращивание электродов осуществляется вручную.

Шлаки, образующиеся при расплавлении и в окислительный период, удаляются из печи через рабочее окно. Шлаки доводки, формирующиеся в ковше во время выпуска и в АКОСе, после разливки выливаются в шлаковни. Скачивание шлака из печи осуществляется вручную с помощью деревянных скребков в шлаковню, предварительно установленную под печью за 20 минут до полного расплавления металла. Объем шлаковой чаши составляет $0,5 \text{ м}^3$, который рассчитан на прием шлака от одной, двух плавки.

Участок обслуживается двумя мостовыми кранами с двумя лебедками различной грузоподъемностью. Лебедки расположены на тележке, которая перемещается по мосту крана. Работа с загрузочными корзинами выполняется

главным подъемом грузоподъемностью 10т. Работы, связанные с заменой свода, открывание загрузочной корзины, подача электродов к печи и другие вспомогательные работы выполняются малым подъемом грузоподъемностью 3т.

1.9.3 Участок внепечной обработки

Участок внепечной обработки располагается в печном отделении.

На участке внепечной обработки располагается агрегат комплексной обработки стали (АКОС). АКОС представляет собой крышку (свод), в котором имеются отверстия под электрод, фурму для продувки аргоном и под труботечку, по которой в ковш подаются сыпучие материалы. Агрегат оборудован механизмами подъема свода и перемещения электродов. После выпуска плавки ковш с металлом краном печного отделения устанавливается на передаточную тележку, и транспортируется под водоохлаждаемую крышку АКОСа.

Установив ковш с металлом под крышкой, наводится шлак, обладающий высокой десульфуризирующей способностью и защищающий металл от вторичного окисления. В результате обработки металла в АКОСе в готовой стали значительно снижается содержание серы, также наблюдается небольшое снижение содержания в стали других вредных примесей и неметаллических включений, происходит выравнивание температуры и химического состава по всему объему металла.

1.9.4 Формово-заливочно-выбивное отделение

Ковш с металлом после обработки в АКОСе краном переносят в формово-заливочно-выбивное отделение. Металл разливают по песчано-глинистым формам для получения отливок. Отделение обслуживается двумя мостовыми кранами грузоподъемностью 10 т и краном грузоподъемностью

15/3 т. Для заливки форм цельнолитых крестовин используют стакан с магнезитовым вкладышем диаметром 60 мм, для сердечников диаметром 50 мм.

Температура начала разливки металла в формы для цельнолитых крестовин и сердечников 1450–1480 °С. Перед заливкой форм с помощью электромостового крана устанавливают ковш с металлом по центру литниковой чаши формы на расстоянии 80–120 мм между стаканом ковша и чашей формы. Ослабляют винт-фиксатор стопорного механизма ковша и открывают стопор.

Форму заливают непрерывной струей до появления металла в выпоре. По мере заполнения формы уменьшают струю металла для плавного выхода его из выпора. После заполнения формы металлом, по мере понижения его уровня в литниковой чаше, полной струей производят доливку металла. Доловку металла завершают при полном наполнении литниковой чаши и прекращении понижения его уровня в чаше. По окончании разливки шлак из сталеразливочного ковша сливают в шлаковню, а остатки металла выбивают.

После разливки формы остывают в течение 5 часов, затем выбиваются на выбивной инерционной решетке грузоподъемностью 8 т. Опоки возвращаются на формовку, отливки, на дальнейшую обработку.

2 Расчеты и аналитика

По характеру производства сталелитейный цех относится к серийному производству, где выпускаются отливки из высокомарганцевистой стали 110Г13Л.

Мощность цеха до реконструкции: $Q_{\text{цеха}} = 9000$ т/год.

Мощность цеха после реконструкции: $Q_{\text{цеха}} = 35000$ т/год.

2.1 Баланс металла

Содержание основных элементов в высокомарганцевистой стали 110Г13Л должно соответствовать требованиям ГОСТ 7370-2015 (таблице 2.1).

Таблица 2.1 – Содержание основных элементов в стали 110Г13Л

Содержание элементов, %							
Углерод	Марганец	Кремний	Не более, %				
			Медь	Никель	Хром	Фосфор	Сера
1,00–1,30	11,50–16,50	0,30–0,90	0,3	1	1	0,09	0,02

Допускаются отклонения по содержанию углерода плюс, минус 0,05 %; марганца плюс 1,50 %, минус 0,50 %; кремния плюс 0,15 %, минус 0,10 %; фосфора плюс 0,10 % при условии удовлетворительных результатов контроля микроструктуры и соответствия уровню пределов характеристик механических свойств металла.

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

Отходы, которые могут быть использованы в качестве шихты для плавки стали, называют возвратимыми отходами.

Отходы, которые не могут быть использованы как шихта – невозвратимыми отходами.

Количество отходов зависит от многих факторов: сортамента продукции, емкости печи, способа разливки, развеса отливок, качества шихтовых материалов, тщательности исполнения технологии и многих других факторов, в том числе и от квалификации персонала. Чем меньше количество отходов, тем меньше расход шихты на 1 тонну годного, тем рентабельней работа предприятия.

2.1.1 Отходы в сталелитейном цехе

Возвратимые отходы в сталелитейном цехе представляют собой литники, недоливки и скрап.

Литники – это металл, закристаллизовавшийся в центральной и сифонной проводке. С увеличением массы отливки удельный расход металла на литники понижается. По данным преддипломной практики потери металла на литники составляют: $L = 2 \%$.

Недоливки – отливки, недолитые до нормального веса. Они неизбежно образуются при разливке каждой плавки вследствие погрешности взвешивания шихты, колебаний в количестве присадок ферросплавов и степени окисления скрапа на плавке в печи. Количество недоливок зависит от емкости печи и развеса отливок. С увеличением емкости печи и уменьшением массы отливки доля потерь на недоливки понижается. По имеющимся данным отходы металла в виде недоливок колеблются от 1,2 до 2,5 % от массы жидкой стали. Принимаю недоливки $H = 1,8 \%$.

Отходы в виде скрапа возникают вследствие образования козелков в сталеразливочных ковшах, при подтеках металла через стакан при неплотно кроющем стопоре и т.д. Количество скрапа колеблется в пределах от 0,5 до 1 %. Принимаю скрап $C = 0,65 \%$.

Невозвратимые отходы – в сталелитейном цехе представляют собой угар металла в печи в результате испарения в зоне электрических дуг и окисления его поступающим в печь кислородом. Величина угара в печах в большой

степени зависит от качества шихты: стружка, мелкий ржавый скрап окисляются больше и, в связи с этим, величина угара возрастает. Угар увеличивается при продувке расплава кислородом. Величина угара обычно колеблется от 6 до 9 %. Замена ДСВ переменного тока на ДППТУ уменьшает угар металла до 1,5 %. Принимаю угар $Y = 1,5 \%$.

Опираясь на выплавляемую в цехе марку стали, выбранный развес отливок, рассчитываю количество возвратимых и невозвратимых отходов и потребность в шихте на 1 тонну отливок. Результаты расчетов сводятся в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Собственные отходы сталелитейного цеха

Марка	Производство, т/год	Возвратимые отходы								Угар		Требуется металлошихты, т/год
		Литники		Недоливки		Скрап		Всего		%	т	
		%	т	%	т	%	т	%	т			
1	Q	л	Л	н	Н	с	С	в	В	у	У	Ш
110Г13Л	35	2	700	1,8	630	0,65	227,5	4,15	1452,5	1,5	525	37082,5

Примечание: пересчет отходов с процентов в тонны производим по формулам

$$L = \frac{Q \cdot л}{100}; \quad H = \frac{Q \cdot н}{100}; \quad C = \frac{Q \cdot с}{100}; \quad B = \frac{Q \cdot в}{100}; \quad Y = \frac{Q \cdot у}{100};$$

$$B = L + H + C;$$

$$Ш = L + H + C + Y + Q.$$

По данным таблицы 2.2 определяю расход шихты на 1 тонну отливок по формуле:

$$f = Ш / Q; \tag{2.1}$$

$$f = 37082,5 / 35000 = 1,06.$$

В соответствии с этим обратная величина – выход годного металла составит:

$$ВГ = 100 / 1,06 = 94 \%$$

2.1.2 Отходы в механических цехах

Отливки сердечников и крестовин поступающие из сталелитейного цеха подвергаются механической обработки. Потери складываются из стружки, раскроя и высечки. По практическим данным возвратимые отходы составляют от 15 до 20 %. Принимаю 15 %.

Выход годного составит:

$$ВГ = 100 - 15 = 85 \%$$

Коэффициент расхода:

$$КР = 100 / ВГ = 100 / 85 = 1,18.$$

Результаты расчетов приведены в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Отходы в механических цехах

Марка	Механические цеха				
	Поступило на мехобработку тыс. т	Отходы		Коэффициент расхода	Масса сердечников и крестовин, тыс. т
		%	т		
110Г13Л	35	15	5250	1,18	29,66

По данным таблиц 2.2, 2.3 рассчитываю общее количество возвратимых отходов в таблице 2.4.

Таблица 2.4 – Общее количество возвратимых отходов

Источник поступления	Сумма, т
Из сталелитейного цеха	1452,5
Из механических цехов	5250
Всего:	6702,5

Сквозной коэффициент расхода отливок определяем по формуле:

$$\text{СКР} = M_{\text{с.ц.}} / M_{\text{с.г.п.}}, \quad (2.2)$$

где $M_{\text{с.ц.}}$ – масса отливок из сталелитейного цеха, т;

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

$$\text{СКР} = 35000 / 29660 = 1,18.$$

В соответствии с этим выход годного по цеху составит:

$$\text{ВГ} = 100 / \text{СКР}, \quad (2.3)$$

$$\text{ВГ} = 100 / 1,18 = 85 \%$$

2.1.3 Расход ферросплавов и легирующих материалов

Возвратимые отходы сталелитейного цеха и механических цехов используются для выплавки стали методом переплава.

При расплавлении шихты часть легирующих элементов окисляется, коэффициент усвоения (использования) легирующих элементов отходов зависит от многих факторов, таких как сродство к кислороду, содержание элементов в отходах, насыпной вес лома.

Обычно принимают, что кремний, алюминий и другие высокоактивные элементы при расплавлении выгорают полностью (коэффициент усвоения равен нулю). Значения коэффициентов усвоения остальных элементов приведены в таблице 2.4.

Расчет количества элементов, остающихся в металле после расплавления легированных отходов, приведен в таблице 2.5.

Таблица 2.4 – Коэффициенты усвоения раскисляющих и легирующих элементов из ферросплавов и легированного лома при выплавке стали в дуговых электропечах

Легирующий элемент	Ферросплавы				Лом			
	Содержание в стали менее, %	Коэффициент усвоения	Содержание в стали более, %	Коэффициент усвоения	Содержание в стали менее, %	Коэффициент усвоения	Содержание в стали более, %	Коэффициент усвоения
Марганец	5	0,95	5	0,9	5	1	5	1
Кремний	3	0,9	-	-	-	-	-	-
Медь	-	0,97	-	-	-	-	-	-
Никель	10	0,97	10	0,97	10	0,97	10	0,95
Хром	3	0,95	3	0,95	3	0,85	3	0,85

Таблица 2.5 – Возврат легирующих из отходов, тонн

Марка	Масса возвратимых отходов	Возврат марганца			Возврат хрома			Возврат никеля		
		Среднее содержание, %	Коэффициент усвоения	Масса марганца из отходов	Среднее содержание, %	Коэффициент усвоения	Масса хрома из отходов	Среднее содержание, %	Коэффициент усвоения	Масса никеля из отходов
i	G _i	a _i	α _i	M _{нi}	b _i	β _i	X _{p_i}	c _i	γ _i	H _i
110Г13Л	6702,5	4,5	1	301,61	0,5	0,85	28,48	0,5	0,97	32,5

$$M_{н1} = G \cdot a_i \cdot \alpha_i / 100; \quad (2.4)$$

$$X_{p1} = G \cdot b_i \cdot \beta_i / 100; \quad (2.5)$$

$$H_1 = G \cdot c_i \cdot \gamma_i / 100. \quad (2.6)$$

Оценка потребности цеха в ферромарганце, ферросилиции производится с помощью формулы:

$$\Phi = \frac{Q \cdot (a - b) - 100 \cdot B}{m \cdot n}, \quad (2.7)$$

где Φ – масса ферросплава, т;

Q – масса жидкого металла, т;

a – содержание данного элемента в готовой стали, %;

b – содержание его в ванне перед легированием, %;

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

m – базовое содержание элемента в ферросплаве, %;

n – коэффициент усвоения.

Расчеты расхода каждого ферросплава представлены в таблице 2.6.

Расход кускового ферросилиция (ФС 45) для производства марки стали 110Г13Л методом переплава составляет 12 –17 кг/т, при этом получаем расход кускового ферросилиция 472,5 т/год.

При определении расхода марганца из высокомарганцовистых сталей учитывается только марганец из отходов.

Расход алюминия при одношлаковом процессе – до 1,5 кг/т, при этом получаем расход алюминия 52,5 т/год.

Таблица 2.6 – Потребность цеха в ферросплавах

Ферросплав	Масса жидкого	Среднее содержание элемента в стали, %	Остаточная концентрация элемента, %	Возврат элемента, т	Содержание элемента в ферросплаве, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве, т
1	Q_i	a_n	b_n	B_n	m_n	n_n	Φ_n
ФМн 78	35000	14,5	0,2	301,61	76	1	6189
ФМн 88	35000	14,5	0,2	301,61	88	1	5345
ФС 45	35000	0,5	-	-	45	0,5	778
ФС 75	35000	0,5	-	-	75	0,5	467

Перечень основных статей приходной и расходной частей баланса приведен в таблице 2.7.

Таблица 2.7 – Баланс металла по сталелитейному цеху

Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
1. Стальной лом (в т.ч. рельсы)	M_1	1. Годные отливки	29660
2. Собственные отходы	6702,5	2. Литники	700
3. Ферросилиций ФС 45	778	3. Недоливки	630
4. Ферросилиций ФС 75	467	4. Скрап	227,5
5. Ферромарганец ФМн 78	6189	5. Угар	525
6. Ферромарганец ФМн 88	5345	6. Стружка, раскрой, высечка	5250
7. Алюминий	52,5		
Итого:	$\Sigma M = 19534$		$\Sigma N = 36992,5$

Расход стального лома рассчитывается по формуле:

$$M_1 = \Sigma N - \Sigma M, \quad (2.8)$$

$$M_1 = 36992,5 - 19534 = 17458,5 \text{ т.}$$

2.2 Расчет шихты для выплавки стали 110Г13Л

Расчет материального баланса производится на 100 кг шихты (стальной лом 60 % плюс возврат собственного производства 40 %). Принимаем расход стального лома – 60 кг, возврат собственного производства – 40 кг.

Химический состав углеродистого лома, возврат собственного производства и готовой стали приведен в таблице 2.8.

Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов приведен в таблице 2.9.

Химический состав применяемых при плавке раскислителей и легирующих приведен в таблице 2.10.

В таблице 2.11 приведены коэффициенты усвоения элементов из применяемых ферросплавов.

Таблица 2.8 – Состав исходных материалов и готовой стали

Наименование материала	Элементы, %								
	C	Mn	Si	P	S	Cu	Cr	Ni	Fe
Стальной лом ГОСТ 977-75	0,04	0,4	0,2	0,04	0,04	0,3	0,3	≤ 0,3	ост.
Возврат собственного производства ГОСТ 2787-86	1,15	0,9	0,3	0,015	0,02	0,3	≤ 1	≤ 1	ост.
Средний химический состав лома	0,6	0,65	0,25	0,027	0,03	≤ 0,3	0,6	0,6	ост.
Готовая сталь 110Г13Л ГОСТ 7370-98	1,00 – 1,30	11,5 – 16,5	0,3 – 0,9	≤ 0,09	≤ 0,02	≤ 0,3	≤ 1	≤ 1	ост.

Таблица 2.9 – Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов

Материалы	Состав, %									
	CaO	MgO	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	P ₂ O ₅	Влага	Σ
Известь	92,0	3,3	-	2,5	1,0	0,60	-	0,10	-	100,0

Шамотный бой	0,7	0,3	-	63,0	35	1,0	-	-	-	100,0
Плавиновый шпат	-	-	-	4,0	-	1,0	95,0	-	-	100,0
Железная руда	6,2	-	-	2,8	1,0	90,0	-	-	-	100,0
Периклаз	1,0	92,0	1,0	3,0	1,0	2,0	-	-	-	100,0

Таблица 2.10 – Химический состав раскислителей и легирующих элементов

Наименование материала	Элемент, %					
	Si	Mn	Cr	C	P	S
				Не более		
Ферросилиций ФС 75 ГОСТ 1415-93	74–80	≤0,40	≤0,40	–	0,05	0,02
Ферросилиций ФС 45 ГОСТ 1415-93	45	≤0,40	≤0,40	–	0,05	0,02
Ферромарганец ФМн 78 ГОСТ 4755-91	6	75 – 82	–	7	0,05	0,02
Ферромарганец ФМн 88 ГОСТ 4755-91	3	85 – 95	–	2	0,1	0,02

Таблица 2.11 – Коэффициенты усвоения элементов

Наименование	Элемент	Коэффициент усвоения (η), %
Ферросилиций	Si	50
Ферромарганец	Mn	97

Никель	Ni	100
Алюминий	Al	50

2.2.1 Расчет составляющих завалки

Задаем химическим составом готовой стали, который приведен в таблице 2.12.

Таблица 2.12 – Химический состав готовой стали

Элемент	C	Mn	Si	Cu	Cr	Ni	S	P
Содержание	1,16	14,5	0,5	≤ 0,3	≤ 1	≤ 1	≤ 0,02	≤ 0,06

2.2.2 Шихтовка по углероду

$$C_{ш.} = C_{ст.лом.} + C_{возврат}, \quad (2.9)$$

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

$$C_{распл.} = C_{ш.} + \Delta C_{распл.}, \quad (2.10)$$

где $\Delta C_{распл.}$ – количество окислившегося углерода в период расплавления;

$$\Delta C_{распл.} = 0,1 \text{ \%}.$$

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

$$C_{распл.} = C_{к.о.п.} + \Delta C_{о.п.}, \quad (2.11)$$

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

$\Delta C_{о.п.}$ – углерод, окислившейся в окислительный период, %.

Принимаем $\Delta C_{о.п.} = 0,2 \text{ \%}$.

$$C_{к.о.п.} = C_{г.ст.} - C_{акос.}, \quad (2.12)$$

где $C_{г.ст.}$ – содержание углерода в готовой стали, %, $C_{г.ст.} = 1,16$;

$C_{акос.}$ – количество углерода, вносимого в металл в АКОСе, %.

Подставляя в уравнение (2.11) выражение (2.12), получим:

$$C_{\text{распл.}} = C_{\text{г.ст.}} - C_{\text{акос}} + C_{\text{о.п.}} \quad (2.13)$$

Из равенства (2.10) и (2.13) получаем:

$$C_{\text{ш.}} + \Delta C_{\text{распл.}} = C_{\text{г.ст.}} - C_{\text{акос}} + C_{\text{о.п.}} \quad (2.14)$$

Следовательно:

$$C_{\text{ш.}} = C_{\text{г.ст.}} + \Delta C_{\text{распл.}} + \Delta C_{\text{о.п.}} - C_{\text{акос}} \quad (2.15)$$

Определяем количества углерода, вносимого в металл в АКОСе.

Количество углерода, внесенное в металл ферросплавами:

$$C_{\text{ф.}} = \frac{[X]_{\text{г.ст.}} \cdot [C]_{\text{ф.}}}{[X]_{\text{ф.}} \cdot \eta} \cdot 100, \quad (2.16)$$

где $[X]_{\text{г.ст.}}$ – содержание легирующего элемента в готовой стали (таблица 2.12), %;

$[C]_{\text{ф.}}$ – содержание углерода в данном ферросплаве (таблица 2.10), %;

$[X]_{\text{ф.}}$ – содержание легирующего элемента в данном ферросплаве (таблица 2.10), %;

η – коэффициент извлечения легирующего элемента из ферросплава, (таблица 2.11), %.

Самое высокое содержание углерода в ферромарганце марки ФМп 78, Принимаем $C_{\text{ФМп}} = 7,0 \%$; $[\text{Mn}]_{\text{ФМп}} = 78 \%$.

Получаем: $C_{\text{ф.}} = 1,34 \%$, $C_{\text{ш.}} = 0,12 \%$, $C_{\text{распл.}} = 0,22 \%$.

Определяем количество стального лома – $G_{\text{ст.лом.}}$

Вес стального лома в завалке составляет:

$$G_{\text{ст.лом.}} = 60 \text{ кг.}$$

Это количество стального лома внесет углерода:

$$G_{\text{Cст.лом.}} = G_{\text{ст.лом.}} \cdot C_{\text{ст.лом.}} / 100, \quad (2.17)$$

где $G_{\text{ст.лом.}}$ – количество углерода внесёт стальной лом, кг;

$C_{\text{ст.лом.}}$ – содержание углерода в стальном ломе, %.

$$G_{\text{Cст.лом.}} = 60 \cdot 0,04 / 100 = 0,024 \%$$

Определяем количество лома возврата собственного производства – $G_{\text{возврат.}}$

Вес возврата собственного производства в завалке составляет:

$$G_{\text{возврат}} = 40 \text{ кг.}$$

Это количество лома внесет углерода:

$$G_{\text{Свозврат}} = G_{\text{возврат}} \cdot C_{\text{возврат}} / 100, \quad (2.18)$$

где $G_{\text{возврат}}$ – количество углерода внесет лом, кг;

$C_{\text{возврат}}$ – содержание углерода в ломе, %.

$$G_{\text{Свозврат}} = 40 \cdot 1,15 / 100 = 0,46 \text{ \%}.$$

Таким образом, для выплавки стали марки 110Г13Л состав шихтовых материалов: стальной лом (60 кг) и возврат собственного производства (40 кг) в количестве 100 кг.

Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами, приведено в таблице 2.13.

Таблица 2.13 – Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами

Наименование материала	Вес, кг	Содержание элементов внесенных в металл, %.									
		C	Mn	Si	S	P	Cu	Ni	Cr	Fe	Σ
Стальной лом	60	0,024	0,24	0,12	0,024	0,024	0,18	0,18	0,18	59,02	
Возврат собственного производства	40	0,46	0,36	0,12	0,008	0,006	0,18	0,4	0,4	38,06	
Итого, кг		0,48	0,6	0,24	0,032	0,03	0,36	0,58	0,58	97,08	99,98
Итого, %		0,48	0,6	0,24	0,032	0,03	0,36	0,58	0,58	97,09	100

2.2.3 Период расплавления и окислительный период

Плавку ведем с применение железной руды.

В период расплавления и окислительный период окисляются следующие элементы:

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

$$G_{\Delta C} = 99,98 \cdot 0,65 / 100 = 0,3 \text{ кг};$$

2) кремний окисляется полностью – 0,24 кг;

3) марганец окисляется на 50 %, или

$$G_{Mn} = 0,6 \cdot 50 / 100 = 0,3 \text{ кг};$$

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

5) фосфора в готовом металле должно быть 0,015 %. Следовательно, нужно окислить $\Delta P = 0,027 - 0,015 = 0,012$ %, или

$$G_P = G_{мет.} \cdot \Delta P / 100 = 99,98 \cdot 0,012 / 100 = 0,012 \text{ кг};$$

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

$$G_{Fe} = 99,98 \cdot 2 / 100 = 2 \text{ кг}.$$

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. Из 10 % окислившегося железа в шлак 5 % железа окисляется до FeO , и 5 % железа – до Fe_2O_3 .

Таким образом, в шлак переходит

$$2 \cdot 10 / 100 = 0,2 \text{ кг Fe};$$

Из этого количества окисляется

$$\text{до } FeO: 0,2 \cdot 50 / 100 = 0,1 \text{ кг};$$

$$\text{до } Fe_2O_3: 0,2 \cdot 50 / 100 = 0,1 \text{ кг}.$$

В зоне электрических дуг испаряется

$$2 \cdot 90 / 100 = 1,8 \text{ кг Fe и } Fe_2O_3.$$

В таблице 2.14 приводится необходимое количество закиси железа для окисления указанных элементов и количество образовавшихся оксидов.

В таблице 2.15 приводится необходимое количество кислорода для окисления углерода и железа шихты и количество образовавшихся оксидов.

Таблица 2.14 – Количество закиси железа (FeO) и образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Кол-во окислившегося элемента, кг	Потребное количество FeO, кг	Количество образовавшегося оксида, кг	Количество восстановленного в металл железа, кг
$[Mn] + (FeO) = (MnO) + [Fe]$	0,3	$0,3 \cdot 72 / 55 = 0,39$	$G_{MnO} = 0,3 \cdot 71 / 55 = 0,39$	$Fe = 0,3 \cdot 56 / 55 = 0,31$
$[Si] + 2(FeO) = (SiO_2) + 2[Fe]$	0,24	$0,24 \cdot 72 \cdot 2 / 28 = 1,23$	$G_{SiO} = 0,24 \cdot 60 / 28 = 0,51$	$Fe = 0,24 \cdot 112 / 28 = 0,96$
$2[P] + 5FeO = (P_2O_5) + 5[Fe]$	0,012	$0,012 \cdot 72 \cdot 5 / 62 = 0,067$	$G_{P_2O_5} = 0,012 \cdot 142 / 62 = 0,027$	$Fe = 0,012 \cdot 5 \cdot 56 / 62 = 0,054$
Итого:		$\Sigma FeO = 1,69$		$\Sigma Fe = 1,324$

Таблица 2.15 – Количество кислорода и образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося кислорода, кг	Необходимое количество кислорода, кг	Количество образовавшегося оксида, кг
$[C] + (FeO) = \{CO\} + [Fe]$	0,3	$0,3 \cdot 16 / 12 = 0,4$	$CO = 0,3 \cdot 28 / 12 = 0,7$
$Fe + 1/2O_2 = FeO$	0,1	$0,1 \cdot 16 / 56 = 0,029$	$FeO = 0,1 \cdot 72 / 56 = 0,12$
$2Fe + 3/2O_2 = Fe_2O_3$	0,1	$0,1 \cdot 3 \cdot 16 / 2 \cdot 56 = 0,043$	$Fe_2O_3 = 0,05 \cdot 160 / 2 \cdot 56 = 0,07$
	1,8	$1,8 \cdot 3 \cdot 16 / 2 \cdot 56 = 0,77$	$Fe_2O_3 = 1,8 \cdot 160 / 2 \cdot 56 = 2,57$
Итого:		$\Sigma O_2 = 1,242$	

2.2.4 Определение количества шлака окислительного периода и периода расплавления

Одной из задач окислительного периода является удаление фосфора из металла. По существующей технологии около 80 % P удаляется из металла в период расплавления, а остальное количество – в начале окислительного периода. Диаграмма, характеризующая зависимость $\lg(P_2O_5) / [P]^2$ от содержания закиси железа в шлаке и от основности шлака, выраженной отношением CaO / SiO_2 приведена у Крамарова А.Д. [5].

Коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом выражается следующим соотношением

$$\frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = \frac{\{P_{исх} - [P]\} \cdot 229}{[P]^2 \cdot Ш_{о.п.}}, \quad (2.19)$$

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 $CaO / SiO_2 = 2,7$; $FeO = 2,5$ %; $t = 1550$ °С.

Согласно данным [5] получаем $P_2O_5 / [P]^2 = 2543$.

Из выражения (2.19) определяем количество шлака.

Принимаем $P_{исх} = 0,03$ %; $[P] = 0,015$ %, имеем:

$$Ш_{о.п.} = \frac{(0,03 - 0,015) \cdot 229}{2543 \cdot 0,015^2} = 6 \text{ кг.}$$

2.2.5 Определение состава шлака окислительного периода

Для простоты расчетов принимаем, что шлак в основном состоит из оксидов примесей. Для хорошей дефосфорации принимаем, что содержание в шлаке $FeO = 2,5$ %, а основность шлака $CaO / SiO_2 = 2,7$. По практическим данным около 10 % MgO из подины перейдут в шлак т.е.:

$$G_{Ш_{o.n.}} = G_{MnO} + G_{P_2O_5} + G_{Fe_2O_3} + G_{MgO} + G_{FeO} + G_{SiO_2} + G_{CaO},$$

Количество (MnO), (P₂O₅), (Fe₂O₃) приведены в таблицах 2.14, 2.15.

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

$$G_{(FeO)} = \frac{G_{Ш_{o.n.}} \cdot (FeO)}{100} = 0,15 \text{ кг},$$

$$G_{MgO} = \frac{G_{Ш_{o.n.}} \cdot (MgO)}{100} = 0,6 \text{ кг}.$$

Так как основность шлака $CaO / SiO_2 = 2,7$, то содержание CaO в шлаке можно выразить: $CaO = 2,7 \cdot SiO_2$. Таким образом, получаем

$$6 = 0,39 + 0,027 + 0,107 + 0,6 + 0,15 + G_{SiO_2} + 2,7 \cdot G_{SiO_2},$$

$$G_{SiO_2} = 1,277 \text{ кг}, G_{CaO} = 3,449 \text{ кг}.$$

Данные о приближенном весовом количестве и химическом составе шлака окислительного периода приведены в таблице 2.16.

Таблица 2.16 – Состав окислительного шлака

Окисел	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	Итого
Вес, кг	3,449	1,277	0,39	0,15	0,107	0,027	0,6	6
%	57,48	21,28	6,5	2,5	1,78	0,45	10	100

2.2.6 Определение расхода извести и шамотного боя

В результате окисления Si (таблица 2.14) в состав шлака входит $G_{(SiO_2)} = 0,51$ кг. Присадкой шамотного боя необходимо внести кремнезема:

$$G_{(SiO_2)} = 1,277 - 0,51 = 0,767 \text{ кг}.$$

Тогда общий расход шамотного боя $G_{ш.б.}$ (в шамотном бое 63 % SiO₂, таблица 2.9) для обеспечения заданной основности шлака:

$$G_{ш.б.} = 0,767 \cdot 100 / 63 = 1,217 \text{ кг}.$$

Расход извести $G_{изв.}$ (в извести содержится 92 % CaO, таблица 2.9) для обеспечения заданной основности шлака:

$$G_{\text{изв.}} = 3,449 \cdot 100 / 92 = 3,75 \text{ кг.}$$

2.2.7 Определение расхода железной руды

Для поддержания в шлаке $(\text{FeO}) = 2,5 \%$ требуется 0,15 кг FeO, но в шлаке уже есть 0,12 кг FeO (таблица 2.15). Следовательно, потребность в FeO составляет:

$$(\text{FeO}) = 0,15 - 0,12 = 0,03 \text{ кг.}$$

При окислении элементов Mn, Si, P тратится 1,69 кг FeO, (таблица 2.14). Таким образом, общая потребность в FeO:

$$1,69 + 0,03 = 1,72 \text{ кг.}$$

Необходимое количество Fe вносится рудой химический состав которой приведен в таблице 2.9.

В пересчете на Fe_2O_3 по реакции $(\text{Fe}_2\text{O}_3) + [\text{Fe}] = 3 (\text{FeO})$ потребуется следующее количество Fe_2O_3 :

$$G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{1,72 \cdot 160}{3 \cdot 72} = 1,27 .$$

Необходимо в печь присадить железной руды:

$$G_{\text{ж.р.}} = \frac{\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 100}{(\text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{ж.р.}}} = \frac{1,27 \cdot 100}{90} = 1,42 \text{ кг.}$$

Химический состав металла в конце окислительного периода приведен в таблице 2.17.

Таблица 2.17 – Химический состав металла в конце окислительного периода

Элемент	Внесено шихтовыми материалами, кг	Окислилось в период плавения и окислительный период, кг	Осталось в конце окислительного периода, кг	Состав, %

C	0,48	0,3	0,18	0,187
Mn	0,6	0,3	0,3	0,311
Si	0,24	0,24	-	-
P	0,03	0,012	0,018	0,019
S	0,032	-	0,032	0,033
Cu	0,36	-	0,36	0,373
Ni	0,58	-	0,58	0,602
Cr	0,58	-	0,58	0,602
Fe	97,08	2	95,08 + 1,324 (Σ Fe табл. 3.14) Σ 96,404	97,918 Σ 100,0

2.2.8 Обработка металла в АКОСе

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

После выпуска плавки ковш с металлом краном передается на внепечную обработку под водоохлаждаемую крышку АКОСа.

Установив ковш с металлом под крышкой, наводится шлак, обладающий высокой десульфурующей способностью.

2.2.9 Определение количества шлака необходимого для десульфурации

Количество шлака определяем, исходя из задачи десульфурации. Содержание серы в готовом металле: $[S]_{г.м.} = 0,002 \%$. В конце окислительного периода содержание серы – 0,033 % (таблица 2.17). Таким образом, необходимо удалить:

$$0,033 - 0,002 = 0,031 \% S.$$

Это количество соответствует

$$G_S = 96,404 \cdot 0,031 / 100 = 0,03 \text{ кг.}$$

Коэффициент распределения серы между шлаком и металлом составляет 30–60. Принимаем

$$n_s = (S) / [S] = 55.$$

Шлак должен содержать серы

$$(S) = n_s \cdot [S], \quad (2.20)$$

$$(S) = 55 \cdot 0,002 = 0,11 \% .$$

Отсюда количества шлака

$$\text{Ш} = G_S \cdot 100 / (S) = 0,03 \cdot 100 / 0,11 = 27,3 \text{ кг.}$$

По практическим данным шлак наводится из шлаковой смеси ($G_{\text{шл.см.}}$), в состав которой входят известь и плавиковый шпат в соотношении 6:1.

$$G_{\text{шл.см.}} = \text{Ш} = 27,3 \text{ кг.}$$

Следовательно, в шлаковой смеси содержится

$$G_{\text{изв.}} = 27,3 \cdot 6 / 7 = 23,38 \text{ кг,}$$

$$G_{\text{пл.шп.}} = 27,3 \cdot 1 / 7 = 3,9 \text{ кг.}$$

2.2.10 Предварительное раскисление

Потребность в раскислителях и легирующих определяем по формуле:

$$G_{\text{фер.}} = G_{\text{мет.}} \cdot ([X]_{\text{г.м.}} - [X]_{\text{к.о.п.}}) \cdot 100 / ([X]_{\text{фер.}} \cdot \eta), \quad (2.21)$$

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

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

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

η – коэффициент усвоения легирующего элемента из данного ферросплава.

Предварительное осадочное раскисление проводим высокоуглеродистым ФМн 78, затем ФС 45.

Используя выражения (2.21), определяем необходимое количество ферромарганца из расчета получения в полупродукте $[Mn]_{п.п} = 1,5 \%$.

Вес металла $G_{мет.}$ условно принимаем равным весу металла в конце окислительного периода (таблица 2.17). Принимаем $Mn_{ФМн78} = 78 \%$, $\eta_{Mn} = 97$.

$$G_{ФМн78} = G_{мет.} \cdot ([Mn]_{п.п} - [Mn]_{к.о.п}) \cdot 100 / (Mn_{ФМн78} \cdot \eta_{Mn}),$$

$$G_{ФМн78} = 96,404 \cdot (1,5 - 0,311) \cdot 100 / (78 \cdot 97) = 1,5 \text{ кг.}$$

Определяем необходимое количество ферросилиция ФС 45 из расчета получения в полупродукте $[Si]_{п.п} = 0,15 \%$.

Принимаем $Si_{ФС45} = 45 \%$, $\eta_{Si} = 50$.

$$G_{ФС45} = G_{мет.} \cdot ([Mn]_{п.п} - [Mn]_{к.о.п}) \cdot 100 / (Mn_{ФС45} \cdot \eta_{Si}),$$

$$G_{ФС45} = 96,404 \cdot 0,15 \cdot 100 / (45 \cdot 50) = 0,6 \text{ кг.}$$

2.2.11 Определение количества раскислителей и легирующих

Осадочное раскисление проводим дробленным ферросилицием ФС 75.

Определяем количество ферромарганца ФМн 88, необходимого для легирования металла марганцем из расчета получения в готовом металле $[Mn]_{г.м.} = 14,5 \%$. Вес металла $G_{мет.}$ условно принимаем равным весу металла в конце окислительного периода (таблица 2.17). Принимаем $Mn_{ФМн88} = 88 \%$, $\eta_{ФМн} = 97$.

$$G_{ФМн} = 96,404 \cdot 14,5 \cdot 100 / 88 \cdot 97 = 16,38 \text{ кг.}$$

Ферромарганец вносит в металл некоторое количество кремния. Принимаем $[Si]_{ФМн} = 2,5 \%$, условно принимаем $\eta_{Si} = 0,7$. Определяем полученное в металле содержание кремния при присадке ферромарганца

$$[Si]_{мет.} = 16,38 \cdot 2,5 \cdot 70 / 96,404 \cdot 100 = 0,3 \%$$

Расход дробленого ферросилиция ФС 75 определяем, исходя из получения в готовом металле $[Si]_{г.м.} = 0,5 \%$. При этом принимаем $Si_{ФС75} = 75 \%$, $\eta_{Si} = 50$.

$$G_{ФС75} = 96,404 \cdot (0,5 - 0,3) \cdot 100 / 75 \cdot 50 = 0,514 \text{ кг.}$$

Диффузионное раскисление осуществляем алюминиевой стружкой.

Определяем количество алюминиевой стружки из расчета получения в готовом металле $[Al]_{г.м.} = 0,03 \%$. Принимаю $Al = 99,9 \%$, $\eta_{Al} = 50 \%$.

$$G_{Al} = 96,404 \cdot 0,03 \cdot 100 / (99,9 \cdot 50) = 0,058 \text{ кг.}$$

Состав готового металла приведен в таблице 2.18.

Таблица 2.18 – Химический состав готового металла

Источник поступления	Элемент								
	C	Mn	Si	P	S	Cu	Ni	Cr	Fe
Количество элементов в конце окислительного периода, кг	0,18	0,3	-	0,018	0,032	0,36	0,58	0,58	96,404
Внесено ферросплавами, кг	1,34	15,12	0,33	-	-	-	-	-	-
Удалено шлаком, кг	-	-	-	-	0,013	-	-	-	-
Итого:	1,52	15,42	0,33	0,019	0,019	0,373	0,602	0,602	96,404 $\Sigma = 115,29$
Состав, %	1,32	13,37	0,29	0,016	0,016	0,324	0,52	0,52	83,62 $\Sigma = 100$

2.2.12 Определение расхода шихтовых материалов на 1 тонну стали

Расход шихтовых материалов определяется

$$g_{ш.м.} = G_{ш.м.} \cdot 1000 / G_{г.м.}, \quad (2.22)$$

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

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

$$G_{г.м.} = G_C + G_{Mn} + G_{Si} + G_{Fe} + G_{Ni} + G_{Cu} + G_{Cr} = 115,29 \text{ кг.}$$

Металлический лом

$$100 \cdot 1000 / 115,29 = 867,38 \text{ кг.}$$

Известь

$$(3,75 + 32,14) \cdot 1000 / 115,29 = 44,61 \text{ кг.}$$

Плави́ковый шпат

$$0,232 \cdot 1000 / 115,29 = 2,012 \text{ кг.}$$

Газообразный технический кислород

$$1,242 \cdot 1000 / 115,29 = 10,77 \text{ кг.}$$

Железная руда

$$1,42 \cdot 1000 / 115,29 = 12,32 \text{ кг.}$$

Ферромарганец

$$(16,38 + 1,5) \cdot 1000 / 115,29 = 155,09 \text{ кг.}$$

Ферросилиций

$$(0,514 + 0,6) \cdot 1000 / 115,29 = 9,66 \text{ кг.}$$

Алюминий

$$0,058 \cdot 1000 / 115,29 = 0,5 \text{ кг.}$$

2.3 Расчёт оборудования цеха

2.3.1 Расчет оборудования шихтового отделения

2.3.1.1 Расчет количества кранов шихтового отделения

Ширина пролета в осях колонн равна 18,59 м; длина равна 66 м.

Все погрузочно-разгрузочные и вспомогательные работы в шихтовом отделении выполняются мостовым краном грузоподъемностью 10 т.

Расчет количества кранов проводится по формуле:

$$П = z \cdot T_{кр} / 1440 \cdot \eta, \quad (2.23)$$

где z – количество плавов в цехе за сутки, шт.;

$T_{кр}$ – задолженность крана на одну усредненную плавку, мин;

1440 – количество минут в сутках;

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

Среднее количество плавов в сутки по цеху:

$$z = 35000 / (0,85 \cdot 3 \cdot 357) = 38,4 \text{ шт.},$$

где 0,85 – выход годного металла по цеху;

3 – масса горячих отливок на плавке, т;

357 – годовой фонд рабочего времени печи, сут.

На усредненной плавке загрузка бады подготовленными шихтовыми материалами производится краном из закромов. Основная работа кранов – загрузка бадей и возобновление запасов в закромах.

Принимаем общую продолжительность учтенных работ – 15 минут, продолжительность неучтенных работ – 10 % от учтенных. Тогда общая задолженность крана на плавку составит:

$$T_{кр} = 15 \cdot 1,10 = 16,5 \text{ мин.}$$

Минимально допустимое число кранов:

$$П = 16,5 \cdot 38,4 / (1440 \cdot 0,8) = 0,55 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 крана, потому что один будет в резерве на тот случай, если один выйдет из строя.

Коэффициент использования крана составит:

$$\eta = 16,5 \cdot 38,4 / (1440 \cdot 2) = 0,22.$$

2.3.1.2 Закрома для шихтовых материалов

Согласно практическим данным предприятия в шихтовом отделении имеются закрома для шихтовых материалов, в т.ч. для магнезитового порошка, а также закрома мелкогабаритной шихты, стружки и лома общей площадью 16,488 м. Отдельно храниться руда.

2.3.1.3 Расчет количества скраповозов

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

Расчет количества скраповозов проводится по формуле:

$$C = N \cdot T / 1440, \quad (2.24)$$

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

T – задолженность скраповоза на плавку, мин.

Задолженность скраповоза складывается из продолжительности следующих операций:

- 1) общее время загрузки бадей на одну плавку;
- 2) переезд из шихтового пролета и обратно;
- 3) разгрузка содержимого бадей в печь.

Общая продолжительность операций 2 и 3 зависит от того, во сколько приемов (Б) приходится делать загрузку шихты на плавке.

Загрузку шихты, согласно технологической инструкции по выплавке высокомарганцовистой стали в электросталеплавильных печах, проводят в один прием, $B = 1$.

Продолжительность загрузки бадей на плавку составляет $T_1 = 5$ мин.

Продолжительность переезда скраповоза к печи и обратно:

$$T_2 = 2 \cdot B \cdot L / \omega, \quad (2.25)$$

где L – расстояние от места загрузки бадьи до печи, $L = 15$ м;

ω – скорость скраповоза, $\omega = 5$ м/мин.

$$T_2 = 2 \cdot 1 \cdot 15 / 5 = 6 \text{ мин.}$$

Время на разгрузку содержимого бадьи в печь (T_3) складывается из времени подъема бадьи, доставки ее к печи, собственно разгрузки бадьи и отправки порожней бадьи на скраповоз.

$$T_3 = 6 \text{ мин.}$$

Отсюда задолженность скраповоза на плавку:

$$T = T_1 + T_2 + T_3, \quad (2.26)$$

$$T = 5 + 6 + 7 = 17 \text{ мин.}$$

Количество скраповозов составит:

$$C = 38,4 \cdot 17 / 1440 = 0,45 \text{ шт.}$$

Принимаем количество скраповозов $C = 1$ шт.

2.3.2 Расчёт оборудования печного отделения

2.3.2.1 Расчёт количества дуговых сталеплавильных печей

Количество печей рассчитывается по формуле:

$$n_{п} = \frac{100 \cdot П_{ц} \cdot T}{24 \cdot \Phi \cdot M \cdot B}, \quad (2.27)$$

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

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:

$$T = \tau_{зап.} + \tau_{зав.} + \tau_{эл.} + \tau_{распл.} + \tau_{ок.} + \tau_{дов.} + \tau_{вып.}, \quad (2.28)$$

где $\tau_{зап.}$ – продолжительность заправки печи, мин. $\tau_{зап.}$ определяется степенью разрушения футеровки подины, откосов, стен на предыдущей плавке. Для печей, работающих одношлаковым процессом $\tau_{зап.} = 6$ мин;

$\tau_{зав.}$ – продолжительность завалки шихты, мин. $\tau_{зав.}$ определяется скоростными характеристиками режимов печи, загрузочного крана и организации работы (печь не должна ждать бадью с шихтой), $\tau_{зав.} = 3$ мин.

$\tau_{эл.}$ – продолжительность операций по наращиванию электродов, $\tau_{эл.} = 5$ мин.

$\tau_{распл.}$ – продолжительность расплавления $\tau_{распл.} = 105$ мин.

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

$\tau_{дов.}$ – продолжительность доводки металла $\tau_{дов.} = 5$ мин.

$\tau_{вып.}$ – продолжительность выпуска металла из печи, мин.

Принимаем $\tau_{вып.} = 2$ мин.

$$T = 6 + 3 + 5 + 105 + 15 + 5 + 2 = 141 \text{ мин.} = 2,35 \text{ ч.}$$

Фонд времени работы печи равен 357 суток.

Количество печей составит:

$$n_n = \frac{100 \cdot 35000 \cdot 2,35}{24 \cdot 357 \cdot 3 \cdot 85} = 3,8 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_n = 4$ печи.

2.3.2.2 Расчёт количества кранов печного отделения

Грузоподъемность кранов, обеспечивающих работу печного отделения равна 16/5 т.

Количество кранов печного отделения определяется из соотношения

$$n = N \cdot T_{кр} \cdot K / 1440 \cdot \eta, \quad (2.29)$$

где N – количество плавков по цеху за сутки;

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

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

η – коэффициент использования крана. Принимаем $\eta = 0,7$.

Задолженность крана печного отделения складывается из продолжительности следующих видов работ:

t_1 – подготовка к заправки печи ($t_1 = 2$ мин.);

t_2 – заправка печи ($t_2 = 6$ мин.);

t_3 – подъем груженой бадьи со скраповоза и подача ее к печи ($t_3 = 2$ мин.);

t_4 – разгрузка бадьи в печь ($t_4 = 3$ мин.);

t_5 – подача бадьи к проему и установка ее на скраповоз ($t_5 = 1$ мин.);

t_6 – подача новых электродов на печь и удаление старых ($t_6 = 7$ мин.);

t_7 – перепуск электродов ($t_7 = 2$ мин.);

t_8 – подача инструмента ($t_8 = 3$ мин.);

t_9 – простои на планово-предупредительных ремонтах и осмотрах.

Простои на планово-предупредительных ремонтах и осмотрах включают в себя:

– обдувка и смазка крана 15 мин/смену;

– осмотр механизмов и проверка их работоспособности 15 мин/смену.

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

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

На одну плавку продолжительность этих простоев составляет

$$t_9 = 150 / N, \quad (2.30)$$

$$t_9 = 150 / 38,4 = 3,9 \text{ мин.}$$

Общая продолжительность учтенных крановых работ составляет:

$$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8 + t_9,$$

$$T_1 = 2 + 6 + 2 + 3 + 1 + 7 + 2 + 3 + 3,9 = 29,9 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ составляет 30 % от учтенных:

$$T_2 = 0,3 \cdot T_1,$$

$$T_2 = 0,3 \cdot 29,9 = 8,82 \text{ мин.}$$

Общая задолженность крана на одну плавку составит

$$T_{KP} = T_1 + T_2, \quad (2.31)$$

$$T_{KP} = 29,9 + 8,82 = 38,72 \text{ мин.}$$

Таким образом, количество кранов печного отделения составит:

$$n = 38,4 \cdot 38,72 \cdot 1,1 / 1440 \cdot 0,7 = 1,62 \text{ шт.}$$

Принимаем $n = 2$ крана.

2.3.2.3 Расчёт количества шлаковых чаш

При определении количества шлаковен в цехе, принимается:

1. Замена шлаковни под печами производится после каждой плавки, независимо от степени заполнения ее шлаком.

2. Шлаковни после разливки отправляются на выбивку после заполнения не более 80 % их номинального объема.

3. Предусматриваются две резервные шлаковни.

Расчет количества шлаковен проводим по формуле:

$$n = \left(z \cdot \frac{N \cdot \tau_{OB}}{24} \right) \cdot K + \frac{N \cdot M_{ш} \cdot \tau_{OB}}{24 \cdot \rho \cdot V \cdot A} + 2, \quad (2.32)$$

где z – количество печей в цехе, $z = 4$;

N – количество выпусков по цеху в сутки, $N = 38,4$ шт;

$\tau_{об}$ – продолжительность оборота шлаковен, $\tau_{об} = 1$ ч;

$M_{ш}$ – масса шлака в сталеразливочном ковше, $M_{ш} = 0,2$ т;

ρ – плотность шлака, $\rho = 3$ т/м³;

V – номинальный объем шлаковни, $V = 0,5$ м³;

K – коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей $K = 1,15$;

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

Таким образом:

$$n = \left(4 \cdot \frac{38,4 \cdot 1}{24} \right) \cdot 1,15 + \frac{38,4 \cdot 0,2 \cdot 1}{24 \cdot 3 \cdot 0,5 \cdot 0,8} + 2 = 9,4 \text{ шт.}$$

Принимаем количество шлаковен $n = 10$ шт.

2.3.3 Расчёт оборудования участка внепечной обработки

2.3.3.1 Расчет количества агрегатов для внепечной обработки

$$n = z \cdot T/1440, \quad (2.33)$$

где z – максимальное количество плавков в цехе за сутки обрабатываемых в АКОСе, шт.

T – задолженность АКОСа на одну плавку, мин.

Задолженность АКОСа на одну плавку складывается из продолжительности следующих операций:

– ожидание сталеразливочного ковша с плавкой, включая подачу ковша мостовым краном под агрегат, $\tau_1 = 5$ мин;

– продувка аргоном для усреднения ванны, $\tau_2 = 3$ мин;

– отбор пробы металла, замер температуры, ожидание анализа, $\tau_3 = 7$ мин;

– присадка ферросплавов, подогрев расплава, $\tau_4 = 14$ мин;

– ожидание передачи ковша под разливку, $\tau_5 = 5$ мин.

Общая продолжительность учтенных работ:

$$T_1 = 5 + 3 + 7 + 14 + 5 = 34 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ составляет 10 % от учтенных.

Получаем:

$$T_2 = 34 \cdot 0,1 = 3,4 \text{ мин.}$$

Общая задолженность на одну плавку составит:

$$T = T_1 + T_2 = 34 + 3,4 = 37,4 \text{ мин.}$$

Определяем количество АКОСов:

$$n = 38,4 \cdot 37,4 / 1440 = 1 \text{ шт.}$$

Принимаем $n = 1$ агрегат.

2.3.3.2 Расчет количества бункеров для подачи материалов в ковш, установленный под крышкой АКОСа

Объем бункеров для ферросплавов и шлакообразующих определяется по формуле:

$$V_i = A_i \cdot P_i / Y_i \cdot K, \quad (2.34)$$

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

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

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

K – коэффициент заполнения бункера (для металлошихты $K = 1,2$, для сыпучих материалов $K = 0,8$).

$$A_i = a_i \cdot G \cdot N, \quad (2.35)$$

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:

$$n_i = V_i / V_6. \quad (2.36)$$

Объем бункеров для хранения ферромарганца ФМн 78.

$$a_1 = 0,142 \text{ кг/т}, P_1 = 3 \text{ сут}, Y_1 = 3 \text{ т/м}^3.$$

$$A_1 = 0,142 \cdot 3 \cdot 38,4 = 16,36 \text{ т/сут},$$

$$V_1 = 16,36 \cdot 3 / 3 \cdot 0,8 = 20,45 \text{ м}^3.$$

Необходимое количество бункеров с объемом бункера $V_6 = 3 \text{ м}^3$ определяем следующим образом:

$$n_1 = V_1 / V_6,$$

$$n_1 = 20,45 / 3 = 6,82 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров $n_1 = 7 \text{ шт.}$

Объем бункеров для хранения извести.

$$a_2 = 0,045 \text{ кг/т}, P_2 = 1 \text{ сут}, Y_2 = 0,8 \text{ т/м}^3.$$

$$A_2 = 0,045 \cdot 3 \cdot 38,4 = 5,2 \text{ т/сут},$$

$$V_2 = 5,2 \cdot 1 / 0,8 \cdot 0,8 = 8,13.$$

Необходимое количество бункеров с объемом бункера $V_6 = 3 \text{ м}^3$ определяем следующим образом:

$$n_2 = V_2 / V_6$$

$$n_2 = 8,13 / 3 = 2,7 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров $n_2 = 3 \text{ шт.}$

Объем бункеров для хранения ферросилиция ФС 75.

$$a_3 = 0,00446 \text{ кг/т}, P_3 = 3 \text{ сут}, Y_5 = 1,5 \text{ т/м}^3.$$

$$A_3 = 0,00446 \cdot 3 \cdot 38,4 = 0,51 \text{ т/сут},$$

$$V_3 = 0,51 \cdot 3 / 1,5 \cdot 0,8 = 1,27 \text{ м}^3.$$

Необходимое количество бункеров с объемом бункера $V_6 = 3 \text{ м}^3$ определяем следующим образом:

$$n_3 = V_3 / V_6,$$

$$n_3 = 1,27 / 3 = 0,4 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров $n_3 = 1 \text{ шт.}$

Объем бункеров для хранения плавикового шпата.

$$a_4 = 0,002, P_4 = 2 \text{ сут}, Y_6 = 1,7 \text{ т/м}^3.$$

$$A_4 = 0,002 \cdot 3 \cdot 38,4 = 0,23 \text{ т/сут},$$

$$V_4 = 0,23 \cdot 2 / 1,7 \cdot 0,8 = 0,3 \text{ м}^3.$$

Необходимое количество бункеров с объемом бункера $V_6 = 3 \text{ м}^3$ определяем следующим образом:

$$n_4 = V_4 / V_6$$

$$n_4 = 0,3 / 3 = 0,1 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров $n_4 = 1 \text{ шт.}$

Объем бункеров для хранения алюминиевой стружки.

$$a_5 = 0,0005 \text{ кг/т}, P_5 = 3 \text{ сут}, Y_5 = 0,6 \text{ т/м}^3.$$

$$A_5 = 0,0005 \cdot 3 \cdot 38,4 = 0,06 \text{ т/сут},$$

$$V_5 = 0,06 \cdot 3 / 0,6 \cdot 0,8 = 0,38 \text{ м}^3.$$

Необходимое количество бункеров с объемом бункера $V_6 = 3 \text{ м}^3$ определяем следующим образом:

$$n_5 = V_5 / V_6$$

$$n_5 = 0,38 / 3 = 0,13 \text{ шт.}$$

Принимаем количество бункеров $n_5 = 1 \text{ шт.}$

Суммарное количество бункеров для ферросплавов и шлакообразующих $N = 13 \text{ шт.}$

2.3.4 Расчет оборудования формово-заливочно-выбивного отделения

2.3.4.1 Расчет количества сталеразливочных ковшей

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

$$N_k = \frac{z \cdot T_1}{1440} + \frac{z \cdot T_2}{24 \cdot C} + 2, \quad (2.37)$$

где z – число плавков в цехе за сутки, $z = 38,4$;

T_1 – задолженность ковша на одну плавку, мин;

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

C – средняя стойкость рабочей футеровки ($C = 35$ плавков).

Задолженность ковша на плавку (T_1) складывается из следующих операций:

- ожидание выпуска плавки, $\tau_1 = 5$ мин;
- выпуск плавки, $\tau_2 = 2$ мин;
- измерение температуры металла в ковше, $\tau_3 = 2$ мин;
- внепечная обработка металла, $\tau_4 = 37,4$ мин;
- разливка, $\tau_5 = 10$ мин;
- слив шкала из ковша и установка на стенд, $\tau_6 = 5$ мин;
- охлаждение ковша, $\tau_7 = 60$ мин;
- очистка ковша и мелкий ремонт футеровки, $\tau_8 = 25$ мин;
- сушка ковша, $\tau_9 = 40$ мин;
- установка стопора, $\tau_{10} = 5$ мин.

Задолженность ковша на одну плавку составляет

$$T_1 = 5 + 2 + 2 + 37,4 + 10 = 56,4 \text{ мин.}$$

Продолжительность холодного ремонта занимает $T_2 = 135$ мин.

$$N_k = \frac{38,4 \cdot 56,4}{1440} + \frac{38,4 \cdot 135}{24 \cdot 35} + 2 = 9,7 \text{ шт.}$$

Принимаем количество сталеразливочных ковшей $N_k = 10$ шт.

2.3.4.2 Расчет количества разливочных кранов

Количество кранов разливочного участка определяем по формуле

$$N_p = z \cdot T / 1440 \cdot \eta, \quad (2.38)$$

где z – количество плавков в цехе за сутки, $z = 38,4$;

T – задолженность основных крановых операций, мин;

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

Задолженность крана на одну плавку (Т) складывается из продолжительности следующих операций:

– ожидание выпуска плавки, $\tau_1 = 5$ мин;

– выпуск стали в ковш, $\tau_2 = 2$ мин;

– измерение температуры металла в ковше, $\tau_3 = 2$ мин;

– внепечная обработка, с учетом времени передачи ковша на агрегат внепечной обработки и времени передачи ковша с агрегата внепечной обработки на разливочный участок, $\tau_4 = 36,85$ мин;

– ожидание ковша после разливки, $\tau_5 = 3$ мин;

– слив шкала и установка на стенд, $\tau_6 = 5$ мин;

– неучтенные операции, $\tau_7 = 0,1 \cdot 53,9 = 5,39$ мин.

Итого задолженность крана:

$$T = 5 + 2 + 2 + 36,85 + 3 + 5 + 5,39 = 59,24 \text{ мин.}$$

Определяем необходимое количество кранов

$$N_p = 38,4 \cdot 59,24 / 1440 \cdot 0,8 = 1,97 \text{ шт.}$$

Принимаем количество кранов разливочного участка $N_p = 2$ шт.

3 Результаты проведенного исследования

3.1 Технология выплавки стали марки 110Г13Л

Высокомарганцовистая износостойкая сталь аустенитного класса 110Г13Л (сталь Гадфильда) предназначена для изготовления деталей, работающих на износ в условиях трения, скольжения и высоких давлений и ударов: траки гусеничных машин, била, щеки дробилок, коронки землеройных машин, крестовины железнодорожных и трамвайных путей.

Гадфильд Р.А. (Hadfield Robert Abbot 1858 – 1940 г.) – английский металлург, иностранный почетный член АН СССР с 1933 г. Основные научные труды и работы по производству, термической обработке и свойствам износостойкой (аустенитной) марганцевой стали 110Г13Л.

Структура стали 110Г13Л после литья – аустенит и избыточные карбиды $(Mn, Fe)_3C$, снижающие прочность и вязкость стали. Поэтому литые изделия с температурой $t = 1070\text{--}1100\text{ }^{\circ}\text{C}$ закаливают в воде. При таком нагреве карбиды растворяются, и сталь после закалки имеет аустенитную структуру с твердостью 250 НВ и высокой вязкостью. Под воздействием динамических нагрузок, под влиянием холодной деформации происходит самоупрочнение стали 110Г13Л до 600 НВ. Если детали работают в условиях значительных давлений и ударных нагрузок, вызывающих наклеп, то твердость и износостойкость значительно возрастают. Поэтому металлообработку стали 110Г13Л производят быстрорежущей сталью (например, Р18 или Р6М5).

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

Углеродистая шихта характеризуется повышенным содержанием углерода, фосфора, серы и отсутствием или незначительным количеством легирующих элементов. Для передела такой шихты в качественную сталь требуется проведение специального окислительного периода, в течение

которого окисляются углерод, фосфор и некоторые сопутствующие элементы: кремний, хром, марганец, ванадий и другие. Наличие окислительного периода является характерной особенностью технологии плавки на свежей шихте, поэтому ее называют еще плавкой с полным окислением.

Выплавка высокомарганцовистой стали марки 110Г13Л ведется в электропечах постоянного тока типа ДППТУ-3 с основной футеровкой методами окисления и переплава в сталелитейном цехе.

Плавка высокомарганцовистой стали методом окисления включает следующие этапы:

- 1) подготовка шихтовых материалов;
- 2) подготовка печи к плавке;
- 3) загрузка шихты;
- 4) период плавления;
- 5) окислительный период;
- 6) внепечная обработка.

Исходя из концепции электропечи ДППТУ, следует необходимость максимального упрощения технологии, и уменьшения длительности отдельных периодов выплавки стали. По этой причине в печи ДППТУ проводят только быстрое расплавление металлошихты, благодаря тому, что электрическая дуга горит по всему объему шихты, окисление примесей и нагрев металла до требуемой температуры. Остальные операции, такие как десульфурация, раскисление, легирование, удаление неметаллических включений осуществляются в агрегате внепечной обработки.

Сталь марки 110Г13Л выплавляем в электропечи ДППТУ-3, с основной футеровкой, одношлаковым процессом методом окисления.

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

Металлическая часть. Нелегированный (углеродистый) лом не должен быть загрязнен цветными металлами (свинцом, цинком, оловом и др.), особенно медью и мышьяком, которые практически полностью переходят из шихты в металл и могут оказать существенное влияние на его свойства. Нежелательно также, чтобы в углеродистых отходах содержалось фосфора более 0,05 % так как удаление больших количеств фосфора требует продолжительного окислительного периода.

Металлический лом должен иметь определенные габариты. Мелкий лом, как правило, более окислен, замусорен и загрязнен маслом. Значительная окисленность лома не позволяет точно оценить долю угара металла, что чревато непопаданием в заданный химический состав готовой стали. Разложение в зоне дуг ржавчины (гидрата окиси железа) и масла приводит к появлению в атмосфере печи атомарного водорода, интенсивно поглощаемого металлом. Нежелательно, чтобы в шихте были чрезмерно крупные куски.

При использовании возврата собственного литейного производства (бракованные отливки, литники) необходим минимальный пригар песка и габариты не более 600×350×250 мм.

При загрузке в печь тяжеловесного лома, его располагают так, чтобы обеспечить как можно быстрое расплавление. Тугоплавкий плотный лом загружают в зону действия дуг, чтобы ускорить его расплавление. Вес металлической шихты для нормальной загрузки печи не должен превышать 4,3 т.

Шлакообразующие. При выплавке стали в электропечи для образования основного шлака используют известь, известняк, плавикový шпат, шамотный бой и песок. Содержание серы в известняке в большинстве случаев низкое, однако оно возрастает после обжига за счет серы топлива. Повышенное содержание серы в шлаке затрудняет процесс десульфурации. Содержание других окислов в извести ограничивают по следующим соображениям: кремнезема, чтобы при заданной основности шлака количество его было

меньше: окиси магния, чтобы шлак был более жидкотекучим и активным; окислов железа, чтобы не затруднять процесс десульфурации.

Для выплавки высокомарганцовистой стали известь применяют комовую, только свежего обжига. Разложившуюся известь – «пушенку» применять нельзя. Вместо извести в окислительный период можно использовать необожженный известняк, содержащий не менее 97 % CaCO_3 . Известняк не гигроскопичен, его можно хранить длительное время. Разложение углекислого кальция в электропечи вызывает выделение пузырьков CO_2 , которые обеспечивают перемешивание металла и шлака и способствует дегазации металла. Отрицательной стороной применения известняка вместо извести является дополнительная затрата электроэнергии на разложение карбоната кальция.

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

При выплавке стали марки 110Г13Л для разжижения шлака используют шамотный бой.

Окислители. Для интенсификации окислительных процессов в металл необходимо вводить кислород. Источниками кислорода служат: железная руда, окалина и агломерат.

При выплавке марганцовистой стали железную руду вводят в печь небольшими порциями, обеспечивая длительное равномерное кипение металла без повышения его температуры, так как присаживаемая руда постоянно охлаждает металл. Это имеет особое значение для эффективного удаления фосфора. Руду используют в окислительный период через шлак. Руда имеет определенный размер (50–100 мм). Мелкая руда растворяется в шлаке, а

крупные куски вызывают бурное вспенивание металла и шлака. Руда также должна удовлетворять требованиям по химическому составу: много окислов железа и мало кремнезема, серы и фосфора.

Раскислители и легирующие. Для раскисления и легирования применяют раскислители и легирующие в чистом виде или в виде сплавов с железом или друг с другом. Для раскисления и легирования применяют: металлический алюминий, никель, хром, марганец, молибден; ферросплавы: ферросилиций, ферромарганец, феррохром, феррованадий, ферромolibден, ферротитан, а также комплексные сплавы: силикомарганец, силикокальций и т. д.

Для раскисления стали 110Г13Л применяют высокоуглеродистый ферромарганец (ФМн 78), ферросилиций (ФС 45, ФС 75), алюминиевую стружку. Легирование стали проводят ферромарганцем (ФМн 88).

Науглероживатели – материалы, содержащие углерод и используемые для увеличения содержания углерода в металле. Они входят в состав шихты или их вводят в жидкий металл. Для науглероживания металла используют главным образом кокс и электродный бой. Основное требование, предъявляемое к науглероживателям – чистота по вредным примесям (низкое содержание серы) и малая зольность.

В качестве науглероживателя при выплавке высокомарганцевистой стали используют электродный бой. Величина присадки электродного боя определяется из расчета его усвоения в металле 50–60 %.

3.1.1 Подготовка печи к плавке

В случае необходимости, после выпуска предыдущей плавки металлическим гребком очищают подину и откосы от остатков шлака и металла, после чего поднимают сводовый электрод в верхнее положение, поднимают свод, открывают замки и выкатывают ванну. Осматривают состояние футеровки электропечи и приступают к заправке печи смесью периклазового порошка и предварительно приготовленного в ведре раствора

жидкого стекла с водой в соотношении 1 : 3. Заправку подину в районе подовых электродов производят переклазовым порошком, смешанным с мелкой низкоуглеродистой шихтой (высечкой), составляющей 60–80 % от объема заправочной смеси. Заправку проводят ускоренными темпами для лучшего спекания заправочной смеси с футеровкой печи.

Перед загрузкой мелкой низкоуглеродистой шихты в район подовых электродов проводят контрольный осмотр состояния футеровки (подрыв подины, разрушение стен, откосов и арок), качества заправки

3.1.2 Загрузка шихты

Завалку электропечи производят завалочной корзиной. Вся шихта загружается в один прием, длительность загрузки составляет 5 минут. Быстрая загрузка позволяет сохранять тепло, аккумулированное кладкой печи, в результате чего сокращается продолжительность плавления, уменьшается расход электроэнергии, электродов и увеличивается стойкость футеровки. При завалке порядок укладки шихты в корзине предопределяет расположение в печи. Для предохранения подины от ударов крупных падающих кусков на дно корзины укладывают 3–5 % легкой шихты, затем тяжеловесную и объемную, затем легковесную. Такая последовательность загрузки корзины обеспечивает плотную укладку шихты в печи.

Вес металлической шихты для нормальной загрузки печи не должен превышать 4,3 тонн при ведении плавки методом окисления и 5,0 тонн – при ведении плавки методом переплава. Шихтовку производят из расчета содержания углерода в металле после расплавления не менее 0,40 % и не более 0,60 %. В случае использования шихты с низким содержанием углерода в завалку добавляют электродный бой.

После завалки шихты в электросталеплавильную печь, производят ее разравнивание специальными металлическими крючками с заправочных площадок. При этом не допускается попадания отдельных кусков шихты в

летку. Для более раннего образования шлака, предохраняющего металл от окисления и для дефосфорации в процессе плавления, после загрузки металлической шихты в печь загружают известь в количестве 2–3 % от массы садки.

Перед закатом ванны печи под свод, проверяют наличие и состояние песочной засыпки в замке (песочный затвор), при необходимости производят досыпку песка. При необходимости перед включением печи заменяют или наращивают сводовый электрод, длина которого должна быть достаточной для проведения всей плавки. Заделывают летку, заправляют порог рабочего окна. Для исключения подсоса воздуха, уплотняют зазоры между рабочим окном и дверцей увлажненным водой периклазовым порошком, между ванной и сводом – песком. Подсос воздуха в атмосферу печи в течение всей плавки должен быть минимальным.

3.1.3 Период плавления

Главная задача этого периода – как можно быстрее перевести металл в жидкое состояние. Большое тепловосприятие ванны в период плавления позволяет в этот период работать с максимальной мощностью и при максимальном напряжении на дуге. Режим дуги позволяет вести расплавление шихты без привязки анодного пятна на расплав. Длинная дуга обеспечивает стабильный электрический режим, интенсивный нагрев печных газов, плавный нагрев всего объема шихты. Локальный перегрев металла не возникает, так как капли металла, нагреваясь, преодолевают силы поверхностного натяжения и немедленно стекают вниз. В период расплавления в шихте образуется расширяющаяся вверх воронка, которая в дальнейшем исключает обрушивание шихты на сводовый электрод и замораживание металла на подине.

В процессе плавания происходит окисление примесей, вносимых шихтой. Практически полностью окисляются алюминий, кремний, значительное количество хрома, марганца и другие примеси.

После полного расплавления шихты при отключенной электропечи тщательно перемешивают металл металлическим штырем по всей глубине ванны и ложкой отбирают пробу металла на полный химический анализ. Сразу после отбора пробы металла, скачивают самотеком не менее 60 % шлака для удаления основной части фосфора, окислившегося в процессе расплавления шихты (дефосфорация).

При низком содержании углерода (менее 0,40 %) в металле, его необходимо науглеродить за счет присадки электродного боя после предварительного удаления шлака. После присадки углеродосодержащей добавки вновь наводят шлак за счет присадки извести (известняка) в количестве не менее 2,0 % от веса завалки и приступают к окислительному периоду.

3.1.4 Окислительный период

В окислительный период необходимо реализовать следующие основные мероприятия:

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

Окисление начинают при хорошо нагретом металле, когда он сливается с ошлакованной ложки без остатка и при содержании углерода не менее 0,40 %. Если содержание углерода менее 0,40 %, то предварительно производят науглероживание металла за счет присадки электродного боя.

Железную руду вводят в печь равномерными порциями. Во избежание бурного кипения металла и выброса его из печи количество руды в порции при

повышении температуры металла уменьшают, а каждую последующую порцию руды вводят тогда, когда кипение от предыдущей порции начинает затухать. Общее количество присаживаемой руды зависит от содержания углерода в расплаве (1 кг железной руды на 1 тонну стали в среднем окисляет 0,01 % углерода). С каждой порцией руды сразу после закипания металла присаживают в печь обожженную известь или известняк. Для предупреждения переокисления металла последнюю порцию руды вводят не позже, чем за 5–7 минут до начала скачивания шлака («чистый кип»).

На протяжении всего окислительного периода шлак поддерживают жидкоподвижным и обладающим способностью самотеком сходить через порог рабочего окна. Не допускается образование густого и комковатого шлака. Для разжижения шлака используют шамотный бой. Обеспечение самопроизвольного стекания и обновления шлака необходимо для эффективного удаления фосфора. В случае образования магниезиального шлака от срыва подины или откосов скачивают его деревянными скребками при отключенной электропечи и наводят новый шлак.

Данные о приближенном весовом количестве и химическом составе шлака окислительного периода приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Состав окислительного шлака

Окисел	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	Итого
Вес, кг	3,449	1,277	0,39	0,15	0,107	0,027	0,6	6
%	57,48	21,28	6,5	2,5	1,78	0,45	10	100

Во время окислительного периода поддерживают интенсивное кипение металла, что обеспечивает хорошую дегазацию металла и удаление из него неметаллических включений. Интенсивное кипение ванны, вызванное окислением углерода, является единственным эффективным средством снижения содержания азота в электропечи.

В конце окислительного периода при отключенной электропечи и поднятом сводовом электроде тщательно перемешивают ванну металлическими гребками и заливают ложкой цилиндрическую стаканчиковую пробу для определения содержания углерода и фосфора. Для исключения пористости в пробе металл раскисляют алюминием, для чего вводят алюминиевую стружку в пробницу перед заливкой металла.

Для удовлетворительного проведения окислительного периода необходимо окислить не менее 0,25 % углерода. Содержание углерода в металле перед скачиванием шлака должно быть 0,15–0,25 %, фосфора – не более 0,015 %. Режим марганца в окислительный период не регламентируется, потому что реакция окисления марганца близка к равновесному, поэтому нормальный ход плавки с необходимым повышением температуры к концу периода сопровождается восстановлением марганца из шлака.

В окислительный период окисляется хром, причем значительное его количество окисляется еще в период плавления. Скачивание шлака в период плавления и постепенное его обновление в течение окислительного периода способствует дальнейшему окислению хрома и потере его со шлаком.

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

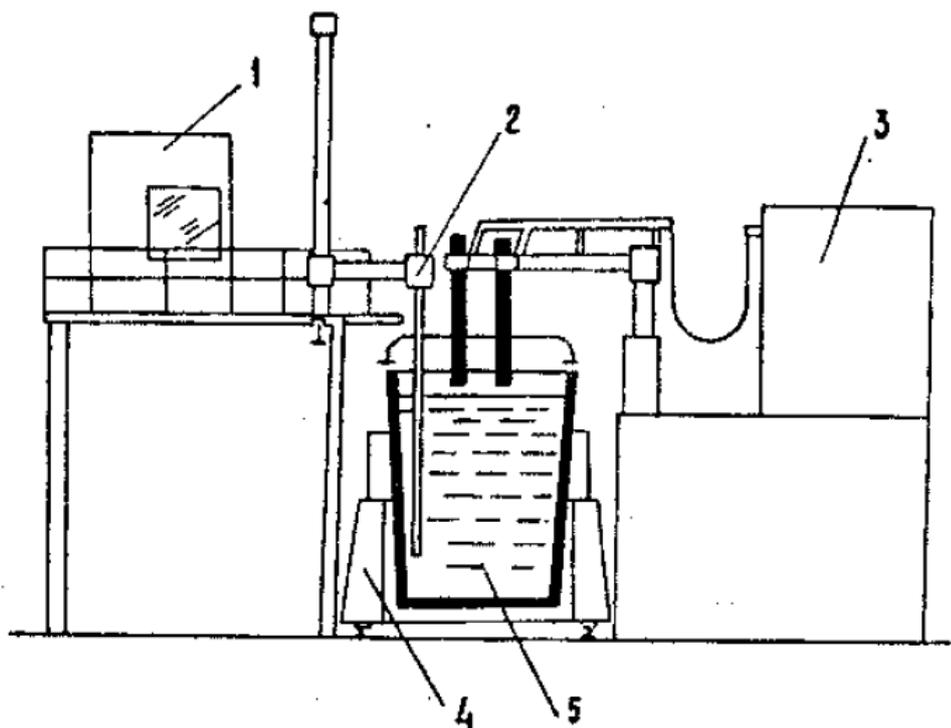
Химический состав металла в конце окислительного периода приведен в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – 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	0,48	0,3	0,18	0,187
Mn	0,6	0,3	0,3	0,311
Si	0,24	0,24	-	-
P	0,03	0,012	0,018	0,019
S	0,032	-	0,032	0,033
Cu	0,36	-	0,36	0,373
Ni	0,58	-	0,58	0,602
Cr	0,58	-	0,58	0,602
Fe	97,08	2	95,08 + 1,324 (Σ Fe табл. 3.14) Σ 96,404	97,918 Σ 100,0

3.2 Внепечная обработка стали

Полупродукт, подготовленный по содержанию углерода и фосфора, доводят до определенной температуры и выпускают в ковш. После выпуска плавки ковш с металлом устанавливают под водоохлаждаемую крышку трехэлектродного АКОСа (рисунок 3.1).



1 – пост управления; 2 – фурма; 3 – печная подстанция; 4 – сталевоз;
5 – сталеразливочный ковш с металлом

Рисунок 3.1 – Схема АКОСа

Технические характеристики АКОСа приведены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Технические характеристики АКОСа

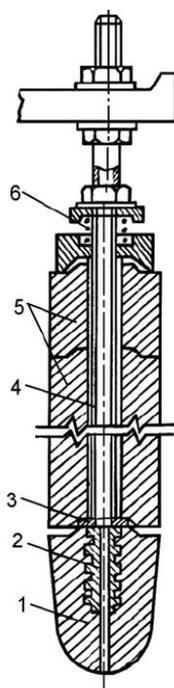
Наименование параметра	Единица измерения	Величина
1. Номинальная вместимость ковша	т	6
2. Мощность трансформатора	МВА	12,5
3. Вторичное напряжение	В	250
4. Номинальная сила тока электрода	кА	25
5. Диаметр графитированных электродов	мм	250
6. Диаметр распада электродов	мм	1506
7. Род тока	переменный	

Современный агрегат печь-ковш оснащен комплектом устройств для ввода порошков, системой бункеров и дозаторов для ферросплавов и сыпучих материалов, устройством для подачи в сталь нейтральных газов. Кроме того агрегат оснащен механизированными устройствами для отбора проб для химического анализа металла и шлака, измерения температуры, окисленности металла [8].

Перемешивание металла организуют инертным газом (аргоном) при помощи погружной фурмы (рисунок 3.2). Раскислители и легирующие вводят в ковш из бункеров.

Основные задачи внепечной обработки:

- раскисление металла;
- удаление серы;
- корректировка химического состава металла;
- регулирование температуры металла;
- подготовка к разливке.



1 – пробка-сопло; 2 – штуцер с резьбой; 3 – опорная шайба; 4 – стальная труба; 5 – стопорные трубки; 6 – компенсационная пружина

Рисунок 3.2 – Погружная фурма для продувки нейтральными газами

Обработка металла в АКОСе начинается с наведения шлаковой смеси, в состав которой входят известь и плавиковый шпат в соотношении 6 : 1 в количестве 2,0–3,5 % от массы металла.

Предварительное осадочное раскисление проводят присадкой высокоуглеродистого ферромарганца из расчета ввода 0,5–0,6 % марганца, затем 45 %-ный ферросилиций из расчета ввода 0,15–0,20 % кремния.

Одновременно с дачей раскислителей наводят шлак за счет присадки шлаковой смеси (свежеобожженная известь и плавиковый шпат). После того как шлаковая смесь разойдется и образуется жидкоподвижный шлак, приступают к даче раскислительной смеси, состоящей из извести, плавикового шпата, графита скрытокристаллического электроугольного и дробленого 75 %-ного ферросилиция (соотношение компонентов в смеси 6 : 1,5 : 1 : 1). В результате образуется белый шлак, который при остывании рассыпается в белый или светло-серый порошок. Содержание в шлаке закиси марганца должно быть не более 6 %, закиси железа – 2,5 %.

Легирование металла проводят ферромарганцем ФМн 88. Присадку ферромарганца сопровождают перемешиванием металла и одновременным введением в АКОС раскислительной смеси, состоящей из извести, плавикового шпата, графита скрытокристаллического электроугольного и 75 %-ного дробленого ферросилиция (соотношение компонентов в смеси 6 : 1 : 1 : 1) в количестве, обеспечивающем устойчивость белого, рассыпающегося в порошок при остывании, шлака, что соответствует его основности более 2,5. Содержание в шлаке закиси марганца должно быть не более 3,5 %, закиси железа – 1,5 %.

Для проведения диффузионного раскисления на шлак присаживают раскислительную смесь, состоящую из извести, алюминиевой стружки и графита скрытокристаллического электроугольного (соотношение компонентов в смеси 5 : 2 : 1).

После раскисления в стали остается 0,02–0,03 % растворенного алюминия. Такое количество алюминия необходимо для нейтрализации кислорода, поступающего из атмосферы во время выпуска и разливки, и для регулирования величины зерна аустенита, так как присутствие в металле избыточного алюминия делает сталь мелкозернистой.

Отбор проб металла производят для определения содержания углерода, марганца, кремния и фосфора и проб шлака на содержание закиси марганца и закиси железа.

3.3 Разливка стали

После проведения внепечной обработки ковш с металлом, при помощи крана, переносят в формово-заливочно-выбивное отделение. Металл разливают по песчано-глинистым формам для получения отливок.

Для изготовления разовых полуформ в сталелитейном цехе НСЗ расположена формовочная линия Ф637Н для опок с размерами в свету 600×4500 мм и высотой 220 и 320 мм.

Технологические операции, выполняемые механизмами линии:

- наполнение опоки формовочной смесью и одновременное уплотнение формовочной смеси;
- срезание излишков формовочной смеси с контрлада опоки;
- кантовка заформованного комплекта;
- вытяжка модели;
- обдув моделей;
- покрытие моделей разделительным составом;
- сборка опок с моделями.

Для приготовления формовочной смеси в смесеприготовительном отделении цеха используют комплект смесеприготовительного оборудования Л802РЭ построенного на базе смесителей ИСЛ-40 модели Л448 периодического действия с вихревой головкой и активатором. Сыпучие материалы (горелая

земля, песок, бентонит) выгружаются из весовых бункеров-дозаторов на сборную ленту-питатель, при помощи которой они подаются в смеситель. Жидкая композиция состава (вода) подается непосредственно в смеситель, где перемешивается с сыпучими материалами и получается готовая формовочная смесь.

Для изготовления стержней в сталелитейном цехе используют стержневые полуавтоматические пескодувные и пескострельную машины.

Стержневое отделение размещается не далеко от формовочно-заливочно-выбивного отделения. Это обеспечивает небольшое расстояние транспортирования стержней к месту установки, широкое использование непрерывного транспортирования стержней на конвейерах, полное использование объема цеха для организации транспорта стержней.

После формовочной линии верхние полуформы отправляют на провяливание (калориферная установка) в течении 16 часов, а нижние полуформы на сушку (8 часов). Собранная форма готова к принятию металла.

Для заливки форм цельнолитых крестовин используют стакан с магнетитовым вкладышем диаметром 60 мм, для сердечников диаметром 50 мм. Формы 5 часов остывают, после чего выбиваются на выбивной решетке. Опоки возвращаются обратно на формовку, отливки, на дальнейшую обработку.

Технологический процесс термоочистного отделения включает следующие операции: первичную очистку литья; термообработку (закалка), удаления литниковой системы и элементов питания отливок; вторичную очистку и удаления из внутренних полостей стержней; обрубку и зачистку; исправления дефектов; контроль и передачу отливок на склад.

4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

4.1 Технико-экономическое обоснование проекта

Реконструируемый цех находится в городе Новосибирск на ОАО «Новосибирский стрелочный завод» («НСЗ»). Производительность цеха составляет 35 тысяч тонн в год высокомарганцовистой стали 110Г13Л.

Цех реконструируется с учетом всех полезных достижений в электросталеварении:

- модернизация морально устаревших печей;
- внепечная обработка стали в агрегате комплексной обработки стали (АКОС);
- использование шиберных затворов.

В результате изменения этих технологий цех становится конкурентоспособным. Изменяется также время выплавки стали с 3 часов 20 минут до 100 минут, в результате чего увеличивается производительность.

Одношлаковый процесс производства стали в ДППТУ с последующей обработкой ее в АКОСе, уменьшает удельные расходы электроэнергии (с 812 кВт·ч/т до 460 кВт·ч/т), электродов (с 8,8 кг/т до 1,5 кг/т), улучшаются условия труда – все это ведет к снижению себестоимости продукции и улучшению ее качества.

Сортамент продукции: высокомарганцовистая сталь марки 110Г13Л ГОСТ 7370-2015 1050 – 35000 т/год.

4.2 Расчет основных фондов цеха и капитальные вложения при его реконструкции

При реконструкции сталелитейного цеха ОАО «НСЗ» предусматривается введение новых агрегатов:

- печь типа ДППТУ – 2 шт;

- агрегат «АКОС» – 1 шт;
- сталеразливочный ковш – 10 шт.

Капитальные вложения на оборудование рассчитываются по формуле:

$$K_o = C_o \cdot (1 + G_T + G_\phi + G_M) \cdot n, \quad (4.1)$$

где C_o – оптовая цена единицы вводимого оборудования, руб.;

G_T – коэффициент, учитывающий транспортно-заготовительные расходы (принимается $G_T = 0,07$);

G_ϕ – коэффициент, учитывающий затраты на содержание фундамента (принимается $G_\phi = 0,05$);

G_M – коэффициент, учитывающий монтаж и освоение оборудования (принимается $G_M = 0,1$);

n – количество единиц оборудования.

Дуговая печь постоянного тока (ДППТУ):

$$K_1 = 78000000 \cdot (1 + 0,07 + 0,1) \cdot 2 = 182520000 \text{ руб.}$$

АКОС:

$$K_2 = 6300000 \cdot (1 + 0,07 + 0,05 + 0,1) \cdot 1 = 76860000 \text{ руб.}$$

Сталеразливочный ковш:

$$K_2 = 3500000 \cdot (1 + 0,07 + 0,05 + 0,1) \cdot 10 = 42700000 \text{ руб.}$$

Суммарные затраты на покупку оборудования – 302080000 руб.

Вспомогательное и крановое оборудование (10 % [14]):

$$302080000 \cdot 10 / 100 = 30208000 \text{ (руб.)}$$

Транспортные и монтажные работы (35 % [14]):

$$302080000 \cdot 35 / 100 = 105728000 \text{ (руб.)}$$

Сооружения (12 % [14]):

$$302080000 \cdot 12 / 100 = 36249600 \text{ (руб.)}$$

Смета капитальных вложений на реконструкцию цеха представлена в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Капитальные затраты на реконструкцию сталелитейного цеха

Наименование объекта	Количество единиц	Цена одной единицы, руб.	Общая стоимость, руб.
1. Модернизация ДППТУ	2	91 260 000	182 520 000
2. Агрегат «АКОС»	1	76 860 000	76 860 000
3. Сталеразливочный ковш	10	4 270 000	42 700 000
Итого:			302 080 000
4. Вспомогательное и крановое оборудование	–	–	30 208 000
5. Транспортные и монтажные работы	–	–	105 728 000
6. Сооружения	–	–	36 249 600
Всего:			474 265 600

4.3 Расчет производственной программы цеха

Выплавка стали по проекту рассчитывается исходя из суточной производительности и фактического времени работы агрегатов (печей).

Суточная производительность печей определяется:

$$P_{\text{сут.}} = n \cdot 24 \cdot K \cdot Q_{\text{пл}} \cdot 60 / 100 \cdot t_{\text{пл}}, \quad (4.2)$$

где $Q_{\text{пл}}$ – масса плавки, т ($Q_{\text{пл}} = 3$ т);

$t_{\text{пл}}$ – длительность плавки, мин ($t_{\text{пл}} = 100$ мин);

n – количество печей;

K – коэффициент выхода годной стали ($K = 85$ %, по результатам расчета шихты).

Производительность новых печей ДППТУ:

$$P_{\text{сут.1}} = 2 \cdot 24 \cdot 0,85 \cdot 3 \cdot 60 / 100 = 73,4 \text{ т.}$$

Производительность старых печей ДСВ:

$$P_{\text{сут.2}} = 2 \cdot 24 \cdot 0,85 \cdot 3 \cdot 60 / 200 = 36,8 \text{ т.}$$

Годовое производство стали по цеху:

$$P_{\text{год}} = P_{\text{сут1}} \cdot T_{\text{ф1}} + P_{\text{сут2}} \cdot T_{\text{ф2}},$$

где $T_{\text{ф}}$ – фактическое время работы электропечи, сутки.

$$P_{\text{год}} = 73,4 \cdot 314 + 36,8 \cdot 307 = 34345,2 \text{ т.}$$

Расчет производственной программы сведен в таблицу 4.2.

Таблица 4.2 – Производственная программа цеха

Показатели	1 печь		По цеху	
	ДСВ	ДППТУ	база	проект
Емкость печей, т	3	3	6	12
Годовой выпуск, т	4500	9000	9000	35000
Календарное время, сут.	365	365	365	365
Капитальный ремонт, сут.	10	10	10	10
Планово-предупредительный ремонт, сут	3	3	3	3
Номинальное время, сут.	352	352	352	352
Текущие простои, % к календарному времени	12,2	10,5	12,2	10,5
Фактическое время, сут.	307	314	307	314
Длительность плавки, мин	200	100	200	100
Количество плавков в фактические сутки, шт	6,1	12,2	12,2	(24,4+12,2)=36,6
Выплавка стали, т/сут.:				
в номинальные сутки.	20,5	40,4	41	80,8+41=121,8
в фактические сутки.	18,3	36,6	36,6	73,2+36,6=109,8
Выход годного, %	85	85	85	85
Годовая производительность, т/год				34 587
Производственная мощность цеха,				42 874

т/год				
-------	--	--	--	--

4.4 Расчёт переменных затрат

4.4.1 Расчёт затрат на материалы

Таблица 4.3 – Расчет нормы запаса оборотных средств (материалов) [35]

Статья затрат	Проектный вариант		
	Норма расхода, т/т	Цена за 1 т, руб./т	Сумма, руб./т
1 По заданию:			
Стальной лом	0,867	5 000	4 335
Ферросилиций ФС-75	0,00966	142 000	1 372
Ферромарганец ФМн-78	0,1551	105 000	16 286
Алюминий	0,0005	132 000	66
Итого металлической шихты	1,032		22 059
2 Добавочные материалы: [36]			
Железная руда	0,01232	5 530	68
Известь	0,04461	1 050	47
Плавиновый шпат	0,002012	6 000	12
Итого	0,059075		127
Всего затрат			22186

4.4.2 Расчёт затрат на теплоэнергоресурсы

Рассчитываем стоимость электроэнергии на выплавку 1 тонны стали:

$$\mathcal{E}_{\text{тс}} = C_{\text{э}} \cdot P_{\text{уд.т.}}, \quad (4.3)$$

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

$C_{\text{э}}$ – стоимость 1 кВт электроэнергии, $C_{\text{э}} = 4,57$ руб/кВт;

$P_{\text{уд.т.}}$ – удельный расход электроэнергии на 1 т. стали, $P_{\text{уд.т.}} = 812$ кВт·ч/т.

$$\mathcal{E}_{\text{тс}} = 812 \cdot 4,57 = 3710,8 \text{ руб/т.}$$

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

$$\mathcal{E}_{\text{тгэ}} = P_{\text{пара}} \cdot C_{\text{тэ}}, \quad (4.4)$$

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

$C_{\text{тэ}}$ – стоимость теплоэнергии, $C_{\text{тэ}} = 194,6$ руб/Гкал.

$$\mathcal{E}_{\text{тгэ}} = 0,385 \cdot 194,6 = 74,92 \text{ руб/т.}$$

Затраты на кислород для выплавки 1 тонны стали составляют:

$$\mathcal{E}_{\text{кислород}} = P_{\text{кислород}} \cdot C_{\text{кислород}}, \quad (4.5)$$

где $P_{\text{кислород}}$ – расход кислорода, $P_{\text{кислород}} = 10,77$ кг/т;

$C_{\text{кислород}}$ – стоимость кислорода, $C_{\text{кислород}} = 113$ руб/кг.

$$\mathcal{E}_{\text{кислород}} = 10,77 \cdot 113 = 1217 \text{ руб/т.}$$

Стоимость сжатого воздуха для выплавки 1 тонны стали составляет:

$$\mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} = P_{\text{сж.возд.}} \cdot C_{\text{сж.возд.}}, \quad (4.6)$$

где $P_{\text{сж.возд.}}$ – расход сжатого воздуха, $P_{\text{сж.возд.}} = 0,95$ м³/т;

$C_{\text{сж.возд.}}$ – стоимость 1 м³ сжатого воздуха, $C_{\text{сж.возд.}} = 89,00$ руб/м³.

$$\mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} = 0,95 \cdot 89,00 = 84,55 \text{ руб/т.}$$

Определяем затраты на техническую воду:

$$\mathcal{E}_{\text{техн.вода}} = P_{\text{техн.вода}} \cdot C_{\text{техн.вода}}, \quad (4.7)$$

где $P_{\text{техн.вода}}$ – расход технической воды, $P_{\text{техн.вода}} = 85,0$ м³/т;

$C_{\text{тех.вода}}$ – стоимость технической воды, $C_{\text{тех.вода}} = 17,4$ руб.

$$\mathcal{E}_{\text{тех.вода}} = 85,0 \cdot 17,4 = 1479 \text{ руб/т.}$$

Затраты на аргон для продувки стали составляют:

$$\mathcal{E}_{\text{аргон}} = P_{\text{аргон}} \cdot C_{\text{аргон}}, \quad (4.8)$$

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

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

$C_{\text{аргон}}$ – стоимость аргона, $C_{\text{аргон}} = 120,0 \text{ руб/ м}^3$.

$$\mathcal{E}_{\text{аргон}} = 1,0 \cdot 120,0 = 120 \text{ руб/т.}$$

Общая сумма затрат по расходу теплоэнергоресурсов составляет:

$$\mathcal{E}_{\text{общ}} = \mathcal{E}_{\text{тс}} + \mathcal{E}_{\text{кислород}} + \mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} + \mathcal{E}_{\text{тех.вода}} + \mathcal{E}_{\text{аргон}}, \quad (4.9)$$

$$\mathcal{E}_{\text{общ}} = 3710,8 + 74,92 + 1217 + 84,55 + 1479 + 120 = 6686,27 \text{ руб/т.}$$

4.5 Расчет показателей по труду и заработной плате

Численность работников в действующем цехе составляет 325 человек:

- рабочие – 292 человек;
- служащие – 33 человека.

В связи с реконструкцией численность персонала увеличится.

Увеличение численности производственных рабочих рассчитываем путем расстановки по участкам, рабочим местам и бригадам (таблица 4.4).

Таблица 4.4 – Численность вновь введенного персонала, обслуживающего новое оборудование

Наименование профессии	В смену, чел.	Тарифный разряд	Тарифная ставка, руб/чел.	Количество бригад	Всего
Печь ДППТУ					
Сталевар	2	6	131,78	4	8
1й подручный	2	5	124,05	4	8

2й подручный	2	4	118,86	4	8
3й подручный	2	4	118,86	4	8
АКОС					
Оператор	1	6	131,78	4	4
Помощник	2	5	124,05	4	8

Всего введено вновь 44 производственных рабочих.

Служащие составляют 11 % от числа рабочих:

$$11 / 100 \cdot 44 = 5 \text{ человек.}$$

Всего введено вновь работников:

$$44 + 5 = 49 \text{ человек.}$$

Общая численность персонала цеха составляет:

$$325 + 49 = 374 \text{ человек.}$$

Таблица 4.5 – Тарифные ставки по разрядам

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

Расчет дополнительного фонда заработной платы рассчитывается по проекту на введенный персонал производственных рабочих по средней тарифной ставке:

$$T_{\text{ср.ст}} = (T_{4p} \cdot Ч_{4p} + T_{5p} \cdot Ч_{5p} + T_{6p} \cdot Ч_{6p} + T_{7p} \cdot Ч_{7p} + T_{8p} \cdot Ч_{8p}) / Ч_{\text{общ.сп}}, \quad (4.10)$$

где T_{4p} , T_{5p} , T_{6p} , T_{7p} , T_{8p} – тарифные ставки 4, 5, 6, 7 и 8-го разряда соответственно;

$Ч_{4p}$, $Ч_{5p}$, $Ч_{6p}$, $Ч_{7p}$, $Ч_{8p}$ – численность 4, 5, 6, 7 и 8-го разряда соответственно;

$Ч_{\text{общ.сп}}$ – общесписочная численность рабочих.

$$T_{\text{ср.ст}} = (118,86 \cdot 102 + 124,05 \cdot 62 + 131,78 \cdot 171 + 137,05 \cdot 29 + 145,45 \cdot 10) / 374 = 128 \text{ руб/ч.}$$

4.5.1 Расчет месячного заработка рабочего

Расчет месячного заработка рабочего выполняется по данным:

- отработано: 176 ч/мес;
- премия: 40 %;
- вечерних: 40 ч/мес;
- ночных: 40 ч/мес;
- праздничных (1 день): 8 ч/мес;
- доплата за вредность: 24 %.

Месячный заработок рабочего:

$$Z_{т.} = 128 \cdot 176 = 22528 \text{ руб/мес.}$$

$$Z_{\text{прем.}} = 0,4 \cdot 22528 = 9011,2 \text{ руб/мес.}$$

$$Z_{\text{веч.}} = 0,2 \cdot 40 \cdot 128 = 1024 \text{ руб/мес.}$$

$$Z_{\text{ноч.}} = 0,2 \cdot 40 \cdot 128 = 1024 \text{ руб/мес.}$$

$$Z_{\text{празд.}} = 8 \cdot 128 = 1024 \text{ руб/мес.}$$

$$Z_{\text{вред.}} = 0,24 \cdot 22528 = 5406,7 \text{ руб/мес.}$$

Всего месячная заработная плата:

$$Z_{\text{Пмес}} = 40018 \cdot 1,3 = 52023 \text{ руб/мес.}$$

Годовой фонд заработной платы:

$$\Phi ЗП = 52023 \cdot 374 \cdot 12 = 233481019 \text{ руб/год.}$$

Затраты по ЗП на 1 тонну стали составляют:

$$Z_{\text{ЗП}} = \frac{\Phi ЗП_{\text{год.}}}{V_{\text{г}}}; \tag{4.11}$$

$$Z_{\text{ЗП}} = \frac{233481019}{35000} = 6671 \frac{\text{руб}}{\text{т}}.$$

Затраты на страховые взносы $Z_{\text{стр}}$ в месяц складываются из страховых взносов на обязательное социальное страхование (2,9 %), страховых взносов на обязательное пенсионное страхование (22 %) и страховых взносов на обязательное медицинское страхование (5,1 %) [37]. ФЗП в месяц:

$$Z_{\text{стр}} = \frac{233481019 \cdot 0,3}{35000} = 2001 \text{ руб/т.}$$

Производительность труда до реконструкции:

$$P_T = P / Ч_{\text{общ.сп.}} = 9000 / 325 = 27,7 \text{ т стали на 1 работающего в год.}$$

Производительность труда после реконструкции:

$$P_T = P / Ч_{\text{общ.сп.}} = 35000 / 374 = 93,6 \text{ т стали на 1 работающего в год.}$$

Рост производительности труда:

$$\Delta P_T = P_{T.\text{пр.}} \cdot 100 / P_{T.\text{д.}} = 93,6 / 27,7 \cdot 100 = 338 \%,$$

где $P_{T.\text{пр.}}$ и $P_{T.\text{д.}}$ – соответственно производительность труда по проекту и в действующем цехе

4.5.2 Расчет цеховых расходов

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

$$C_{p.\text{год}} = \frac{\Phi ЗП \cdot 380}{100},$$

$$C_{p.\text{год}} = \frac{307085476 \cdot 380}{100} = 887227872 \text{ руб/год.}$$

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

$$C_p = \frac{C_{p.\text{год}}}{V_T}, \quad (4.12)$$

$$C_p = \frac{887227872}{35000} = 25349 \text{ руб/т.}$$

В статью цеховые расходы входят следующие виды затрат: расходы на амортизацию здания, текущий ремонт здания, заработная плата работникам ИТР.

4.6 Расчет себестоимости продукции

Калькуляция себестоимости ($C_{\text{пр}}$) одной тонны стали рассчитывается в соответствии с данными технологической части проекта: выхода годной стали,

норм расхода материалов основных и вспомогательных, топлива и энергоресурсов.

$$C_{\text{пр}} = Z_{\text{м}} + Э_{\text{общ}} + Z_{\text{ЭП}} + Z_{\text{стр}} + Ц_{\text{р}} \quad (4.13)$$

$$C_{\text{пр}} = 22186 + 6686 + 6671 + 2001 + 25349 = 62893 \text{ руб./т.}$$

Общезаводские коммерческие расходы составляют 15 % от цеховой себестоимости:

$$\text{ОЗР} = C_{\text{пр}} \cdot 15 \%; \quad (4.14)$$

$$\text{ОЗР} = 62893 \cdot 0,15 = 9434 \text{ руб.}$$

Полная себестоимость 1 тонны стали по данному варианту равна:

$$\text{ПС}_{\text{пр}} = \text{ОЗР} + C_{\text{пр}} = 9434 + 62893 = 72327 \text{ руб./т.} \quad (4.15)$$

4.7 Расчёт технико-экономических показателей цеха

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

Оптовая цена товарной продукции:

$$Ц_{\text{с}} = \text{ПС}_{\text{пр}} \cdot K_{\text{нп}}, \quad (4.16)$$

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

$K_{\text{нп}}$ – коэффициент, учитывающий нормативную рентабельность, $K_{\text{нп}} = 1,35$.

$$Ц_{\text{с}} = 72327 \cdot 1,35 = 97642 \text{ руб./т.}$$

Экономический эффект определяется условно-годовой экономией:

$$Э_{\text{уг}} = (Ц_{\text{с}} - \text{ПС}_{\text{пр}}) \cdot V_{\text{г}}, \quad (4.17)$$

где $V_{\text{г}}$ – фактическая годовая производительность стали, т/год.

$$Э_{\text{уг}} = (97642 - 72327) \cdot 35000 = 886025000 \text{ руб./год.}$$

Определяем годовой экономический эффект, учитывающий дополнительные капитальные вложения на реализацию реконструкции:

$$Э_{\text{г}} = Э_{\text{уг}} - \text{КВ} \cdot E_{\text{н}}, \quad (4.18)$$

где E_n – нормативный коэффициент экономической эффективности капиталовложений, $E_n = 0,33$.

$$\mathcal{E}_r = 886025000 - 474265600 \cdot 0,33 = 729517352 \text{ руб.}$$

Валовая прибыль:

$$\Pi = V_r \cdot (\mathcal{C}_c - \mathcal{P}\mathcal{C}_{\text{баз.}}) \quad (4.19)$$

Валовая прибыль после реконструкции

$$\Pi_2 = 35000 \cdot (97642 - 72327) = 886025000 \text{ руб.}$$

Валовая прибыль до реконструкции

$$\Pi_1 = 9000 \cdot (97642 - 72327) = 227835000 \text{ руб.}$$

Прирост прибыли рассчитывается по формуле:

$$\Delta\Pi = \Pi_2 - \Pi_1, \quad (4.20)$$

где Π_1, Π_2 – прибыль до реконструкции и по проекту.

$$\Delta\Pi = 886025000 - 227835000 = 658190000 \text{ руб.}$$

Срок окупаемости капитальных вложений определяем по формуле:

$$T_{\text{ок.}} = \frac{KB}{P_{\text{рчит}}} = \frac{474265600}{658190000} = 0,75 \text{ года (9 месяцев)}. \quad (4.21)$$

Предлагаемые по проекту мероприятия являются эффективными.

Таблица 4.6 – Техничко-экономические показатели работы ОАО «НСЗ»

Наименование показателей	Единица	Действующий цех	По проекту
Емкость электропечей	т	3	3
Количество электропечей	ед	2	4
Годовой выпуск	т	9000	35000
Календарное время	сут	365	365
Номинальное время	сут	352	352
Фактическое время	сут	307	314
Выплавка стали в фактические сутки	т/сут	36,6	109,8
Численность персонала: рабочих	чел	292	336
		33	38

служащих	чел		
Заработная плата рабочего	руб/мес	–	52023
Себестоимость 1 т годного металла	руб/т	72327	72327
Капитальные затраты	руб	–	474 265 600
Срок окупаемости	мес	–	9
Прирост прибыли	руб		658 190 000

4.8 Заключение

Рассчитаны капитальные вложения, необходимые для проведения данного варианта реконструкции. Расчетная себестоимость 1 тонны стали составила 72327 руб. Рассчитан срок окупаемости капитальных вложений на реконструкцию, он составил 9 месяцев. Из представленных данных можно сделать вывод, что проект реконструкции является экономически целесообразным.

5 Социальная ответственность

5.1 Описание рабочего места

Реконструируемый сталелитейный цех входит в состав ОАО «НСЗ».

Новосибирский стрелочный завод как предприятие, имеющее сталелитейные и металлообрабатывающие цеха, относится ко второму классу опасности для окружающей среды. Основные факторы негативного воздействия на окружающую среду – промышленные газовые выбросы, сточные воды, токсичные отходы.

Территория завода отделена от жилого массива санитарно-защитной зоной и расположена с подветренной стороны по отношению к населённому пункту, чтобы газы, пыль и дым не попадали в жилой сектор согласно СанПиН 2.1.6.1032-01 «Гигиенические требования к обеспечению качества атмосферного воздуха населенных мест». Фактический размер санитарно-

защитной зоны для ОАО «НСЗ» – 4000 м. Санитарно-защитная зона благоустроена и озеленена на 40 %.

С учётом господствующего направления ветров, которое принято по средней розе ветров тёплого периода года на основе многолетних наблюдений, продольные оси цеха расположены под углом 30⁰ к направлению ветров (в основном юго-западный). Это сделано для обеспечения достаточной аэрации воздуха в цехе, а пролёты сориентированы так, что потоки воздуха при таком направлении ветра перемещаются от сталеплавильного участка к разливному.

Сталеплавильное производство характеризуется наличием опасных и вредных факторов. Опасные и вредные факторы приведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Опасные и вредные факторы в цехе

Факторы	Участок	Средства защиты
Высокая температура поверхности оборудования	Около печей, литейных форм со сплавом и шлаковен со шлаком	Спецодежда, водяное охлаждение, защитная маска
Движущиеся машины и механизмы	По всему цеху	Особое внимание, осторожность, ограждение опасных мест, сигнализация (звуковая)
Поражение электрическим током	Трансформаторы, короткая сеть, площадка для наращивания электродов	Площадка из изоляционных материалов, резиновые коврики, средства индивидуальной защиты
Тепловое излучение	Сталеплавильные и термические печи	Спецодежда (защитная маска, суконная одежда, спец-обувь)
Повышенная запылённость и загазованность	Практически по всему цеху	Вентиляция, аэрация, средства индивидуальной защиты
Повышенный уровень шума	Сталеплавильный участок,	Шумозащитные наушники

	участок сушки и нагрева ковшей, участок черновой и чистовой обрубки	
--	---	--

Все опасные и вредные факторы, перечисленные в таблице 5.1, влияют на условия труда и могут привести к травмам и профессиональным заболеваниям.

5.2 Основные опасные и вредные производственные факторы

Анализ выполнен для сталелитейного цеха марганцовистого литья, размещенного в закрытом здании, планировка которого соответствует последовательности производственных операций, исключая встречное движение сырья и готовой продукции, что важно для создания нормальных санитарно-гигиенических условий и обеспечение безопасности труда. Вследствие многих технологических операций создаются неблагоприятные условия для жизни обслуживающего персонала.

5.2.1 Микроклимат

Нормирование показателей микроклимата осуществляется согласно СанПиН 2.2.4.548-96 «Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений» помещения по удельному тепловыделению делятся на две группы: холодные и горячие цехи. К микроклимату, относятся: температура воздуха в помещении, инфракрасное излучение от нагретого оборудования, расплавленного сплава, влажность воздуха и скорость движения воздуха. Сталеплавильное производство относится к горячему производству.

При производстве стали образуется конвекционное и лучистое тепло, преимущественно в инфракрасном и видимом диапазонах длин волн $\lambda = 0,4-0,68$ мкм. Источниками инфракрасного излучения являются жидкая

сталь, нагретое оборудование и окружающие конструкции, факелы пламени, остывающий металл. Интенсивность излучения, воздействующего на рабочих, в зависимости от расстояния, вида операций и источника излучения может колебаться от 0,1 до 12,5 кВт/м².

Температура воздуха в различных зонах в летний период колеблется от 18 до 37,5 °С, при наружной температуре от 15 до 25 °С, а в зимний период от минус 3 до плюс 19 °С, при наружной от минус 25 до плюс 1 °С. Колебания скорости движения воздуха составляют от 0,2 до 3 м/с.

Для защиты людей от теплового излучения работающих на горячих участках работ (ГУР) применяются следующие СИЗ: суконная одежда в соответствии с ТР ТС 019/2011 и ГОСТ 12.4.045-87; защитные очки со светофильтрами типа ОК1 или ОК3 (ГОСТ Р 12.4.013-97); каска защитная термостойкая типа СОМЗ-55 (ТР ТС 019/2011, ГОСТ EN 397-2012, ГОСТ 12.4.128-83); термостойкие ботинки (ГОСТ 12.4.032-95 и ТР ТС 019/2011); краги из говяжьей кожи (ГОСТ Р 12.4.252-2013).

Методы снижения тепловых излучений.

Наиболее эффективным способом борьбы с теплом является изоляция источников тепловыделений. Тщательной теплоизоляции подлежат все стационарное горячее оборудование и некоторые передвижные устройства (дуговые сталеплавильные печи, литейные формы, шлаковни).

Нагретый воздух в цехе будет подниматься вверх, и удаляться из цеха через открытый проем в верхней части здания – аэрационный фонарь. Для поступления в цех наружного воздуха в стенах здания предусматриваются открывающиеся проемы в виде ворот, окон с фрамугами, жалюзи и т.п.

Аэрационный фонарь представляет собой сооружение прямоугольной формы в виде приподнятой кровли с боковыми открывающимися фрамугами. Аэрационный фонарь используется одновременно и как световой, поэтому его фрамуги остекляются. Для большей эффективности аэрационные фонари оборудуются на кровле наиболее высокой части здания.

В цехе помимо естественной вентиляции будет применена также приточно-вытяжная вентиляция с механическим побудителем. Общеобменная вытяжная вентиляция устраивается для удаления из цеха загрязненного и нагретого воздуха. Местная вытяжная вентиляция предусматривается для удаления газов, паров и пыли непосредственно от места образования.

5.2.2 Производственный шум и вибрация и меры борьбы с ним

Металлургические процессы сопровождаются шумом и вибрациями. Допустимый уровень шума приведен в СН 2.2.4/2.1.8.562-96 «Шум на рабочих местах, в помещениях жилых и общественных зданий и на территории жилой застройки». Согласно этому нормативу шумы по характеру спектра подразделяются на широкополосные с непрерывным спектром шириной более одной октавы; тональные, в спектре которых имеются слышимые дискретные тона.

Уровни звукового давления и виброскорости колеблются от 86 до 119 дБА. Уровень шума печей ДСВ-3 и ДППТУ-3 указан в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Сравнение уровня шума на печах ДСВ-3 и ДППТУ - 3

№ п/п	Место проведения измерений	Показания по приборам (дБА)	ПДУ (дБА)
1	ДСВ-3	94	80
2	ДППТУ-3	86	80

Шихтовый участок: бригадир, шихтовщик, ПДУ шума 85 дБ, фактический уровень шума 88 дБ.

Печной участок: сталевар, ПДУ шума 80 дБ, фактический уровень шума 94 дБ; пульт управления, ПДУ шума 65 дБ, фактический уровень шума 78 дБ; машинист крана, ПДУ шума 80дБ, фактический уровень шума 88 дБ.

Прежде всего, шум действует на центральную нервную систему, нарушая ее регуляторную функцию, что отрицательно сказывается на деятельности внутренних органов и кровообращения.

Колебания частей аппаратов, машин, сооружений и коммуникаций, вызываемые динамической неуравновешенностью вращающихся деталей, пульсацией давления при транспортировке жидкостей и газов и другими причинами называются вибрацией. В нашем случае причины вибрации – электрическое оборудование в цехе (печи, дробилки, грохота и др.).

Рабочие, применяющие ручной или механизированный инструмент, или совершающие технологические операции, которые связаны с ручным трудом на оборудовании, генерирующем вибрацию, подвергаются местной вибрации.

Локальная и общая вибрация на различных частотах по-разному воздействует на рабочего. Вибрация низких частот менее вредна, чем высокочастотная. Для ограничения вредного воздействия вибрации на рабочих введены нормы на местную (локальную) и общую вибрацию.

Общая вибрация действует на ноги стоящего человека или на ноги и таз сидящего человека и затем через скелет, мышцы и связки передается по всему организму.

Санитарными нормами СН 2.2.4/2.1.8.566-96 «Производственная вибрация, вибрация в помещениях жилых и общественных зданий» установлены предельно-допустимые величины вибраций, возникающих при работе с ручными и ручными механизированными инструментами, механизмами, органами ручного управления и вибрирующими приспособлениями или обрабатываемыми деталями, то есть с вибрирующим оборудованием, при работе которого возникают вибрации, передающиеся через руки на организм человека.

Из всего вышеуказанного следует, что условия труда не полностью будут соответствовать нормам охраны труда. В связи с этим в цехе необходимо будет разработать специальные мероприятия по снижению неблагоприятных факторов условий труда.

Мероприятия по борьбе с шумом и вибрацией.

В качестве СИЗ от вибрации применяются виброзащитные рукавицы (ГОСТ 12.4.002-97) и специальная обувь из упругодемпфирующих материалов (ГОСТ 12.4.024-76, ТУ 8810-001-53805399-2012), а также беруши (ГОСТ Р 12.4.209-99) и наушники (ГОСТ Р 12.4.208-99).

Для снижения уровня шума в цехе необходимо проведение следующих мероприятий: установка трубчатых шумоглушителей для уменьшения аэродинамического шума, создаваемого вентиляторами и т. д.; звукоизоляция рабочих мест; усиленная звукоизоляция пультов управления и комфортаблоков; размещение вентиляционных установок в отдельных звукоизолированных помещениях.

Для снижения влияния вибрации предусматривается изоляция фундаментов под виброактивное оборудование от несущих конструкций и инженерных коммуникаций, активная и пассивная виброизоляция виброактивного оборудования и рабочих мест операторов и машинистов; применение вибропоглощающих резиновых покрытий, специальных амортизирующих сидений.

Предусматривается дистанционное управление шумного виброактивного оборудования из кабин, пультов, проведение санитарно-профилактических мероприятий для рабочих, имеющих контакт с виброинструментом или оборудованием, создающим шум. В соответствии с рекомендациями к разработке положения о режиме труда работников виброопасных профессий общее время контакта с вибрирующими машинами, вибрация которых соответствует норме, на протяжении смены не должно превышать $\frac{2}{3}$ длительности рабочего дня. Непрерывное воздействие вибраций, включая микропаузы, не должно превышать 15–20 минут. Рекомендуется при этом два регламентированных перерыва 20 минут через 1–2 часа от начала смены и 30 минут через 2 часа после обеденного перерыва.

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

Для производственных помещений характерна повышенная загазованность и запыленность воздуха рабочей зоны при технологических процессах. При металлургических процессах в сталелитейном цехе получают и используют опасные и токсические по своим свойствам газы: кислород, азот, аргон; выделяются оксид углерода, окислы серы и цианиды.

На различных рабочих местах уровень запыленности воздуха колеблется от 3 до 30 мг/м³, на рабочем месте шихтовщиков до 60 мг/м³, на рабочей площадке у печи до 160 мг/м³ (таблица 5.3).

Таблица 5.3 – Сведения о запыленности и загазованности рабочих мест в сталелитейном цехе

Рабочее место	Вещество	ПДК, мг/м ³	Максимальная концентрация, мг/м ³
Дуговая сталеплавильная печь	Пыль	4,0	7,7–14,7
	Оксид Mn	0,05	0,092–0,25
Шихтовый двор	Пыль	4,0	5,6–7,2
Участок ремонта ковшей	Пыль	4,0	6,2
Термоочистное отделение	Пыль	4,0	8,5
	Оксид Mn	0,05	0,095

Из данной таблицы видно, что запыленность рабочих мест в цехе превышает ПДК в несколько раз. В качестве СИЗ применяются респираторы фильтрующие (ГОСТ 12.4.296-2015). В структуру такого изделия входит пористый фильтр, резиновая полумаска. Фильтр изготавливается из фетровых, матерчатых, ватных, бумажных материалов.

Пыль литейного производства мелкодисперсная, до 80 % частиц имеют размеры менее 2 мкм. Особую опасность представляет пыль с размерами частиц 1–10 мкм. Выделения пыли, содержащей диоксид кремния SiO₂, происходят при приготовлении формовочной и стержневой смеси, размоле материалов, их просеивании, пересыпании в бункера и бегуны, смешении в смесителях. При очистке отливок выделяется пыль, которая содержит более 90 % двуокиси

кремния, а при выбивке отливок более 99 % двуокиси кремния. Кроме двуокиси кремния в пыли содержатся металлические и другие частицы.

Источником вредных выбросов таких, как пыль, оксид Mn, SO₂, NO, CO являются дуговые печи, а так же залитые формы в процессе остывания, термические печи. Содержание пыли и марганца в газовых выбросах на печах ДСВ-3 и ДППТУ-3 указано в таблицах 5.4, 5.5.

Таблица 5.4 – Промышленные газовые выбросы на печах ДСВ-3 и ДППТУ-3 (плавка методом окисления)

Место проведения измерений	Содержание пыли, грамм/сек., (средний выброс)	Содержание марганца, грамм/сек., (средний выброс)
ДСВ-3	5,08	0,73
ДППТУ-3	0,96	0,29

Таблица 5.5 – Промышленные газовые выбросы на печи ДППТУ-3 (плавка методом переплава)

Место проведения измерений	Содержание пыли, грамм/сек., (средний выброс)	Содержание марганца, грамм/сек., (средний выброс)
ДППТУ-3	2,384	0,421

Ниже приедены участки цеха, где образуется наибольшее количество пыли.

Печной участок: рабочая площадка печи, где ПДК = 0,05 мг/м³, концентрация 0,3 мг/м³; кабина крана, где ПДК = 0,05 мг/м³, концентрация 0,64 мг/м³.

Разливочный участок: кабина крана, где ПДК = 0,05 мг/м³, концентрация 0,41 мг/м³; рабочая площадка разлильщиков, где ПДК = 0,05 мг/м³,

концентрация 0,263 мг/м³; ремонтная зона крана на разливочном участке, где ПДК = 0,05 мг/м³, концентрация 0,41 мг/м³.

Мероприятия по снижению газовыделений.

На участках дробления и фракционирования шихтового отделения выделяется неорганическая пыль. Для предотвращения попадания пыли в организм человека согласно ГОСТ 27063-89 предусматриваются СИЗ респиратор «лепесток» (ШБ-1) и согласно ГОСТ 124013-85 защитные очки. После окончания смены предполагается участок поливать водой, для предотвращения распыления пыли по цеху.

Большая часть пыли будет удаляться вытяжными зонтами, устанавливаемыми в местах большого выхода пыли. Пыль и газ, возникающие при разливке будут устраняться с помощью местной вытяжки над разливочной площадкой. Оборудование для отсоса отходящих газов располагаем в печном пролете.

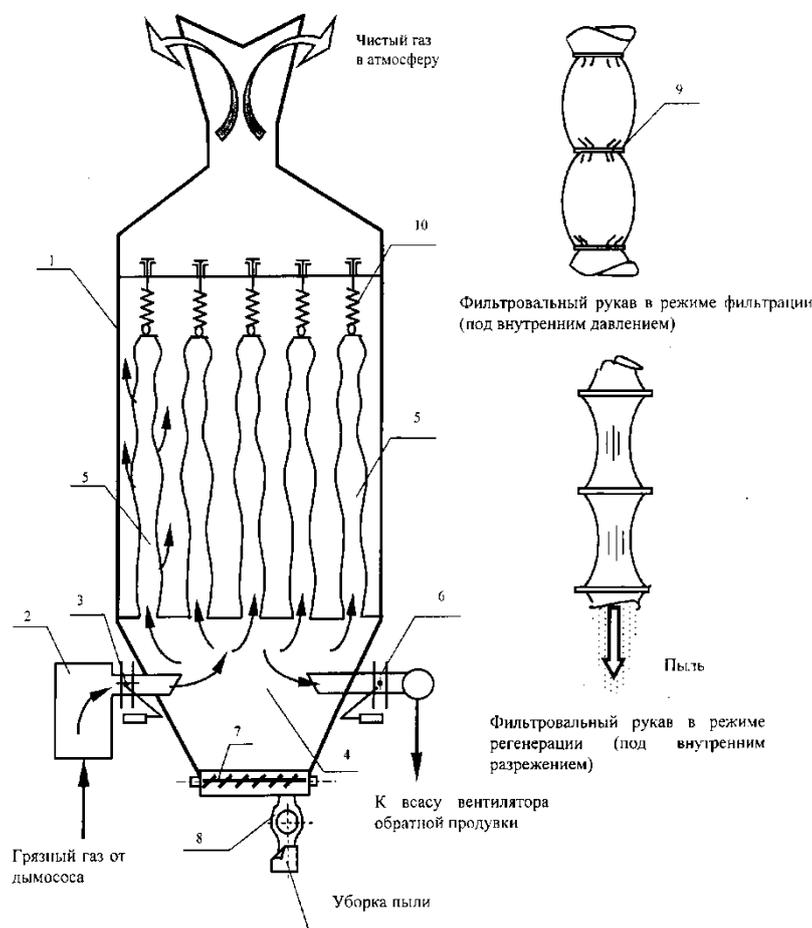
В цехе предусматривается сухая газоочистка. Разбавляясь атмосферным воздухом, газообразные продукты плавки увлекаются под зонт печи и затем направляются на газоочистку.

С помощью дымососов одностороннего всасывания (Д-13,5), производительностью 60000 м³/ч производится отсос газов от летки.

Схемой газоочистки предусмотрен отбор газов от вытяжных зонтов каждой печи с последующим объединением газоходов двух печей в один. Образуется два газохода. В конце трассы газоходов предусмотрена камера охлаждения, обеспечивающая снижение температуры грязного газа до 110–150 °С, за счет его разбавления атмосферным воздухом.

Для очистки грязного газа используется тканевый рукавный фильтр напорного типа с нижней подачей газа. Рукавные фильтры изготовлены из фильтровальной синтетической (лавсановой) ткани с вшитыми в них кольцами жесткости. Схема рукавного фильтра представлена на рисунке 5.1.

Конструкция фильтра позволяет менять порванный рукав «на ходу», без остановки всей газоочистки. Камера фильтров имеет свой собственный пылесборный бункер.



- 1 – камера фильтров; 2 – коллектор грязного газа; 3 – клапан; 4 – бункер для пыли; 5 – фильтровальный рукав; 6 – клапан обратной продувки; 7 – шлюзовый питатель; 8 – транспортер пыли; 9 – антиколлапсные стальные кольца; 10 – механизм натяжения фильтра

Рисунок 5.1 – Схема газоочистки в тканевых фильтрах с нижней раздачей грязного газа

К верхней плоской плите которого на коротких патрубках надеты рукава, сверху рукав крепится к глухой штампованной тарелке, подвешенной на пружине. «Грязный» газ подводится из общего напорного коллектора к бункерам рукавных фильтров, которые одновременно являются накопителем уловленной пыли.

От коллектора 2 через патрубок, оснащенный клапаном с пневмоприводом 3, попадает в бункер 4, затем входит в фильтровальные рукава 5. Пыль оседает на внутренней поверхности рукава, а чистая газовоздушная смесь попадает в межрукавное пространство и затем выводится через верх фильтра в атмосферу.

Регенерация рукава осуществляется за счет создания отрицательного давления (разрежения) в рукаве. Для этого клапан 3 на патрубке «грязного» газа закрывается, открывается клапан 6 на патрубке обратной продувки, соединенном с вентилятором обратной продувки, который создает постоянное разрежение. При этом корка осажденной пыли на внутренней поверхности разрушается и осыпается вниз – в бункер.

Чтобы рукав не слипался при обратной продувке и не препятствовал нормальному осыпанию пыли, на него с внешней поверхности пришиты антиколлапсные стальные кольца.

Из бункера пыль шлюзовым питателем периодически подается в сборный винтовой или скребковый транспортер 8 и далее в общий бункер-накопитель.

Регенерация секций фильтра производится поочередно автоматически по заданной программе. Из всех секций фильтра одна находится в режиме регенерации, остальные фильтруют газ, потом на регенерацию становится следующая секция и так далее, по кольцевой схеме.

Фильтры способны улавливать до 85 % пыли. Остаточное содержание пыли в газах $\sim 0,8$ г/м³.

5.2.4 Освещение цеха

Естественное и искусственное освещение в производственных и вспомогательных зданиях и помещениях металлургических предприятий выполняется в соответствии с СанПиН 2.2.1/2.1.1.1278-03 «Гигиенические требования к естественному, искусственному и совмещенному освещению

жилых и общественных зданий» и СНиП 23-05-95 «Естественное и искусственное освещение».

Выбор источника света осуществляется с учетом освещенности. Неудовлетворительное освещение служит причиной травматизма, отрицательно влияет на зрение работающих и понижает производительность труда. В цехе необходимо равномерное освещение без образования резких контрастов освещенности и теней, а также в предупреждении слепимости людей лучами светильников. Естественное освещение осуществляется через окна в стенах и световые фонари крыши. Искусственное освещение осуществляется лампами накаливания и люминесцентными лампами. Общее освещение применяется для всего цеха. Местное освещение используется в качестве дополнительного при выполнении точных работ (в пультах управления, на станках).

В цехе не допускается перекрытие световых проемов помещений материалами, изделиями и другими посторонними предметами. Для предотвращения затемнения рабочих мест мостовыми кранами предусматриваются дополнительные светильники. Для переносных светильников дополнительно устроена электрическая сеть напряжением не выше 42 В. Также в цехе предусматривается аварийное освещение. Аварийное освещение для продолжения работ должно обеспечивать на рабочих поверхностях освещенность не менее пяти процентов от норм, установленных для рабочего освещения. Аварийное освещение, выполняемое для эвакуации людей из помещения, должно создавать освещенность на полу основных проходов и на ступенях лестниц 0,5 лк. Аварийное освещение питается от отдельной электрической сети и должно иметь только централизованное включение или включаться автоматически. Оно выполняется лампами накаливания или люминесцентными лампами. Для обеспечения норм условий труда в цехе предполагается установить хорошее освещение, отвечающее нормативным требованиям.

Шихтовый участок: предельно допустимое освещение (ПДО) 100 лк, фактическая освещённость 110 лк.

Печной участок: ПДО 150 лк, фактическая освещённость 150 лк.

Разливочный участок: ПДО 150 лк, фактическая освещённость 150 лк.

Средства защиты: установка дополнительных источников искусственного освещения.

5.3 Анализ опасных факторов производственной среды

На персонал, обслуживающий ковшевые и шлаковозные ковши, на разливающих стали воздействуют опасные производственные факторы:

- опасность ожогов расплавленным и неостывшим металлом и шлаком $t = 800\text{--}1350\text{ }^{\circ}\text{C}$;
- опасность травмирования при работе внутрицехового транспорта;
- опасность пожаров, взрывов и отравлений;
- опасность поражения электрическим током.

На персонал цеха воздействует высокая яркость расплавленного металла, шлака и электрической дуги, $B > 200\text{ нт}$.

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 дуговыми печами, разливка расплавленного металла и шлака в ковш и разливка стали в литейные формы. Данные опасности представляют работу с высокой температурой, при разливке могут образовываться брызги, которые могут нанести вред персоналу.

Для защиты персонала от термических опасностей предусматриваются СИЗ ГОСТ 27575987: хлопчатобумажная защитная одежда с местами покрытия металлизированной тканью, для защиты от возможного попадания брызг расплавленного сплава и отражающей лучистую энергию (алюминиевая фольга

15–20 мм; специальная обувь (кожаные ботинки ГОСТ 28507-90), очки со светофильтром СС–11 ГОСТ 124013-85, рукавицы-вачеги ГОСТ 124010-75.

Мероприятия по защите от воздействия электричеством.

Сталеплавильный цех относится к помещениям с повышенной опасностью поражения электрическим током (трансформаторы, короткая сеть, площадка для наращивания электродов и др.).

Внутрицеховая электрическая сеть будет выполнена из изолированных кабелей, защитные оболочки которых удовлетворяют требованиям механической прочности. Для спусков от магистральной линии электрической цепи изолированные кабели будут проложены в металлических трубах.

Кабели внутри производственных помещений предполагается проложить в каналах, устраиваемых в полу и закрываемых сверху съемными покрытиями из огнестойких материалов.

Для предупреждения поражения людей электрическим током в цехе будут предусмотрены следующие мероприятия: применение в электроустройствах безопасного напряжения или высокой частоты переменного тока; устранение возможности включения людей в цепь тока между двумя фазами или между одной фазой и землей; снятие напряжения с токоведущих частей во время работ, связанных с возможностью прикосновения к ним.

Защитное заземление будет применено в сетях переменного тока. Будут заземлены корпуса электрических машин и аппаратов, трубы для защиты проводки, каркасы распределительных щитов, производственное оборудование.

При работах с устройствами, находящимися под низким напряжением, для защиты от поражения током будут применять монтерский инструмент (плоскогубцы, кусачки, отвертки и т.д.) с изолирующими ручками и диэлектрические резиновые перчатки. Дополнительными защитными средствами будут служить изолирующие подставки, резиновые коврики, диэлектрические калоши и боты.

В установках высокого напряжения основными средствами защиты будут являться изолирующие штанги и клещи, указатели напряжения. В качестве дополнительных защитных средств будут служить изолирующие подставки, резиновые коврики, диэлектрические калоши и боты.

В целях безопасности будут использоваться специальные плакаты (предостерегающие, запрещающие, разрешающие, напоминающие).

Для защиты рабочих от возможности поражения электрическим током предусматриваются следующие мероприятия: тщательно заземлить кожух печи; площадку перед печью выполнить из неэлектропроводного материала (жаропрочный бетон); площадку для наращивания электродов выполнить из изоляционных материалов.

Для обслуживания электроустановок предусматривается комплекс защитных средств: изолирующая штанга (ГОСТ 20494-2001), клещи (ГОСТ 11516-94); диэлектрические ботинки, перчатки (ГОСТ 12.4.307-2016); изолирующие подставки, резиновый коврик, изолирующие прокладки (ГОСТ 4997-75); переносные ограждения; указатели напряжения (не менее 2-х на местах где есть напряжения); набор замков для закрывания приводов разъединителей.

5.4 Охрана окружающей среды

5.4.1 Анализ воздействия объекта на атмосферу и гидросферу и литосферу

Технологические процессы производства стали сопровождаются образованием громадных количеств различных пылей и газов, которые загрязняют атмосферу. Предприятия черной металлургии относятся к первому классу опасности.

Наибольшее количество газовыделений происходит в печном отделении цеха непосредственно из печей.

Наибольшее количество пылевыведений происходит из печи, на участках дробления шихтового двора, разбивочном участке и участке черновой и чистовой обрубки.

Выделяющаяся из дуговой сталеплавильной печи пыль образуется как в результате испарения основных и других элементов в высокотемпературном рабочем пространстве, так и путем механического уноса частиц шихтовых материалов. Для отчистки газов от пыли применяют комплекс газоочистных сооружений.

Загрязнение воздушного и водного бассейнов приводит к повышению концентрации вредных веществ в атмосфере и воде. Накопление этих веществ может оказывать влияние на растительный и животный мир, на здоровье людей и привести к нарушению нормальных жизненных условий. Загрязненный воздух вызывает затруднение дыхания и является причиной острых респираторных заболеваний. При загрязнении воздуха снижается уровень ультрафиолета, что плохо сказывается на здоровье людей.

Водопотребление различают:

- хозяйственно-питьевое;
- промышленное (производственное).

Неочищенные сточные воды, сбрасываемые в водоемы, изменяют структуру и химический состав воды, что ведет к гибели животных и растительных организмов. При этом возникает нарушение в природном равновесии, возрастает засоленность и подкисленность воды и почв.

Поэтому, для исключения ущерба, причиняемого здоровью людей, флоре и фауне, ущерб от преждевременного разрушения сооружений (в результате коррозии) разработаны мероприятия по защите воздушного и водного бассейнов согласно СП 2.2.2.1327-03 «Гигиенические требования к организации технологических процессов, производственному оборудованию и рабочему инструменту», СанПиН 2.1.6.1032-01 «Гигиенические требования к обеспечению качества атмосферного воздуха населенных мест», СанПиН 2.1.5.980-00 «Гигиенические требования к охране поверхностных вод», СП

2.1.5.1059-01 «Гигиенические требования к охране подземных вод от загрязнения».

5.4.2 Мероприятия по снижению неблагоприятных условий на окружающую среду

Для очистки газов от пыли предусматривается сухая газоочистка.

Примерный химический состав пыли на выходе из газоочистки, мг/м³:

Fe₂O₃ – 0,03174; Al₂O₃ – 0,0028; SiO₂ – 0,0045; CaO – 0,0131; MgO – 0,0126; FeO – 0,01337.

Утилизация шлаков, пыли.

Металлургические шлаки (также шламы и пыль, уловленная системой газоочистки) содержат ряд компонентов, которые могут быть эффективно использованы. Поэтому шлакопереработка и утилизация металлургических шлаков получила в мире широкое распространение и сегодня на металлургических предприятиях не только утилизируются все образующиеся шлаки, но и разрабатываются шлаковые отвалы. Переработка и использование шлаков (плавильной пыли) представляет собой подотрасль металлургического производства. Из шлаков извлекают металл, получают щебень для дорожного и промышленного строительства, шлаки используют как удобрения, сырье для получения бетонов и т.д.

Отвальные и карбидосодержащие шлаки абразивного производства (содержащие 25–45 % SiC₂ и 10–25 % графита) применяют для снижения окисленности сталеплавильных шлаков [31].

При работе сталелитейного участка происходит загрязнение окружающей среды отходами производства, газами, сточными водами.

Во избежание загрязнения окружающей среды твердыми отходами производства (шлак) они вывозятся из цеха на специальных платформах в отделение переработки шлака.

Весовое количество и состав шлака в цехе приведены в таблице 5.6.

Таблица 5.6 – Весовое количество и химический состав шлака

Окисел	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	Итого
Масса, кг	2,287	0.817	0,568	1,1	0,105	0,06	0,549	5,49
%	41,76	14,88	10,35	20	1,92	1.09	10	100,00

Часть твердых отходов (отработанная футеровка ковшей) перерабатывается в цехе. Во избежание загрязнения водного бассейна сточными водами, они проходят отчистку в специальных отстойниках и используются повторно (оборотный закрытый цикл) по действующим нормам СанПиН 2.1.5.980-00 («Гигиенические требования к охране поверхностных вод»)

Для охраны водоемов от загрязнения сточными водами предусмотрено введение водооборотных циклов. Так же при реконструировании необходимо предусмотреть мероприятия по сокращению водопотребления. Количество воды, забираемое для системы охлаждения за год по цеху составляет 2 млн. 82 тыс. тонн, из 50 % воды идет на повторное использование, 50 % – на очистку.

Предусматривается благоустройство СЗЗ. Обязательно озеленение территории, свободной от застройки, с использованием газо- и дымоустойчивых пород деревьев и кустарников (тополь, клен, липа), а также создание вблизи цеха зон отдыха.

Площадь озеленения будет составлять 60 %. На площадке предприятия необходимо оборудовать места для регулярного полива территории.

5.5 Разработка превентивных мер по предупреждению ЧС

Проектные решения соответствуют СНиП 2.01.51-04, в котором содержатся требования к размещению объектов, планированию и застройке

территорий, проектированию и строительству зданий и сооружений сетей водо-, газо-, тепло-, энергоснабжения, потенциально опасных объектов.

В реконструированном сталелитейном цехе для ведения технологического процесса применяют пожаро- и взрывоопасные материалы и вещества. Таким образом, мероприятия при чрезвычайных ситуациях в таких условиях имеют большое значение так, как любая авария очень опасна потенциально: с точки зрения очень больших человеческих жертв, тяжести травм. Поэтому детальная проработка этих мероприятий имеет огромное значение.

Наиболее характерны для сталелитейного цеха следующие ситуации:

- пожары;
- взрывы;
- прорывы газо- и трубопроводов;
- разрыв токопроводящих кабелей;
- уход металла из опок, ковшей, печей, передаточных устройств и др.

Возможны чрезвычайные ситуации, возникающие вследствие стихийных бедствий, таких как землетрясения, наводнения, ураганные ветра.

По каждому из них на предприятии разработан план мероприятий для ликвидации их последствий:

1. План мероприятий при чрезвычайной ситуации;
2. Возможные аварии и места их возникновения;
3. Мероприятия по ликвидации аварии;
4. Действие ИТР и рабочего персонала по спасению людей застигнутых аварией.
5. Места расположения средств для ликвидации аварии и их виды.
6. Порядок вызова спасательных команд, номера телефонов соответствующих служб.
7. Порядок отключения коммуникаций.

Перечислим мероприятия при наиболее вероятных авариях в цехе. Разрушение газопровода и его отводов, меры по ликвидации:

1. Немедленно предупредить об опасности всех находящихся в зоне

аварии, немедленно сообщить об этом начальнику, мастеру (ответственный за это – человек, который первый заметил произошедшую аварию);

2. Необходимо вызвать ГС и дежурных слесарей сантехников, при возникновении пожара, вызвать пожарников (ответственный за это мероприятие – мастер, начальник участка). Прибывшие газоспасатели обследуют место аварии с целью оказания помощи людям, застигнутых аварией, затем приступают к выполнению работ по ликвидации аварии;

3. Необходимо выставить посты для ограждения загазованного участка, вывести людей и оказать помощь пострадавшим (ответственный – начальник смены, начальник участка). Для эвакуации пострадавших применять носилки из здравпункта. Для обозначения загазованного участка применять флажки, таблички с надписями;

4. Убрать из зоны аварии все краны, отключить в районе аварии все потребители электроэнергии (ответственные – мастер, бригадир слесарей, электрики);

Уход металла из печей, меры по ликвидации:

1. Немедленно поднять электроды, отключить печь (ответственные – сталевар, подручный);

2. Удалить людей из опасной зоны (ответственные – сталевар, подручный);

3. Сообщить об аварии мастеру плавильного отделения, начальнику участка (ответственный – подручный);

4. При возникновении пожара вызвать пожарную команду, приступить к тушению подручными средствами (ответственные – мастер, начальник смены);

5. Для тушения пожара до прибытия пожарной команды применяют коробка с песком на пролете. После прибытия пожарной команды работы по ликвидации пожара ведутся пожарными.

Возгорание кислородопровода вследствие попадания на него частей расплавлено металла, меры по ликвидации:

1. Перекрыть кислородопровод, путем отключения запорной арматуры

(ответственный – первый, заметивший аварийную ситуацию);

2. Вызвать дежурного слесаря ремонтника (ответственный – первый, заметивший аварийную ситуацию);

3. Вывести людей в безопасную зону (ответственный – разлищик);

Вызвать пожарную команду и приступить к тушению подручными средствами (ответственные – начальник смены, мастер). Для тушения пожара до прибытия пожарной команды применять короба с песком. После прибытия пожарной команды борьба с пожаром ведется с ее участием [13].

5.6 Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности

Организационные мероприятия заключаются в следующем: контроль технологического производства, соблюдение санитарных правил содержания территории, разработка ПДВ и ПДС предотвращение возникновения несанкционированных свалок.

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.

Обязательным является лабораторно-производственный контроль. При реконструкции цеха разрабатывается рабочая программа по контролю за качеством атмосферного воздуха, воды почвы.

Наблюдение предполагается проводить на стационарных постах. Посты наблюдения размещаются с учетом максимальных расчетных ПДК на границе СЗЗ с учетом господствующего направления ветра.

Для предупреждения поступления вредных газов в воздух из газовых коммуникаций и производственных установок необходимо провести учет всех газоопасных мест. Обязательным является надежное ограждение газоопасных мест и наличие сигнализирующих об опасности надписей и знаков, хорошо видимых днем и ночью. Предусматривается проведение исследований воздуха рабочей зоны на содержание в нем оксида углерода.

Заключение

В представленной работе рассмотрена возможность реконструкции сталелитейного цеха марганцовистого литья ОАО «Новосибирский стрелочный завод», с установкой двух печей ДППТУ-3 и агрегата внепечной обработки (АКОС).

В ходе разработки проекта была определена производительность цеха, получаемая при данном варианте реконструкции. Объемы производства стали увеличиваются с 9000 тонн год до 35000 тонн год после реконструкции цеха. Также был произведен расчет оборудования для выплавки и разливки таких объемов стали.

Была разработана технология выплавки и внепечной обработки стали марки 110Г13Л. Выбрано оборудование для внепечной обработки стали (АКОС), с целью повышения ее технологических и эксплуатационных свойств.

Приведены опасные и вредные факторы производства, имеющие место в реконструируемом 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.

Были рассчитаны капитальные вложения, необходимые для проведения данного варианта реконструкции. Расчетная себестоимость 1 тонны стали и рассчитан срок окупаемости капитальных вложений на реконструкцию. Он составил 9 месяцев.

Из полученных данных был сделан вывод о целесообразности проведения предлагаемого варианта реконструкции.

Список использованных источников

- 1 Журнал «Сталь», №8, под редакцией С.В. Колпакова, 2009. – 35с.
- 2 Афонаскин А.В., Андреев И.О., Князев Д.В., Малиновский В.С., Малиновский В.Д. «Об эффективности работы дуговых печей постоянного тока нового поколения при выплавке чугуна и стали». Труды VII Съезда Литейщиков России. Новосибирск, 2005 г.
- 3 Коган А.Е, Рожихина И.Д, Гизатулин Р.А, Торопов Н.И. Основы проектирования электросталеплавильных цехов. Министерство образования РФ, СИБГУ. – Новокузнецк, 1999. – 201 с.
- 4 Никольский Л.Е, Зинуров И.Ю. Оборудование и проектирование электросталеплавильных цехов. – М.: Металлургия 1993. – 271 с.
- 5 Крамаров А.Д. Производство стали в электропечах. – М.: Металлургия 1969. – 204 с.
- 6 Пояснительная записка ЭК 21.00.00-1 ПЗ. Дуговая печь постоянного тока универсальная ДППТУ-3. ООО НТФ «ЭКТА», Москва, 2005.
- 7 Журнал «Металлургия машиностроения», №3, Издательство «Литейное производство», 2009. – 9с.
- 8 Валуев Д.В. Внепечные и ковшевые процессы обработки стали в металлургии: Учебное пособие. – Томск: Издательство Томского политехнического университета, 2009. – 206 с.
- 9 Журнал «Сталь», №7, под редакцией С.В. Колпакова, 2009. – 95с.
- 10 Переработка шлаков и безотходная технология в металлургии. Панфилов М.И. и др.: Металлургия, 1987. – 238 с.
- 11 Журнал «Химия и жизнь», №11, 1981. – 36с.
- 12 Журнал «Сталь», №5, под редакцией С.В. Колпакова, 2007. – 117с. 13 Инструкция по составлению планов ликвидации (локализации) аварий в металлургических и коксохимических производствах. Серия 11, выпуск 21/Колл. авт. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-

технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 40 с.

14 Методические указания к выполнению экономической части выпускных квалификационных работ для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов». – Юрга: Изд. ЮФ ТПУ, 2003. – 36 с.

15 Воскобойников В.Г, Кудрин В.А, Якушев А.М. Общая металлургия. Учебник для ВУЗов, Издание 5-е, переработанное и дополненное. – М.: Металлургия, 2000. – 258 с.

16 Выпускная квалификационная работа. Методические указания по структуре, организации и защите выпускной квалификационной работы для студентов специальности 110100 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2004. – 31с.

17 Конструкции и проектирование электрических печей: Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Конструкции и проектирование электрических печей» для студентов специальности 150101 «Металлургия чёрных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2007. – 48 с.

18 Методические указания для расчета баланса электросталеупла-вильного и литейного цехов. Работа предназначена для студентов специальности 110100 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2004. – 34 с.

19 Общие требования и правила оформления выпускной квалификационной работы, курсовых и работ. Методические указания к оформлению выпускной квалификационной работы, курсовых проектов и работ для студентов специальности 110100 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2007. – 52 с.

20 Общие правила промышленной безопасности для организаций, осуществляющих деятельность в области промышленной безопасности опасных производственных объектов (ПБ 03-517-02) зарегистрировано в Минюсте Росси 28.11.02 № 3968.

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

22 Смолев Б.В. Экоаналитический и санитарный контроль. Перечень нормативно – методических и справочных документов. – СПб.: Крисмас + 2002. – 110 с.

23 Теория и технология электроплавки стали. Методические указания к выполнению выпускной квалификационной работы и курсовой работы по дисциплине, «Теория и технология электроплавки» для студентов специальности 110100 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2004. – 31с.

24 Чухров Ю.С. Безопасность и экологичность проекта, Учебное пособие. – Юрга: Изд. ЮФ ТПУ. 2003. – 108с.

25 Экологическая безопасность, устойчивое развитие и проблемы природоохраны, под редакцией Данилов – Данильян В.И, Осипов В.И, Махутов Н.И и др. – М.: МГФ., Знание. 1999. – 704 с.

26 Якушев А.М. Проектирование сталеплавильных и доменных цехов. – М.: Metallurgia 1995. – 328 с.

Приложение А

Патентный поиск

1. Патент РФ № 2045826/05. «Дуговая печь постоянного тока». В.С. Малиновский. Патентообладатель ООО НТФ «ЭКТА».
2. Патент РФ № 2057617/05. «Футеровка сталеразливочного ковша». В.Н.Тонков, Н.Б. Оржих, С.А. Батулин. ЗАО «Россмет».
3. Патент РФ № 2098218/06. «Связующие для производства литейных форм и стержней». Л.В. Толматов, Ахметов А.Ф, Махов А.С, Теляшев Г.Г. Патентообладатель «Уфимский государственный нефтяной технический университет».
4. Патент РФ № 2103111/06. «Стенд для кантовки металлургических емкостей». О.Н. Катев, И.И. Мительмахер, А.Н. Коротков, М.Н. Родштен. Патентообладатель «Научно-исследовательский проектно-конструкторский технологический институт».
5. Патент РФ № 2104450/06. «Способ электроплавки и дуговая печь для его осуществления». В.С. Малиновский. Патентообладатель ООО НТФ «ЭКТА».
6. Патент РФ № 2109073/06. «Способ плавки металла в дуговой печи постоянного тока». В.С. Малиновский. Патентообладатель ООО НТФ «ЭКТА».
7. Патент РФ № 2112187/07. «Подовый электрод электропечи». В.С. Малиновский. Патентообладатель ООО НТФ «ЭКТА».
8. Патент РФ № 2117708/07. «Способ переработки отвальных шлаков». В.Ф.Борин, М.П. Калкин, И.Н. Игнатов, В.С. Ларионов. Патентообладатель В.С. Ларионов.
9. Патент РФ № 2232139/07. Фельдман В.С., Панов С.А., Панова В.Ф., Камбалина И.В. «Декоративный шлаковый цемент». Патентообладатель Сибирский государственный индустриальный университет; ОАО «ФИННАРТ Сиб».