

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



Институт Юргинский технологический институт
Направление подготовки 150101 Металлургия черных металлов
Кафедра Металлургии черных металлов

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ/РАБОТА

Тема работы
Проект ЭСПЦ на площадях ОАО «Волжский трубный завод» производительностью 1,2 млн. тонн стали в год

УДК 669

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10200	Саушкина Наталья Федоровна		

Руководитель

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент	Ибрагимов Е. А.	-		

КОНСУЛЬТАНТЫ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

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

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Заведующий кафедрой	Солодский С.А	Доцент		

Нормоконтроль

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент	Ибрагимов Е.А.	-		

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

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

Юрга – 2016 г.

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



Институт Юргинский технологический институт
Направление подготовки 150101 Metallurgy of black metals
Кафедра Metallurgy of black metals

УТВЕРЖДАЮ:

Зав. кафедрой

(Подпись) (Дата) (Ф.И.О.)

ЗАДАНИЕ
на выполнение выпускной квалификационной работы

В форме:

Дипломной работы

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

Студенту:

Группа	ФИО
10200	Саушкиной Натальи Федоровне

Тема работы:

Проект	
Утверждена приказом проректора-директора	5/С от 25.01.2016 г.

Срок сдачи студентом выполненной работы:

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

Исходные данные к работе (наименование объекта исследования или проектирования; производительность или нагрузка; режим работы (непрерывный, периодический, циклический и т. д.); вид сырья или материал изделия; требования к продукту, изделию или процессу; особые требования к особенностям функционирования (эксплуатации) объекта или изделия в плане безопасности эксплуатации, влияния на окружающую среду, энергозатратам; экономический анализ и т. д.).	ЭСПЦ на площадях ОАО «Волжский трубный завод» производительностью 1,2 млн. тонн стали в год
Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов (аналитический обзор по литературным источникам с целью выяснения достижений мировой науки техники в рассматриваемой области; постановка задачи исследования, проектирования, конструирования; содержание процедуры исследования, проектирования, конструирования; обсуждение результатов выполненной работы; наименование дополнительных разделов, подлежащих разработке; заключение по работе).	Аналитический обзор литературы, Подбор и обоснование оборудования для выплавки и разливки стали.

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей)	ФЮРА 200.097.001.000 План цеха ФЮРА 200.097.002.000 СБ ДСП-100 Сборочный чертеж ФЮРА 200.097.003.000 ЛП Грузопотоки ФЮРА 200.097.005.000 ЛП Схема газоочистки ФЮРА 200.097.004.000 ЛП Экономическое обоснование дипломного проекта
--	--

Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы

(с указанием разделов)

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

Названия разделов, которые должны быть написаны на иностранном языке:

Реферат

Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику	25.01.2016 г.
---	---------------

Задание выдал руководитель:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент	Ибрагимов Е. А.	—		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10200	Саушкина Наталья Федоровна		

ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «ФИНАНСОВЫЙ МЕНЕДЖМЕНТ, РЕСУРСОЭФФЕКТИВНОСТЬ И РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЕ»



Студенту:

Группа	ФИО
10200	Саушкина Наталья Федоровна

Институт	ЮТИ ТПУ	Кафедра	МЧМ
Уровень образования	специалист	Направление/специальность	150101 «Металлургия черных металлов»

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

1. <i>Стоимость ресурсов инженерного решения (ИР) / научного исследования (НИ): материально-технических, энергетических, финансовых, информационных и человеческих</i>	Рыночная цена стали 17Г1С – 40 000 руб.; Стоимость материалов: - стальной лом – 7 000 руб.; - ФС 75 – 68 000 руб.; - МнС 20 – 45 000 руб.; - кварцит – 7 480 руб.; - алюминий – 44 800 руб.; - кокс литейный 22 000 руб.; - электроэнергия – 2,44 руб./кВт; - теплоэнергия – 1768 руб./Гкал; - тарифная ставка ЗП – 65,78 руб.;
2. <i>Нормы и нормативы расходования ресурсов</i>	- стальной лом – 995,42 кг; - ФС 75 – 1,3 кг; - МнС 17 – 10,28 кг; - кварцит – 10,94 кг; - алюминий – 0,73 кг; - кокс литейный – 6,27 кг.
3. <i>Используемая система налогообложения, ставки налогов, отчислений</i>	Общая система налогообложения: - ставка налога на прибыль – 20 %; - ставка налога на имущество – 2,2 %; - ставка отчислений в соц.фонды – 30%.

Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:

1. <i>Краткое описание исходных технико-экономических характеристик объекта ИР / НИ</i>
2. <i>Формирование плана и графика разработки и внедрения ИР / НИ; составление бюджета ИР / НИ; краткое описание основных рисков проекта</i>
3. <i>Обоснование необходимых инвестиций для разработки и внедрения ИР / НИ; расчет вложений в основные и оборотные фонды</i>
4. <i>Планирование показателей по труду и заработной плате (расчет штатного расписания, производительности труда, фонда заработной платы)</i>
5. <i>Проектирование себестоимости продукции; обоснование цены на продукцию</i>
6. <i>Расчет прибыли, технико-экономическое обоснование и экономическая оценка проекта</i>
7. <i>Оценка ресурсной, финансовой, социальной, бюджетной эффективности ИР / НИ</i>

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей)

1. <i>График разработки и внедрения ИР / НИ</i>
2. <i>Основные показатели эффективности ИР (технико-экономические показатели проекта)</i>

Дата выдачи задания для раздела по линейному графику	12.04.2016
---	------------

Задание выдал консультант:

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

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10200	Саушкина Наталья Федоровна		

ЗАДАНИЕ ДЛЯ РАЗДЕЛА «СОЦИАЛЬНАЯ ОТВЕТСТВЕННОСТЬ»



Студенту:

Группа	ФИО
10200	Саушкина Наталья Федоровна

Институт	ЮТИ ТПУ	Кафедра	МЧМ
Уровень образования	Специалист	Направление/специальность	150101 «Металлургия черных металлов»

Исходные данные к разделу «Социальная ответственность»:

1. Описание рабочего места (рабочей зоны, технологического процесса, механического оборудования) на предмет возникновения	Вредные и опасные производственные факторы, возникающие при выплавке, внепечной обработки и разливки стали.
2. Знакомство и отбор законодательных и нормативных документов по теме	
Перечень вопросов, подлежащих исследованию, проектированию и разработке:	
1. Анализ выявленных вредных факторов проектируемой производственной среды в следующей последовательности:	Действие выявленных вредных факторов на организм человека. Допустимые нормы (согласно нормативно-технической документации). Разработка коллективных и рекомендации по использованию индивидуальных средств защиты.
2. Анализ выявленных опасных факторов проектируемой производственной среды в следующей последовательности	Источники и средства защиты от существующих на рабочем месте опасных факторов (электробезопасность, термические опасности и т.д.). Пожаровзрывобезопасность (причины, профилактические мероприятия, первичные средства пожаротушения).
3. Охрана окружающей среды:	Вредные выбросы в атмосферу.
4. Защита в чрезвычайных ситуациях:	Перечень наиболее возможных ЧС на объекте.
5. Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности: – специальные (характерные для проектируемой рабочей зоны) правовые нормы трудового законодательства; – организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны	Организационные мероприятия при компоновке рабочей зоны
Перечень графического материала:	
При необходимости представить эскизные графические материалы к расчётному заданию (обязательно для специалистов и магистров)	Лист-плакат Схема газоочистки.

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

Задание выдал консультант:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Заведующий кафедрой	Солодский С.А.	Доцент		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10200	Саушкина Наталья Федоровна		

Реферат

Выпускная квалификационная работа содержит 135 с., 23 рисунка, 25 источников, 8 графического материала формата А1.

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

Актуальность работы является в связи с сложной экономической ситуацией проблема импортозамещения трубной продукции для нужд нефтегазовой отрасли и дальнейшее развитие газодобывающей отрасли потребует большого количества стальных труб.

Объектом исследования является электросталеплавильный цех на площадях завода ОАО «Волжский трубный завод».

Цель работы является разработка проекта ЭСПЦ.

В разделе объект и методы исследования описана общая структура управления электросталеплавильным цехом, конструкция сооружения ЭСПЦ, грузопотоки ЭСПЦ, выполняемые работы в цехе, конструкция и механизмы ДСП, электрооборудование ДСП.

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

В разделе результаты проведенного исследования разработана технология выплавки, внепечной обработки и разливки низкоуглеродистой, конструкционной марки стали 17Г1С, а так же рассмотрено оборудование для внепечной обработки и разливки стали.

В социальной ответственности рассмотрены вопросы охраны и гигиены труда рабочего ЭСПЦ. Также в разделе рассмотрены основные вредные и опасные факторы и их воздействия на окружающую среду приведены пути их устранения или снижения негативного влияния данных факторов.

В финансовом менеджменте было рассмотрено штатное расписание работающих на производстве и сотрудников ИТР, фонды оплаты труда рабочих и ИТР, приводится расчет себестоимости выпускаемой продукции и экономический эффект от снижения себестоимости, а также срок окупаемости предложенного проекта цеха.

Referat

Die Abschlussqualifikationsarbeit enthält 135 Seiten, 23 Zeichnungen, 25 Quellen, 8 A1 Zeichnungen.

Stichwörter: Lichtbogenstahlschmelzofen, Außerofenbearbeitungsmaschine, Stranggussmaschine, Stahlgießpfanne, Elektrostahlwerk, Stahlgüte.

Die Aktualität der Arbeit besteht darin, dass die wirtschaftliche Lage schwierig ist. Die Importsubstitution von Rohrprodukten für die Öl- und Gasindustrie sowie die weitere Entwicklung der Gasindustrie erfordern große Mengen von Stahlrohren.

Der Gegenstand der Arbeit ist Elektrostahlwerk des metallurgischen Betriebes Gesellschaft mit beschränkter Haftung «VTZ».

Das Ziel der Arbeit ist, das Elektrostahlwerk zu entwickeln, das die Installation des zweiten Lichtbogenstahlschmelzofens voraussetzt.

Im Teil „Objekt und Methoden der Forschung“ sind sowohl die Verwaltungsorganisationsstruktur des Werkes, Gebäudekonstruktion des Werkes, Güterflüsse des Werkes, als auch Konstruktion und Mechanismen des Lichtbogenstahlschmelzofens, elektrische Ausrüstung des Lichtbogenstahlschmelzofens beschrieben.

Im Teil „Berechnungen und Analytik“ ist die ausführliche Analyse angegeben, wichtige und notwendige Anlagen berechnet, die im Projekt angeführt sind.

Im Teil „Ergebnisse der Arbeit“ sind die Schmelz-und Giesstechnologie von Stahlguß 17 G1S, sowie Ausrüstung zur Außerofenbearbeitung und Stahlguß angeführt.

Im Teil „Soziale Verantwortung“ sind die Fragen des Schutzes und der Arbeitshygiene betrachtet. In diesem Teil sind die schädlichen Einwirkungen der Produktion auf die Umwelt und die Wege ihrer Beseitigung gezeigt.

Im Teil „Finanzmanagement“ ist der Stellenplan der Beschäftigten, die Fonds des Arbeitslohns betrachtet, die Selbstkosten der Produktion und wirtschaftlichen Vorteile, sowie gespeicherte Amortisationszeit sind berechnet.

Оглавление

Введение	12
1 Объект и методы исследования	13
1.1 Организационная структура управления цеха	13
1.2 Характеристика здания цеха	13
1.3 Элементы конструкции промышленных одноэтажных зданий	14
1.4 Транспорт электросталеплавильного цеха	16
1.5 Общая характеристика ЭСПЦ	17
1.6 Описание конструкции механизмов печи	22
1.7 Конструкция механизмов печи	24
1.8 Электрическое оборудование дуговой печи	27
1.9 Электроды	29
2 Расчеты и аналитика	30
2.1 Выбор основных электрических параметров ДСП	30
2.2 Выбор формы и определение размеров плавильного пространства печи	32
2.3 Тепловой расчет футеровки ДСП	40
2.4 Расчёт элементов короткой сети	42
2.5 Баланс металла в электросталеплавильном цехе	45
2.6 Расчет шихты для выплавки стали 17Г1С	55
2.7 Расчёт оборудования печного пролёта	71
2.8 Расчёт оборудования пролёта внепечной обработки	78
2.9 Расчет количества основного оборудования для разливки стали	82
3 Результаты проведенной разработки	88
3.1 Технология выплавки и разливки стали марки 17Г1С	88
3.2 Подготовка печи к плавке	90
3.3 Загрузка шихты	91
3.4 Период плавления	91
3.5 Окислительный период	92
3.6 Внепечная обработка стали	93

3.7	Разливка стали	95
4	Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	96
4.1	Общие технико-экономические параметры проекта	96
4.2	Расчёт капитальных вложений в основные фонды при строительстве цеха	96
4.3	Расчёт производственной мощности	98
4.4	Расчет штата работников и заработной платы	100
4.5	Расчёт затрат на материалы	107
4.6	Расчёт затрат на тепло- и энергоресурсы	108
4.7	Расчет себестоимости 1 тонны стали	110
4.8	Расчет вложений в нормируемые оборотные средства	112
4.9	Определение экономической эффективности проекта	113
5	Социальная ответственность	117
5.1	Характеристика опасных и вредных факторов металлургического производства	117
5.2	Анализ выявленных опасных факторов проектируемой произведённой среды	119
5.3	Охрана окружающей среды	124
5.4	Защита в чрезвычайных ситуациях	126
5.5	Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности	127
5.6	Заключение	129
	Заключение	130
	Список публикаций студента	131
	Список использованных источников	131
	Приложение 1 Патентный поиск	136
	Приложение 2 ФЮРА 200.097.002.000 ДСП-100 Спецификация	137
	Компакт-диск:	В конверте на обложке

ФЮРА 200.097.000.000 ПЗ Пояснительная записка.

Файл Пояснительная записка.docx в формате Microsoft Office Word 2010.

ФЮРА 200.097.001.000 План цеха (Лист 1). Файл План цеха.cdw в формате Компас 3-D V16.

ФЮРА 200.097.001.000 План цеха (Лист 2). Файл Разрез цеха.cdw в формате Компас 3-D V16.

ФЮРА 200.097.002.000 ДСП-100 Сборочный чертеж (Лист 1). Файл Печь ДСП-100.cdw в формате Компас 3-D V16.

ФЮРА 200.097.002.000 ДСП-100 Сборочный чертеж (Лист 2). Файл Вид спереди ДСП-100.cdw в формате Компас 3-D V16.

ФЮРА 200.097.002.000 ДСП-100 Сборочный чертеж (Лист 3). Файл Вид сбоку ДСП-100.cdw в формате Компас 3-D V16.

ФЮРА 200.097.002.000 ДСП-100 Спецификация. Файл Спецификация ДСП-100.cdw в формате Компас 3-D V16.

ФЮРА 200.097.003.000 ЛП Схема грузопотоков. Файл Схема грузопотоков.cdw в формате Компас 3-D V16.

ФЮРА 200.097.004.000 ЛП Схема газоочистки. Файл Схема газоочистки.cdw в формате Компас 3-D V16.

ФЮРА 200.097.005.000 ЛП Экономическое обоснование дипломного проекта. Файл Экономическое обоснование дипломного проекта.cdw в формате Компас 3-D V16.

Графический материал:

На отдельных листах

ФЮРА 200.097.001.000 План цеха

ФЮРА 200.097.002.000 СБ ДСП-100

ФЮРА 200.097.003.000 ЛП Схема грузопотоков

ФЮРА 200.097.004.000 ЛП Схема газоочистки

ФЮРА 200.097.005.000 ЛП Экономическое обоснование дипломного проекта

Введение

Проектирование металлургических заводов и сталеплавильных цехов, в том числе и электросталеплавильных, является важнейшим этапом внедрения достижений науки и техники в производство. При проектировании электросталеплавильных цехов аккумулируются все прогрессивные научно-технические решения, которые обеспечивают создание цехов на базе использования новейших технологических процессов с более высокой производительностью труда и отличающиеся по возможности комфортными и безопасными условиями работы, предотвращением загрязнения окружающей среды.

Электросталеплавильный цех состоит из сложных взаимосвязанных и оснащённых разнообразным оборудованием комплекса зданий и сооружений, в котором осуществляют хранение запаса исходных материалов, подачу и загрузку их в печь, выплавку и разливку стали, уборку продуктов плавки и подготовку оборудования, обеспечивающего выполнение этих технологических процессов.

Электросталеплавильный цех состоит из главных производственных и вспомогательных отделений, располагаемых в отдельно стоящих зданиях, или в отдельных пролётах и участках главного здания цеха. Все отделения входящие в комплекс электросталеплавильного цеха, обслуживаются автомобильным транспортом. Бесперебойная работа сталеплавильных агрегатов и цеха в целом возможна лишь в случае своевременной доставки и загрузки в печь шихтовых материалов и уборки продуктов плавки. Поэтому при проектировании цеха первостепенное значение придают рациональной организации грузопотоков и транспорта.

1 Объект и методы исследования

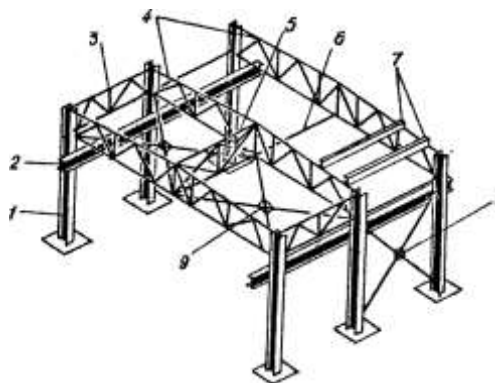
1.1 Организационная структура управления цеха

Электросталеплавильный цех является структурным подразделением завода. Цех подчиняется непосредственно начальнику металлургического производства и свою производительную деятельность осуществляет под его руководством.

В своей работе ЭСПЦ (электросталеплавильный цех) руководствуется законодательством РФ, приказами, распоряжениями и указаниями Генерального директора предприятия и его заместителей по направлению, методическими, нормативными и другими руководящими материалами по производственно – хозяйственной деятельности цеха, а также настоящим «положением о цехе».

1.2 Характеристика здания цеха

Проектируемый цех будет иметь каркасный тип здания (рисунок 1).



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

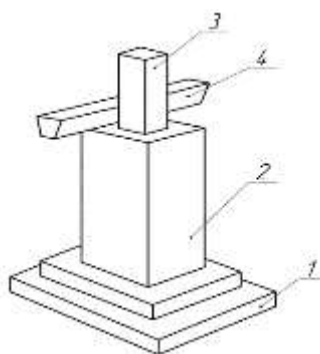
Рисунок 1 – Элементы стального каркаса

Каркас промышленного здания воспринимает и передает на фундамент внешние воздействия на здание и внутренние эксплуатационные нагрузки, собственную массу элементов здания. Несущими элементами здания являются фундаменты, колонны, стропильные и подстропильные фермы, включающие также подкрановые балки.

Основу электросталеплавильного цеха производят из поперечных плоских, обоюдно связанных меж собой рам. Любая рама представляет собой хитросплетение двух вертикальных частей (колонны) и объединяющий их горизонтальной части (ригель) в виде балки либо фермы (стропильная ферма).

1.3 Элементы конструкции промышленных одноэтажных зданий

Для проектируемого цеха избираем единичные столбчатые фундаменты перед несущие колонны (рисунок 2).



1 – монолитный фундамент (подошва); 2 – подколонник; 3 – стальная колонна; 4 – фундамент балки

Рисунок 2 – Фундамент под отдельно стоящие колонны

Фундаментные балки. Используются для опирания самонесущих и подвесных стенок по периметру строения. По обрезах фундамента укладывают фундаментные балки или рандбалки, изготавливаемые из железобетона. Фундаментную опору укладывают так, чтоб ее верхняя граница была больше значения грунта, однако ниже незапятнанного пола здания на 30 мм. Это

размещение балки позволяет, во-первых, избежать касания грунта стенками и таким образом предупредить их моченье и, во-вторых, устанавливать двери и ворота в отсутствии порогов.

Колонны – это главный элемент несущего каркаса одноэтажного промышленного строения (рисунок 3). Они опираются на фундаменты и, в свою очередь считаются опорами для крыши. В зданиях, оборудованных мостовыми кранами, колонны служат опорами для подкрановых балок. Колонны еще применяются как опоры и для подкрановых и консольных катучих кранов, подвески трубопроводов и для крепления разного научно-технического и машинного оснащения.

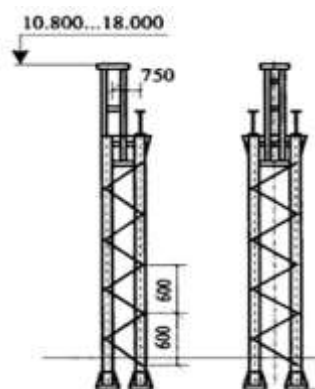


Рисунок 3 – Стальные колонны одноветьевые и двухветьевые

Колонны устанавливают строго по намеченным разбивочным осям. В соответствии с месторасположением в каркасе различают: средние колонны, их расположенные в продольных рядах многопролетных зданий между смежными параллельными пролетами, и крайние колонны, устанавливаемые вдоль внешних продольных стен. Шаг колонн принимаем 12 метров.

Пути для мостовых кранов состоят из подкрановых балки с уложенными на них рельсами. Так как подкрановые балки крепко соединяются с колоннами, они дают каркасу доп твердость.

Стропильные и подстропильные фермы. Стропильные фермы несут крышу строения. Система подстропильных ферм устанавливается с учетом

величины пролета промышленного строения, характера и значений действующих нагрузок на стропильные фермы, а также вида грузоподъемного оснащения с учетом характера применяемого производства и других факторов (рисунок 4).

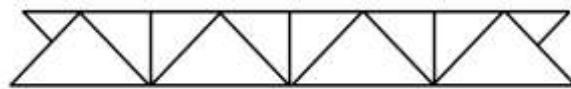


Рисунок 4 – Стропильная ферма

Стены. Наружные стены цеха вместе с покрытиями защищают внутреннее пространство цеха от внешних воздействий окружающей среды. В дипломной работе выбираем самонесущие стены, они воспринимают нагрузки только от собственной массы и ветра по всей высоте здания.

Крыша здания применяется для ограждения внутренних помещений строения от погодных осадков и от наружных температурных воздействий. Листы прикрепляются к прогонам железными клямерами либо болтами с крюками на концах. Для свода воды карниз выносится за плоскость внешней стены.

Ворота ЭСПЦ раздвигающиеся, они имеют высокую скорость открывания и оборудованы воздушной завесой. Ворота служат для проезда автомобильного транспорта.

1.4 Транспорт электросталеплавильного цеха

Главные грузопотоки ЭСПЦ соединены с снабжением ЭСПЦ металлошихтой, ферросплавами, шлакообразующими добавками, огнеупорами и иными материалами которые используются в выплавке стали, а также потребностью уборки отходов в виде шлака, боя огнеупоров и мусора.

Перевозка грузов осуществляется конвейерным и автотранспортом. Общая протяженность автомобильных перевозок на комбинате – около 150 км,

конвейерных – 90 км. Годовой объем автомобильных перевозок составляет – 20 млн. тонн в год.

В ЭСПЦ применяют ленточные, цепные конвейеры. Конвейерный транспорт используется для перевозки сыпучих и кусковых грузов. Конвейерные ленты доставляют грузы постоянным потоком, стабильным по производительности и течению.

Пневмотранспорт используют для доставки сильно размельченных и мелко зернистых материалов в специальной таре трубам в смеси с воздухом. Материалы перемещаются в специальной таре в результате сообщения тары скорости при помощи направленного потока воздуха.

1.5 Общая характеристика ЭСПЦ

Проектируемый цех состоит из пяти пролётов: печного пролёта, пролёта внепечной обработки стали, разливочного пролёта, пролета МНЛЗ, пролета литой заготовки.

В печном пролёте установлены две дуговые сталеплавильные печи (ДСП) вместимостью 100 тонн, с эркерным выпуском металла. Печи оснащены трансформатором мощностью 95 МВА. ДСП оборудованы подстанцией (печным трансформатором) которая располагается на уровне рабочей площадки на расстоянии 11 метров от ДСП.

ДСП находится в шумо-пылезащитной камере. Отходящие печные газы при работе печей отводятся через сводовый патрубок из рабочего пространства пэлектросталеплваильной печи, от шумо-пылезащитной камеры и от подкрышного зонта. Все трубы газоудаления объединяются в один совместный газоход и дальше газы поступают на газоочистку, с электрофильтрами.

В печном пролете выполняются следующие задачи: подача и загрузка в печь металлолома, заправка печи; подача электродов и организация их наращивания по мере расхода; выполнение вывоза шлака, слив жидкого

металла в сталеразливочный ковш, организация всех видов ремонтов для электросталеплавильной печи.

ДСП установлены выше нулевой отметки. На нулевой отметке находятся ремонтные службы и электрическое оборудование в печных подстанциях.

Для обслуживания печи построена рабочая площадка, состоящая из металлической конструкции из опорных колонн и продольных, поперечных балок и настила из железобетона. Выюста рабочей площадки 8 метров. На нулевой отметке располагается стенд для сборки свода печи и его хранение, склад огнеупоров, бункер для отработанных огнеупоров со сводов.

Загрузку шлакообразующих, легирующих, раскислителей выполняют с помощью системы бункеров, питателей и весодозирующих средств, расположенных в пролёте внепечной обработки.

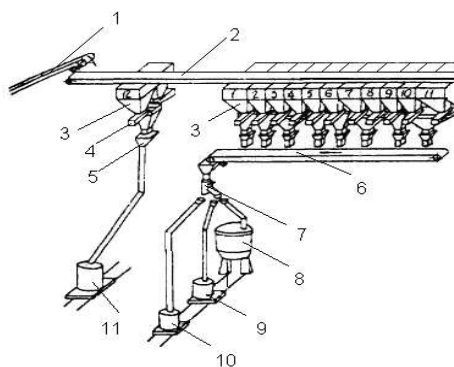
Пролёт обслуживается двумя мостовыми кранами с 2 лебёдками различной грузоподъёмностью и литейным краном грузоподъёмностью 180+63/20 т.

Запас сыпучих материалов для работы цеха находится в бункерах вместительностью 20–30 м³. Бункера поставлены над рабочей площадкой цеха в пролёте внепечной обработке.

Ввод сыпучих и ферросплавов в печи осуществляется через загрузочные воронки на своде ДСП.

Расходные бункера загружаются при помощи ленточного конвейера и автостеллы.

Управление загрузкой бункеров выполняется при помощи пульта управления печью. Оператор задаёт необходимое число компонентов, массу компонента и адрес его подачи (в печь, в ковш на выпуске ли АКOC) и задаёт команду на загрузку.

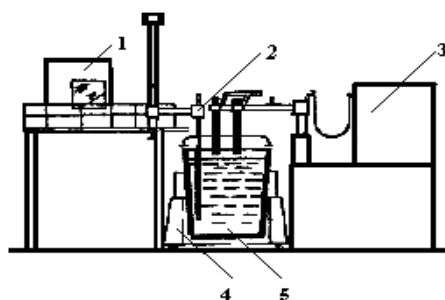


- 1, 2, 6 – конвейеры ленточные; 3 – бункер расходный;
 4 – электровибрационный питатель; 5 – бункерные весы;
 7 – поворотная течка; 8 – дуговая печь; 9 – ковш на выпуске; 10 – ковш на
 установке внепечной обработки стали; 11 – загрузочная бадья

Рисунок 5 – Организация подачи сыпучих и ферросплавов в ЭСПЦ

Также в пролёте внепечной обработки имеется два АКОСа (рисунок 6). После выпуска плавки ковшом с металлом переставляется на сталеvoz АКОСа и поступает под свод АКОСа. Раскисление и легирование металла проводится в АКОСе, следовательно, дуговая печь используется лишь для расплавления лома и проведения окислительного периода.

Часть выплавляемой стали подвергают обработки на установке циркуляционного вакуумирования, которая позволяет получать сталь с низким содержанием водорода, углерода и неметаллических включений.



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

Рисунок 6 – Схема агрегата комплексной обработки стали

После обработки металла, краном раздаточного пролёта ковш с металлом устанавливают на поворотный стенд машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) для дальнейшей передачи в разливочный пролёт

В раздаточном пролёте, находятся шлаковни, в них выполняется слив шлака из сталеразливочных ковшей после разливки готового металла на МНЛЗ. Перевозку заполненных чаш в шлаковое отделение металлургического завода выполняют шлаковозами на базе автомобиля Белаз. Замену заполненных чаш на порожние также производят автомобилями шлаковозами (рисунок 7). Также имеется две установки для сушки сталеразливочных ковшей; узел для приготовления раствора; механизированный стенд стальковшей; установки для навески ковшевых затворов; имеются ёмкости для аварийного приёма металла, а также портативные стенды для ковшей.

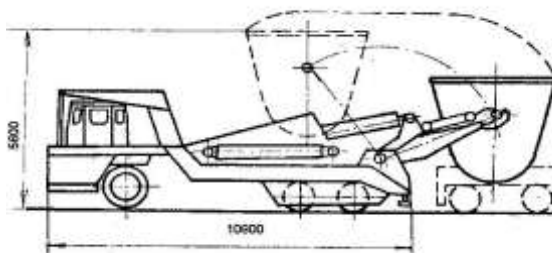
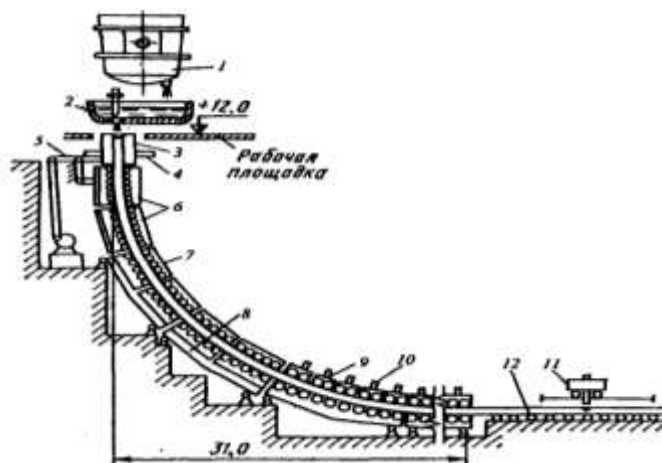


Рисунок 7 – Автошлаковоз. Схема перестановки шлаковой чаши

Технологическая ось МНЛЗ (рисунок 8) ориентирована поперек пролетов. Краны одного пролета обслуживают определенный технологический участок машин.



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

Рисунок 8 – Радиальная МНЛЗ

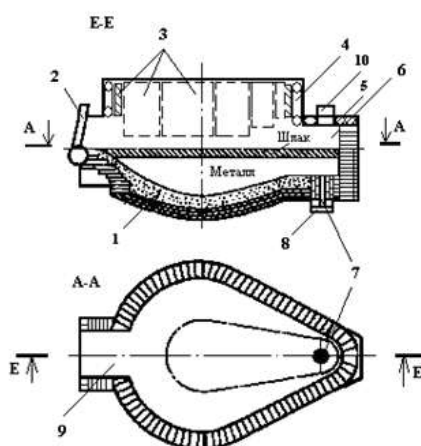
Жидкая сталь из сталеразливочного ковша поступает в промежуточный, а затем в радиальный кристаллизатор, снабженный механизмом качания. После прохождения стали через кристаллизатор, заготовка проходит через зону вторичного охлаждения, путем движения по роликовой проводке, образованной верхним и нижним рядами роликов. При ремонте для осуществления замены группы верхних и нижних роликов объединены в отдельные секции. Нижний ряд роликов является стационарным (неподвижным), а верхний снабжен гидравлическим механизмом прижатия роликов к заготовке и механизмом их перемещения.

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

В пролете склада литой заготовки проводится разнообразные операции: осмотр заготовок, кантовка их, проверка заготовок на дефекты, сплошная зачистка мерных заготовок.

1.6 Описание конструкции механизмов печи

В проектируемом ЭСПЦ устанавливаем две дуговые сталеплавильные печи (ДСП) вместимостью 100 тон и мощностью печного трансформатора 95 МВА. Печи с эркерным выпуском металла (рисунок 9), предназначена для получения расплавов группы железа с отсечкой печного шлака, это необходимо для дальнейшей внепечной обработки.

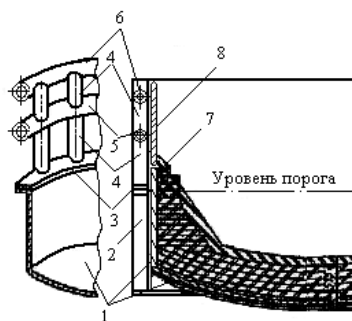


- 1 – утолщённый набивной слой; 2 – заслонка; 3 – стеновая панель;
4 – трубчатый каркас стен; 5 – сводик эркера; 6 – эркер; 7 –
сталевыпускное отверстие; 8 – запорная пластина; 9 – рабочее окно

Рисунок 9 – 100-тонная печь с эркерным выпуском металла и
водоохлаждаемыми стенами

Кожух современных сверхмощных водоохлаждаемых печей цилиндрической формы со сферическим днищем. Кожух состоит из двух основных частей. Нижнюю часть, которая является опорой кладки пода, делают сварной, а верхнюю часть выполняют в виде решетчатого каркаса, на который

крепят водоохлаждаемые панели. Каркас состоит из стальных труб и включает две кольцевые трубы и ряд вертикальных труб, опирающихся на фланец (рисунок 10).

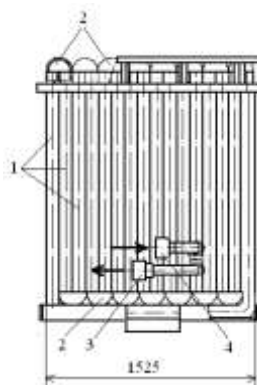


1 – нижняя часть кожуха; 2 – ребро жёсткости; 3 – фланец;
4; 5; 6 – трубы; 7 – откос; 8 – стеновая водоохлаждаемая панель

Рисунок 10 – Каркас ДСП

Внутри специально подготовленного решетчатого каркаса стен по всему кожуху печи закрепляются водоохлаждаемые панели, каждая из которых имеет самостоятельный подвод и отвод воды от общего коллектора.

В данном проекте применяется панели конструкции «Krupp» (рисунок 11).



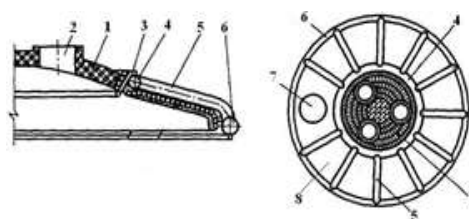
1 – ряд параллельных труб; 2 – переходники; 3 и 4 – патрубки для отвода
и подвода охлаждающей воды

Рисунок 11 – Водоохлаждаемая стеновая панель конструкции фирмы
«Krupp»

В данном проекте применяют свод выполненный комбинированным. Периферийную часть водоохлаждаемая из металла, а центральную, через которую проходят электроды, огнеупорная сделана из огнеупорного кирпича, чтобы предотвратить возможное короткое замыкание между электродами и металлической водоохлаждаемой частью свода. Центральную огнеупорную часть изготавливают из магнезитохромитового или хромомагнезитового кирпича.

Опорное кольцо центрального огнеупорного свода охлаждается индивидуально из коллектора периферийной части свода.

Каждая секция свода снабжается термопарами, установленными на выходе воды из панели свода.



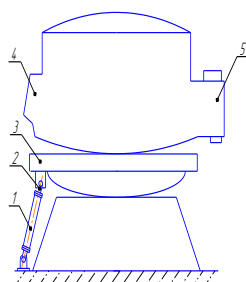
- 1 – центральная футерованная часть свода; 2 – отверстие под электрод;
 3 – водоохлаждаемое опорное кольцо; 4 – верхнее трубчатое кольцо;
 5 – радиальные балки; 6 – нижнее трубчатое кольцо; 7 – отверстие под
 газоотводящей патрубком; 8 – водоохлаждаемые панели

Рисунок 12 – Комбинированный свод

1.7 Конструкция механизмов печи

Механизм наклона применяется для наклона печи и слива металла через сталевыпускное отверстие, наклон на угол 12° . А для скачивания шлака через порог рабочего окна, наклоняется в сторону рабочей площадки на угол $10 - 12^\circ$. Для опоры корпуса печи на фундамент электросталеплавильного цеха и для наклона печи используется люлька. Она состоит из горизонтальной коробчатой плиты с двумя опорными сегментами. В данном проекте применяется

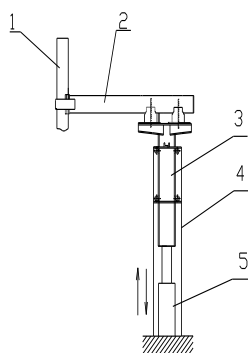
гидравлический механизм наклона, в данном механизме подаваемая под давлением жидкость в гидроцилиндры, вызывает выдвижение или опускание штоков (рисунок 13).



1 – гидроцилиндр; 2 – шток; 3 – люлька; 4 – рабочее окно; 5 – эркер

Рисунок 13 – Механизм наклона печи

Электроды перемещаются вдоль стоек, которые представляют собой пустотелые колонны круглого сечения, закрепленные у одной из боковых сторон печи ((рисунок 14).



1 – электрод; 2 – рукав электрододержателя; 3 – подвижная стойка;

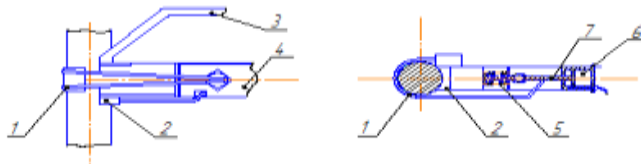
4 – неподвижная стойка; 5 – гидроцилиндр

Рисунок 14 – Механизм перемещения электродов

Электрододержатель представляет собой зажим для закрепления электродов и подвода к ним тока.

В пружинно-пневматическом зажиме электрод зажимается между щеками корпуса электрододержателя (2) и зажимной колодкой (3). Колодка зажимает электрод с усилием, достаточным для предупреждения его

проскальзывания, с помощью штока (6) и мощных пружин (7), расположенных внутри рукава стойки (5). Освобождение электрода производится дистанционно с помощью пневмоцилиндра (8), сжимающего пружины (рисунок 15).

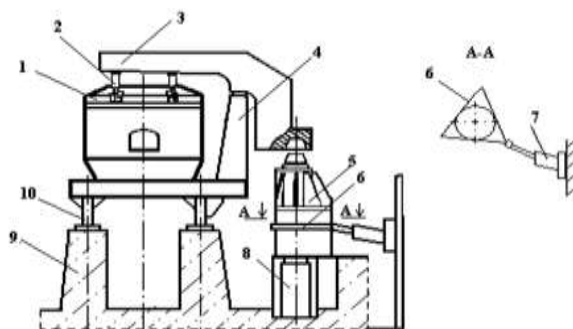


1 – хомут; 2 – щека; 3 – токоподвод; 4 – рукав; 5 – зажимная пружина;
6 – пневмоцилиндр; 7 – шток

Рисунок 15 – Механизм зажима электрода

Механизм подъема свода применяется для поднятия свода на высоту необходимую для вывода кольцевого сводового нажа из песочного затвора. Шток гидроцилиндра поднимает опорно-поворотный вал, который входит в зацепление с полупорталом печи и далее поднимает полупортал вместе со сводом на необходимую высоту, примерно 150–200 мм. Опускание свода происходит следующим образом при снятии давления в гидроцилиндре под действием собственного веса свод опускается. Скорость подъема примерно составляет 5 метров в минуту, скорость опускания равна 2 метра в минуту.

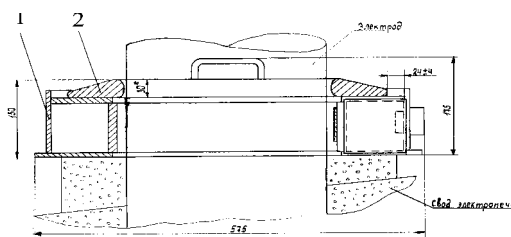
Отворот свода осуществляется при помощи гидравлического механизма. Поднятый свод поворачивается на опорно-поворотном валу с помощью гидроцилиндра, находящегося в горизонтальной плоскости. Механизм поворота свода состоит из одного гидроцилиндра двустороннего действия (рисунок 16).



1 – свод; 2 – подвеска; 3 – полупортал; 4 – боковая опорная стойка;
 5 – опорно-поворотный вал (толкатель); 6 – хомут; 7 – гидроцилиндр поворота свода; 8 – гидроцилиндр подъёма свода; 9 – платформа; 10 – опорная конструкция

Рисунок 16 – Механизм подъёма и поворота свода

Для снижения окисления электродов, снижения температуры выступающей над сводом части электродов, а также уменьшения количества вырывающихся из под сводового простарнства печных газов и уменьшения тепловых потерь с отходящими печными газами электродные отверстия уплотнены при помощи специальных устройств – экономайзеров (рисунок 17).



1 – кольцо уплотнительное нижнее; 2 – кольцо уплотнительное верхнее

Рисунок 17 – Экономайзер

1.8 Электрическое оборудование дуговой печи

В электрическое оборудование дуговой печи входят следующие приборы:

1. Высоковольтный воздушный разъединитель (ВВР), предназначен для отключения всей электропечной установки от линии высокого напряжения во время производства ремонтных работ на печи.

2. Главный высоковольтный выключатель (ГВВ), служит для отключения под нагрузкой электрической цепи, по которой протекает ток высокого напряжения.

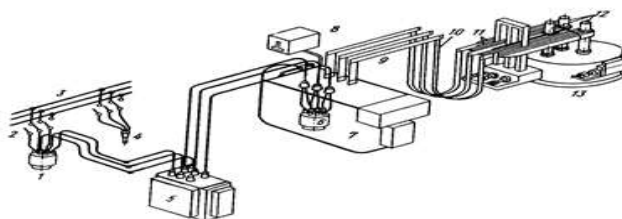
3. Трансформатор напряжения и трансформаторы тока (ТН и ТТ) необходимы для понижения напряжения и тока. После них включают измерительные приборы.

4. Печной трансформатор (ПТ) необходим для преобразования высокого напряжения в низкое (с 5–10 кВ до 100–800 В).

5. При переключении масляных выключателей (МВ) можно изменить подаваемую в печь мощность в 3 раза.

6. Участок электрической сети от трансформатора до электродов называется короткой сетью.

На рисунке 18 показана схема электропечной установки сталеплавильной печи, состоящей из дуговой сталеплавильной печи и электропечной подстанции.



- 1 – высоковольтный выключатель, 2 – высоковольтный разъединитель,
3 – шины высокого напряжения, 4 – высоковольтный кабель, 5 – реактор,
6 – выключатель, шунтирующий реактор, 7 – печной трансформатор, 8 – бак –
расширитель, 9 – шины низкого напряжения, 10 – гирлянда гибких кабелей,
11 – разводка шин, расположенных на электрододержателе печи,
12 – графитированные электроды, 13 – ДСП

Рисунок 18 – Схема электропечной установки

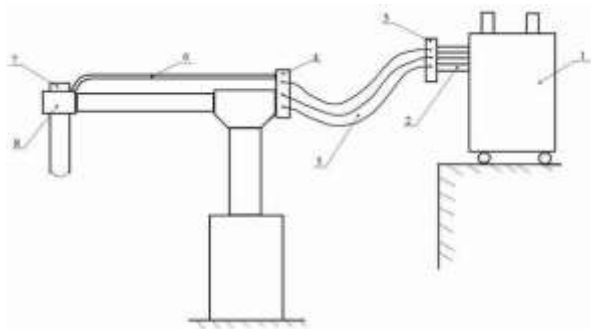
Короткой сетью называют токоподвод от трансформатора до головки электрододержателя. Она включает шины, идущие от трансформатора через стены трансформаторного отделения, гибкие кабели от стены до рукава электрододержателя и шины или водоохлаждаемые трубы над рукавом электрододержателя.

Жесткий участок токоподвода выполняется медными трубами с водяным охлаждением.

Гибкую часть короткой сети изготавливают из медных водоохлаждаемых кабелей. Длина гибкого участка должна обеспечивать возможность наклона печи и подъема и опускание электрода.

Токоподводящие трубы от подвижного башмака к электроду изготавливают из меди, внутри они водоохлаждаемые.

Подвижный и неподвижный башмаки предназначены для соединения жесткой части с гибкой частью и гибкой части с токоподводящими трубами. Башмак – это медная доска, зачастую водоохлаждаемый, со специальными креплениями (рисунок 19).



- 1 – печной трансформатор, 2 – шинный пакет, 3 – неподвижный башмак,
4 – подвижный башмак, 5 – гибкие кабели, 6 – токоподводящие трубы,
7 – графитированный электрод, 8 – головка электрододержателя

Рисунок 19 – Схема короткой сети

1.9 Электроды

Для сталеплавильных процессов применяют графитированные электроды (ГЭ), обладающие низким удельным сопротивлением, высокой термостойкостью, содержат мало золы. Допустимая плотность тока 16 А/см^2 . У электродов с двух сторон имеются ниппельные гнёзда с конической резьбой. Для фиксации биконического ниппельного соединения применяют контактную

прессованную пасту, вставляемую в виде пластин между ниппелем и дном ниппельного гнезда в процессе наращивания электродов.

2 Расчеты и аналитика

2.1 Выбор основных электрических параметров ДСП

Основным параметром, характеризующим, дуговую сталеплавильную печь (ДСП), считают её номинальную вместимость g_0 .

Основными электрическим параметрам дугово сталеплаывильной печи принимают: номинальную мощность трансформатора S_H , высшую ступень вторичного линейного напряжения $U_{2ЛВ}$, В, номинальную силу вторичного тока $I_{2ЛН}$, А.

2.1.1 Выбор мощности трансформатора ДСП

Максимальную мощность трансформатора можно ДСП можно определить по формуле:

$$S_H = \frac{g_0 \cdot Q_{ПР.Р}}{\cos \phi \cdot \tau_p \cdot K}, \quad (1)$$

где g_0 – вместимость печи, т;

$\cos \phi$ – средний коэффициент мощности печной установки, 0,80;

τ_p – время расплавления, ч;

K – коэффициент использования мощности трансформатора;

$Q_{ПР.Р}$ – практический расход энергии за период расплавления с учетом тепловых и электрических потерь печью на 1 тонну металла, кВт·ч/т.

$$S_H = \frac{100 \cdot 420}{0,80 \cdot 0,90 \cdot 0,90} = 64814 \text{ кВА}.$$

Принимаем стандартную мощность трансформатора 95 МВА и тип трансформатора ЭТЦНДТ-17000/35-У3.

2.1.2 Определение вторичного напряжения трансформатора печи

Высшую ступень вторичного линейного напряжения на трансформаторе $U_{2ЛВ}$ можно описать зависимостью типа:

$$U_{2ЛВ} = K \cdot S_H^n, \quad (2)$$

где $U_{2ЛВ}$ – высшая ступень вторичного линейного напряжения, В;

S_H – номинальная мощность трансформатора, МВА.

По методике Никольского Л.В, Соколова А.Н. мы принимаем $n = 0,25$
 $K = 250$ (данные Никольского Л.Е.).

$$U_{2ЛВ} = 250 \cdot 90^{0,25} = 770 \text{ В.}$$

В процессе плавки вторичное напряжение нужно снижать согласно установленного энергетического режима. Низшая ступень вторичного напряжения всегда определяется глубиной регулирования напряжения в виде соотношения $\frac{U_{2ЛВ}}{U_{2ЛН}} = 2 - 4$. Принимаем $\frac{U_{2ЛВ}}{U_{2ЛН}} = 4$.

$$U_{2ЛН} = \frac{U_{2ЛВ}}{4} = \frac{770}{4} = 192,5 \text{ В.} \quad (3)$$

2.1.3 Определение ступеней вторичного напряжения

В данном проекте электросталеплавильная печь имеет 23 ступени напряжения. Интервал между всеми 23 ступенями напряжения определяется зависимостью по формуле:

$$\Delta U = \frac{U_{2ЛВ} - U_{2ЛН}}{n}, \quad (4)$$

где n – количество ступеней напряжения.

$$\Delta U = \frac{770 - 192,5}{23} = 25,1 \text{ В.}$$

Таблица 1 – Количество ступеней вторичного напряжения

№ ступени	1	2	3	4	5	6	7	23
U _{2Л}	770	744,9	719,8	694,7	669,6	644,5	619,4	192,5

2.1.4 Определение величины силы номинального линейного тока, А

$$I_{2ЛН} = \frac{S_H \cdot 10^6}{U_{2ЛВ} \cdot \sqrt{3}}, \quad (5)$$

$$I_{2ЛН} = \frac{90 \cdot 10^6}{770 \cdot \sqrt{3}} = 67562 \text{ А.}$$

2.1.5 Расчет диаметра электрода применяемого на ДСП-100

Самый простой способ для определения $d_{ЭЛ}$ – по допустимой плотности тока, которая устанавливается для электродов разного диаметра:

$$d_{ЭЛ} = \sqrt{\frac{4 \cdot I_{2ЛН}}{\pi \cdot \Delta i}}, \quad (6)$$

где $I_{2ЛН}$ – номинальная сила тока в электроде, А;

Δi – плотность тока, А/см², $\Delta i = 23 \text{ А/см}^2$.

$$d_{ЭЛ} = \sqrt{\frac{4 \cdot 67562}{3,14 \cdot 23}} = 61,1 \text{ см,}$$

Принимаем $d_{ЭЛ} = 610 \text{ мм}$.

2.2 Выбор формы и определение размеров плавильного пространства печи

2.2.1 Объем ванны, занимаемый жидкой сталью, V_М

$$V_M = v \cdot G \text{ м}^3, \quad (7)$$

где v – удельный объем жидкой стали, м³/т ($v = 0,145 \text{ м}^3/\text{т}$);

G – масса жидкого металла, т.

$$V_M = 0,145 \cdot 100 = 14,5 \text{ м}^3.$$

2.2.2 Выбор рационального значения $\frac{D_M}{H_M}$ из соотношения

В данном проекте применяются сверхмощные электросталеплавильные печи. А для сверхмощных печей с основной футеровкой, которые выплавляют полупродукт с последующей его обработкой вагранке внепечной обработки. Принимаем:

$$D_M/H_M = a,$$

где D_M – диаметр зеркала металла;

H_M – глубина металла;

Принимаем $a = 4,5$.

2.2.3 Выбор наиболее рациональной формы ванны

Полная глубина сфероконической ванны H_M состоит из двух частей: глубины конической части ванны (h_1) и глубины сферической части ванны (h_2). Причем:

$$h_1 = 0,8 \cdot H_M,$$

$$h_2 = 0,2 \cdot H_M.$$

2.2.4 Диаметр зеркала металла, D_M

Для сфероконической ванны используемой в данном проекте D_M определяется следующим образом:

$$D_M = 2000 \cdot C \cdot V_M^{1/3}, \quad (8)$$

где V_M – объем жидкого металла, м^3 ;

C – коэффициент, равный $C = 0,875 + 0,042 \cdot a$ ($a = D_M/H_M$).

$$C = 0,875 + 0,042 \cdot 4,3 = 1,0556 \text{ мм},$$

$$D_M = 2000 \cdot 1,0556 \cdot (14,5)^{1/3} = 5102 \text{ мм.}$$

Принимаем $D_M = 5100$ мм.

2.2.5 Глубина жидкой ванны, H_M

$$H_M = \frac{D_M}{a}, \quad (9)$$

$$H_M = \frac{5100}{4,5} = 1133 \text{ мм.}$$

Принимаем $H_M = 1130$ мм.

2.2.6 Глубина конической части ванны, h_1

$$h_1 = 0,8 \cdot H_M, \quad (10)$$

$$h_1 = 0,8 \cdot 1130 = 904 \text{ мм.}$$

Принимаем $h_1 = 900$ мм.

2.2.7 Глубина сферической части ванны, h_2

$$h_2 = 0,2 \cdot H_M, \quad (11)$$

$$h_2 = 0,2 \cdot 1130 = 226 \text{ мм.}$$

Принимаем $h_2 = 230$ мм.

2.2.8 Диаметр сферической части ванны, d

$$d = D_M - 2 \cdot h_1, \quad (12)$$

$$d = 5100 - 2 \cdot 900 = 3300 \text{ мм.}$$

Принимаем $d = 3300$ мм.

2.2.9 Объем ванны печи, занимаемый жидким шлаком

При расчете объема ванны электросталеплавильной печи, занимаемого жидким металлом и шлаком принимают следующие значения плотности: для стали $\gamma_{СТ} = 6,9-7,2 \text{ т/м}^3$ (обратная величина – удельный объем $v_{СТ} = 0,138-0,145 \text{ м}^3/\text{т}$); для основного шлака $\gamma_{ОСН.ШЛ} = 3,2 \text{ т/м}^3$ (удельный объем $v_{ОСН.ШЛ} = 0,312 \text{ м}^3/\text{т}$) [4].

В расчетах мы принимаем, что шлак занимает 10–15 % объема жидкого металла, то есть $K = 0,1-0,15$, где K – кратность шлака в печи.

Принимаем $K = 0,10$ и $v_{СТ} = 0,140 \text{ м}^3/\text{т}$.

Таким образом, для основного процесса в печи, $v_{ШЛ}$:

$$\begin{aligned} v_{ШЛ} &= K \cdot g_0 \cdot v_{СТ}, \\ v_{ШЛ} &= 0,13 \cdot 100 \cdot 0,14 = 1,4 \text{ м}^3. \end{aligned} \quad (13)$$

2.2.10 Высота слоя шлака для ДСП-100

Высоту слоя шлака определяем по упрощенной формуле, $h_{ШЛ}$:

$$\begin{aligned} h_{ШЛ} &= \frac{v_{ШЛ} \cdot 4}{\pi \cdot D_M^2}, \\ h_{ШЛ} &= \frac{1,4 \cdot 4}{3,14 \cdot \left(\frac{5100}{1000}\right)^2} = 0,07 \text{ м}. \end{aligned} \quad (14)$$

Принимаем $h_{ШЛ} = 70 \text{ мм}$.

2.2.11 Высота от зеркала шлака до уровня порога рабочего окна, h_3

Принимаем высоту от зеркала шлака до уровня порога рабочего окна

$$h_3 = 30 \text{ мм}.$$

2.2.12 Высота от уровня порога рабочего окна до верхнего уровня откосов, h_4 .

В данном проекте мы принимаем высоту от уровня порога рабочего окна до верхнего уровня откосов:

$$h_4 = 40 \text{ мм.}$$

2.2.13 Глубина ванны печи от пола до верхнего уровня откосов, H_B

$$H_B = H_M + h_{\text{шл}} + h_3 + h_4, \quad (15)$$

$$H_B = 1130 + 70 + 30 + 40 = 1270 \text{ мм.}$$

Принимаем $H_B = 1270 \text{ мм.}$

2.2.14 Диаметр плавильного пространства дуговой сталеплавильной печи на уровне откосов, $D_{\text{пл}}$

$$D_{\text{пл}} = D_M + 2 \cdot (h_{\text{шл}} + h_3 + h_4), \quad (16)$$

$$D_{\text{пл}} = 5100 + 2 \cdot (70 + 30 + 40) = 5380 \text{ мм.}$$

Принимаем $D_{\text{пл}} = 5380 \text{ мм.}$

2.2.15 Высота стен, $h_{\text{ст}}$

Для определения расстояние от уровня откосов до пят свода, которое еще называют высотой стен $h_{\text{ст}}$, применяют следующую формулу:

$$h_{\text{ст}} = (0,34 - 0,38) \cdot D_{\text{пл}}, \quad (17)$$

$$h_{\text{ст}} = 0,38 \cdot 5380 = 2044,4 \text{ мм.}$$

Принимаем $h_{\text{ст}} = 2040 \text{ мм.}$

2.2.16 Стрела выпуклости свода ДСП

Все расстояние от зеркала ванны до высшей центральной точки на внутренней поверхности свода считают высотой свода $h_{\text{св}}$.

Разницу между высотой свода ($h_{\text{св}}$) и высотой стен ($h_{\text{ст}}$) называют стрелой выпуклости свода, ($h_{\text{стр}}$). Стрела выпуклости свода составляет:

$h_{\text{стр}} = (0,12 - 0,15) \cdot D_{\text{ПРОЛЕТА}}$ — для сводов из термостойкого хромомагнетитового кирпича.

Ориентировочно, диаметр печного пролета больше диаметра плавильного пространства на 1000 мм, то есть

$$D_{\text{ПРОЛЕТА}} = D_{\text{ПЛ}} + 1000,$$

$$h_{\text{СТР}} = 0,15 \cdot (6380 + 1000) = 957 \text{ мм.}$$

Принимаем $h_{\text{СТР}} = 960$ мм.

2.2.17 Высота свода, $h_{\text{СВ}}$

Высота свода состоит из двух частей:

$$h_{\text{СВ}} = h_{\text{СТ}} + h_{\text{СТР}}, \quad (18)$$

$$h_{\text{СВ}} = 2040 + 960 = 3000 \text{ мм.}$$

При определении высоты свода надуговой сталеплавильной должно соблюдаться соотношение $h_{\text{СВ}}/D_{\text{ПЛ}}$. С теплотехнической точки зрения, это соотношение равно:

$$\frac{h_{\text{СВ}}}{D_{\text{ПЛ}}} = \frac{3000}{5380} = 0,56.$$

2.2.18 Толщина свода печи, $\delta_{\text{СВ}}$

Принимаем толщину свода $\delta_{\text{СВ}} = 380$ мм.

2.2.19 Определение рационального профиля электропечи при использовании футеровки стен с водоохлаждаемыми панелями

На современных сверхмощных дуговые электросталеплавильных печах применяют стеновыми водоохлаждаемыми панелями.

Внутренний диаметр на уровне пят свода:

$$D_{\text{ПЯТ.СВ.}} = D_{\text{ПЛ}} + 2 \cdot [h_{\text{К.ВСТ}} \cdot \text{tg} \alpha + m_1], \quad (19)$$

где $h_{\text{К.ВСТ}} = (0,25 - 0,50) \cdot h_{\text{СТ}}$;

m_1 – толщина стен на уровне откосов, мм. Принимаем $m_1 = 575$ мм.

$$D_{\text{ПЯТ.СВ.}} = 5380 + 2 \cdot (510 \cdot 0,47 + 575) = 7009 \text{ мм.}$$

Принимаем $D_{\text{ПЯТ.СВ.}} = 7010 \text{ мм.}$

2.2.20 Определение диаметра кожуха печи на уровне пят свода

$$D_{\text{К.ПЯТ.СВ.}} = D_{\text{ПЯТ.СВ.}} + 2 \cdot D_{\text{ТР}}, \quad (20)$$

где $D_{\text{ТР}}$ – диаметр трубы водоохлаждаемой панели.

Принимаем $D_{\text{ТР}} = 70 \text{ мм.}$

$$D_{\text{К.ПЯТ.СВ.}} = 7010 + 2 \cdot 70 = 7150 \text{ мм.}$$

2.2.21 Определение размеров кожуха печи

В проекте применяется дуговая сталеплавильная печь с кожухом цилиндро-конической формы.

Коническая часть кожуха ($h_{\text{К}}$) должна начинаться от верхнего уровня откосов и составлять по высоте:

$$h_{\text{К}} = (0,25-0,50) \cdot h_{\text{СТ}}, \quad (21)$$

$$h_{\text{К}} = 0,4 \cdot 2040 = 816 \text{ мм,}$$

Принимаем $h_{\text{К}} = 820 \text{ мм.}$

2.2.22 Определение толщины подины, $\delta_{\text{П}}$

Из расчета футеровки подины:

$$\delta_{\text{П}} = (0,75-0,85) \cdot H_{\text{М}}, \quad (22)$$

Принимаем $\delta_{\text{П}} = 845 \text{ мм.}$

2.2.23 Определение высоты подины, $H_{\text{ПОД}}$

$$H_{\text{ПОД}} = H_{\text{В}} + \delta_{\text{П}}, \quad (23)$$

$$H_{\text{ПОД}} = 1270 + 845 = 2115 \text{ мм.}$$

2.2.24 Определение диаметра распада электродов, d_p

Диаметр распада электродов применяемых для дуговой сталеплавильной печи (d_p) характеризует расположение электрических дуг в рабочем пространстве печи. При конструировании печей придерживаться следующей рациональной величины отношения $\frac{d_p}{D_{пл}} \leq 0,25$.

$$d_p = 5380 \cdot 0,25 = 1345 \text{ мм.}$$

На рисунке 20 показан эскиз ДСП.

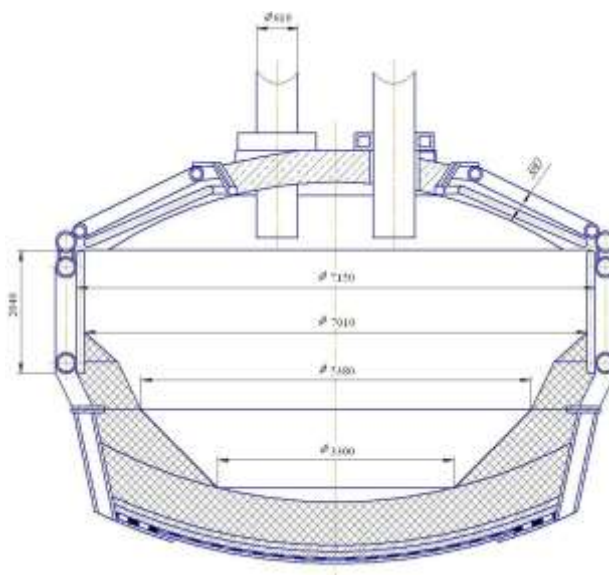


Рисунок 20 – Эскиз дуговой электросталеплавильной печи
вместимостью 100 тонн

2.2.25 Определение размеров рабочего окна

На основании практических данных установлено, что на печах емкостью до 100 т достаточно иметь одно рабочее окно.

Ширина рабочего окна (a):

$$a = (0,30-0,35) \cdot D_{пл}, \quad (24)$$

$$a = 0,32 \cdot 5380 = 1721,6 \text{ мм.}$$

Принимаем $a = 1720$ мм.

Высота рабочего окна (b):

$$b = 0,8 \cdot a, \quad (25)$$

$$b = 0,8 \cdot 1720 = 1376 \text{ мм.}$$

Принимаем $b = 1380$ мм.

2.3 Тепловой расчет футеровки печи

Рабочая часть подины современной дуговой сталеплавильной печи (рисунок 21) выполняется из трех слоев магнезитового кирпича на «плашку» ($3 \cdot 115 = 345$ мм) и магнезитовой набивки толщиной 230 мм (магнезитовый порошок+жидкое стекло). Теплоизоляционная часть футеровки подины состоит из трех слоев легковесового шамота, положенного на «плашку» ($3 \cdot 65 = 195$ мм), затем 70 мм шамотная диатомитовая засыпка и асбест.

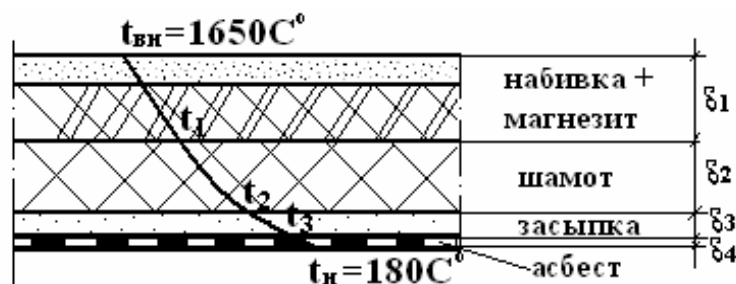


Рисунок 21 – Тепловой поток проходящий через подину печи

Для определения удельных потерь принимаем температуру внутренней поверхности футеровки подины печи, равной $t_{вн} = 1650$ °С. Исходя из требований охраны труда задаемся температурой кожуха печи при наличии тепловой изоляции $t_н = 180$ °С. для приближенных расчетов можно принять:

$$\alpha_0 = 10 + 0,06 \cdot t_н, \quad (26)$$

где α_0 – коэффициент теплопередачи конвекцией в окружающую

среду, Вт/м²·°С;

t_i – температура наружной поверхности, °С.

$$\alpha_0 = 10 + 0,06 \cdot 180 = 20,8 \text{ Вт/м}^2 \cdot \text{°C}.$$

Теплоотдача за счет конвективных потоков выражается

$$Q_{\text{т.о.}} = 0,7 \cdot \alpha_0 \cdot (t_{\text{н}} - t_{\text{в}}), \quad (27)$$

где $t_{\text{в}}$ – температура окружающей среды, °C . Принимаем $t_{\text{в}} = 0^\circ\text{C}$.

$$Q_{\text{т.о.}} = 0,7 \cdot 20,8 \cdot (180 - 0) = 2620,8 \text{ Вт/м}^2 \cdot \text{°C}.$$

Для многослойной стенки применяется следующие уравнение:

$$t_1 = t_{\text{вн}} - \frac{Q_{\text{м.о.}} \cdot \delta_1}{\lambda_1}, \quad (28)$$

$$t_2 = t_1 - \frac{Q_{\text{м.о.}} \cdot \delta_2}{\lambda_2}, \quad (29)$$

$$t_3 = t_2 - \frac{Q_{\text{м.о.}} \cdot \delta_3}{\lambda_3}, \quad (30)$$

где t_1, t_2, t_3 – температуры материалов на границе слоев футеровки подины, °C ;

λ – коэффициент теплопроводности, $\text{Вт/м} \cdot \text{°C}$.

$$t_1 = 1650 - \frac{2620,8 \cdot 0,575}{6,28 - 0,0027 \cdot \left(\frac{1650 + t_1}{2} \right)}.$$

После преобразований получаем: $t_1 = 1151 \text{ °C}$.

Принимаем $t_1 = 1152 \text{ °C}$. Полученная температура меньше допустимой температуры шамота ($t_{\text{доп}} = 1300 \text{ °C}$).

$$t_2 = 1152 - \frac{2620,8 \cdot 0,195}{0,7 + 0,00064 \cdot \left(\frac{1152 + t_2}{2} \right)}.$$

После преобразований получаем: $t_2 = 761 \text{ °C}$.

Полученная температура меньше допустимой температуры шамотной крупки ($t_{\text{доп}} = 900 \text{ °C}$).

$$t_3 = 761 - \frac{2620,8 \cdot 0,06}{0,28 + 0,0002 \cdot \left(\frac{761 + t_3}{2} \right)}.$$

После преобразований получаем выражение: $t_3 = 360 \text{ °C}$.

Таким образом полученная температура меньше допустимой температуры для слоя асбеста ($t_{\text{доп}}=500\text{ }^{\circ}\text{C}$).

Подставляя полученные значения в формулу можно получить толщину слоя асбеста δ_4 .

$$180 = 360 - \frac{2620,8 \cdot \delta_4}{0,157 + 0,00014 \cdot \left(\frac{360 + 180}{2} \right)}.$$

После преобразований получаем: $\delta_4=13\text{ мм}$.

Общая толщина подины:

$$\delta_{\text{общ.}} = \delta_1 + \delta_2 + \delta_3 + \delta_4 = (230 + 345) + 195 + 60 + 13 = 843\text{ мм},$$

Принимаем $\delta_{\text{общ.}} = 845\text{ мм}$.

2.4 Расчет элементов короткой сети ДСП-100

2.4.1 Жесткий участок токоподвода к печи

Количество медных труб с водяным охлаждением для токоподвода к электроду, составляющих пакет определяется по формуле:

$$F_H = \frac{I_p}{\Delta i_H}, \quad (31)$$

где I_p – рабочий ток, А;

F_H – сечение неподвижной части короткой сети, мм^2 ;

Δi_H – допустимая плотность тока, А/мм^2 . принимаем $\Delta i_H = 8\text{ А/мм}^2$.

$$F_H = \frac{67562}{8} = 8445,25\text{ мм}^2.$$

Определяем количество труб в пакете согласно формуле:

$$n_{mp} = \frac{F_H}{F_{mp}}, \quad (32)$$

где $n_{\text{тр}}$ – количество водоохлаждаемых труб в пакете, шт.;

$F_{\text{тр}}$ – сечение трубы, мм^2 .

$$F_{mp} = \frac{\pi \cdot (D_{вн}^2 - D_{внут}^2)}{4}, \quad (33)$$

где $D_{вн}$, $D_{внут}$ – диаметр трубы внешний и внутренний соответственно, мм.

Принимаем $D_{вн} = 60$ мм, $D_{внут} = 40$ мм.

$$F_{mp} = \frac{3,14 \cdot (3600 - 1600)}{4} = 1570 \text{ мм}^2,$$

$$n_{mp} = \frac{8445,25}{1570} = 5,3.$$

Принимаем $n_{тр} = 5$ шт.

2.4.2 Гибкий участок токоподвода

Принцип выбора гибкой части токоподвода такой же, как и для неподвижного токоподвода короткой сети ДСП-100:

$$F_{\Gamma} = \frac{I_p}{\Delta i_{\Gamma}}, \quad (34)$$

где F_{Γ} – сечение гибкой части короткой сети, мм²;

I_p – величина рабочего тока, А;

Δi_{Γ} – допустимая плотность тока в гибкой части короткой сети, А/мм².

Принимаем $\Delta i_{\Gamma} = 4,5$ А/мм².

$$F_{\Gamma} = \frac{67562}{4,5} = 15014 \text{ мм}^2,$$

количество гибких кабелей равно:

$$n_k = \frac{F_{\Gamma}}{F_k}, \quad (35)$$

где n_k – количество гибких кабелей, шт.;

F_k – сечение гибкого кабеля, мм².

Принимаем $F_k = 4000$ мм², кабель КСВ ДСП.

$$n_k = \frac{15014}{4000} = 4,2,$$

Принимаем $n_k = 4$ шт.

2.4.3 Токоподвод к электроду ДСП-100

Применяемая допускаемая плотность тока в медных водоохлаждаемых трубах для токоподвода $\Delta i_{т.п.} = 4-7 \text{ А/мм}^2$

$$F_{т.п.} = \frac{I_p}{\Delta i_{т.п.}}, \quad (36)$$

$$F_{т.п.} = \frac{43739}{7} = 6248,4 \text{ мм}^2.$$

2.4.4 Сечение трубы для токоподвода

$D_{\text{внеш}}/D_{\text{внутр}}=90/60 \text{ мм.}$

$$F_{\text{тр}} = \frac{\pi(D_{\text{внеш}}^2 - D_{\text{внутр}}^2)}{4}, \quad (37)$$

$$F_{\text{тр}} = \frac{3,14 \cdot (90^2 - 60^2)}{4} = 3533 \text{ мм}^2.$$

2.10.5 Количество токоподводящих труб

$$n_{m.n} = \frac{F_{m.n.}}{F_{mp}}, \quad (38)$$

$$n_{т.п.} = \frac{6248,4}{3533} = 1,77 \text{ мм}^2.$$

Принимаем 2 токоподводящие трубы.

2.5 Баланс металла в электросталеплавильном цехе

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

Все отходы в металлургическом производстве можно разделить на две группы возвратимые и невозвратимые.

Возвратимые отходы в электросталеплавильном цехе представляют собой скрап и недоливки, обрезь.

Невозвратимые отходы в электросталеплавильном цехе представляют собой угар металла в печи в результате испарения в зоне электрических дуг и окисления его поступающим в печь кислородом.

Проектируемый цех будет производить 1200000 тонн конструкционных марок стали. Сортамент и состав выплавляемой приведены в таблице 2. В цехе установлены две МНЛЗ, поэтому 600 000 тон стали разливается на четырехручьеваой МНЛЗ и 600 000 тон стали разливается на двухручьеваой МНЛЗ.

Опираясь на широкий сортамент выплавляемых в цехе марок стали, выбранные сечения заготовок отливаемых на МНЛЗ, рассчитывают количество возвратимых и невозвратимых отходов и потребность в шихте на 1 т заготовки. Результаты расчетов сводятся в таблицу 3 и таблицу 4.

Таблица 2 – Сортамент и химический состав сталей, выплавляемых в ЭСПЦ

Номер группы	Производство тыс.т/год	Наименование группы	Марки стали	Химический состав, %					
				C	Mn	Si	Cr	Ni	Al
1	200	Хромоникелевая ГОСТ 4543-71	40ХН	0,36–0,44	0,50–0,80	0,17–0,37	0,45–0,75	1,00–1,40	–
			12ХН3А	0,09–0,16	0,30–0,60	0,17–0,37	0,60–0,90	2,75–3,15	–
			20Х2Н4А	0,16–0,22	0,30–0,60	0,17–0,37	1,25–1,65	3,25–3,65	–
			Среднее по группе		0,50	0,27	0,95	2,90	–
2	200	Хромокремнемарганцевая ГОСТ 4543-71	25ХГСА	0,22–0,28	0,80–1,10	0,90–1,20	0,80–1,10	–	–
			30ХГСА	0,28–0,34	0,80–1,10	0,90–1,20	0,80–1,10	–	–
			35ХГСА	0,32–0,39	0,80–1,10	1,10–1,40	1,10–1,40	–	–
			Среднее по группе		0,95	1,15	1,20	–	–
3	400	Кремнемарганцовистая ГОСТ 19281-89	09Г2С	< 0,12	1,3–1,7	0,50–0,80	–	–	–
			17Г1С	0,15–0,20	1,15–1,6	0,40–0,60	–	–	–
			16ГС	0,12–0,18	0,90–1,2	0,40–0,60	–	–	–
			Среднее по группе		1,3	0,57			
4	200	Шарикоподшипниковая ГОСТ 801-78	ШХ15	0,95–1,05	0,20–0,40	0,17–0,37	1,35–1,65	–	–
			ШХ15СГ	0,95–1,05	0,90–1,20	0,40–0,65	1,35–1,65	–	–
			Среднее по группе		0,80	0,40	1,45		
5	200	Хромистая ГОСТ 4543-71	20Х	0,17–0,23	0,50–0,80	0,17–0,37	0,70–1,00	–	–
			30Х	0,25–0,33	0,50–0,80	0,17–0,37	0,80–1,10	–	–
			35Х	0,31–0,39	0,50–0,80	0,17–0,37	0,80–1,10	–	–
			40Х	0,36–0,44	0,50–0,80	0,17–0,37	0,80–1,10	–	–
ВСЕГО	1200		Среднее по группе		0,65	0,27	0,95		

Таблица 3 – Собственные отходы электросталеплавильного цеха и потребность в металлической шихте для четырехручьевого блюмовой МНЛЗ

Группа а марок	Производство, т/год Q	Возвратимые отходы				угар		Требуется металлошихты, т/год Ш
		обрезы		скрап				
		%	т	%	т	%	т	
1	100 000	3,37	3370	0,5	500	0,321	321	104 191
2	100 000		3370		500		321	104 191
3	200 000		6740		1000		642	208 382
4	100 000		3370		500		321	104 191
5	100 000		3370		500		321	104 191
Всего	600 000		20220		3000		1926	625 146

Расход шихты на 1 т. Продукции блюмовой МНЛЗ составит:

$$f_6 = \frac{\text{Ш}}{Q} = \frac{625146}{600000} = 1,04. \quad (39)$$

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

$$f_6 = \frac{Q}{\text{Ш}} \cdot 100\% = \frac{600000}{625146} \cdot 100\% = 96 \% \quad (40)$$

Таблица 4 – Собственные отходы электросталеплавильного цеха и потребность в металлической шихте для двухручьевого слябовой МНЛЗ

Группа марок	Производство, т/год Q	Возвратимые отходы				угар		Требуется металлошихты, т/год Ш
		обрезы		скрап				
		%	т	%	т	%	т	
1	100 000	1,5	1500	0,5	500	0,12	120	102 120
2	100 000		1500		500		120	102 120
3	200 000		3000		1000		240	204 240
4	100 000		1500		500		120	102 120
5	100 000		1500		500		120	102 120
Всего	600 000		9000		3000		720	612 720

Расход шихты на 1 т. продукции слябовой МНЛЗ составит:

$$f_c = \frac{\text{Ш}}{Q} = \frac{612720}{600000} = 1,02.$$

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

$$f_c = \frac{Q}{\Pi} \cdot 100 \% = \frac{600000}{612720} \cdot 100 \% = 98 \%$$

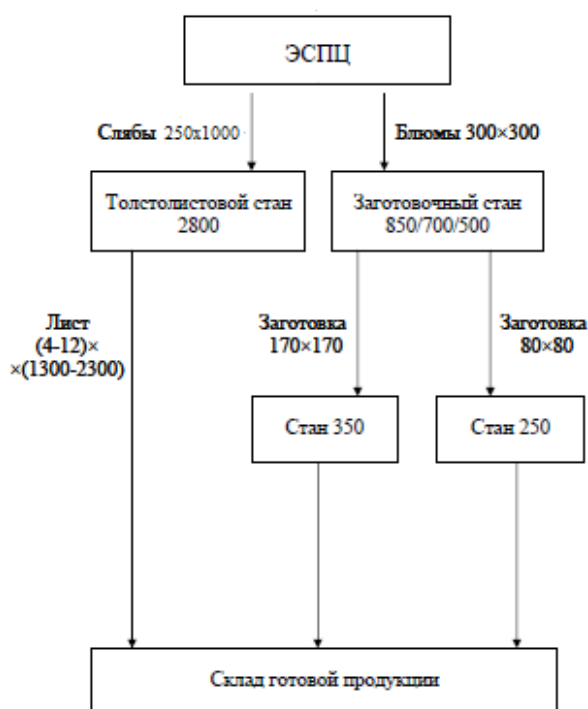


Рисунок 22 – Схема проката металла в ЭСПЦ

Выплавляемый металл будет разливаться на двухручьеваой МНЛЗ, сечение сляба 250x1000 мм и на четырехручьеваой МНЛЗ с сечением блюма 300x300 мм.

2.5.1 Отходы в прокатных цехах

При прокатке стали на прокатном стане образуются возвратимые и невозвратимые отходы. Первые могут использоваться в качестве шихты для электропечей. Количество отходов при прокатном переделе показано в таблице 5.

Таблиц 5 – Количество отходов при прокатном переделе в ЭСПЦ

Группа марок	Стан 800/700/500						
	Поступило на стан, тыс.т	Обрезь		Угар		КР	Масса годного,тыс.т.
		%	тыс.т	%	тыс.т.		
1	100	5	5	2	2	1,08	93
2	100	5	5	2	2	1,08	93
3	200	5	10	2	4	1,08	186
4	100	5	5	2	2	1,08	93
5	100	5	5	2	2	1,08	93
Всего	600		30		12		558
Группа марок	Стан 2800						
	Поступило на стан, тыс.т	Обрезь		Угар		КР	Масса годного,тыс.т.
		%	тыс.т	%	тыс.т.		
1	100	19,5	19,5	2	2	1,27	78,5
2	100	19,5	19,5	2	2	1,27	78,5
3	200	19,5	39	2	4	1,27	157
4	100	19,5	19,5	2	2	1,27	78,5
5	100	19,5	19,5	2	2	1,27	78,5
Всего	600		117		12		471

Таблица 6 – Баланс металла по прокатным цехам для четырехручьевого блюмовой МНЛЗ

Статьи баланса	Группа марок					Сумма, тыс.т
	1	2	3	4	5	
Отходы: возвратимые	5	5	10	5	5	30
невозвратимые	2	2	4	2	2	12
Годный прокат	93	93	186	93	93	558
Итого						600

По данным таблицы 6 вычисляется сквозной коэффициент расхода блюмов:

$$СКР_6 = \frac{\text{Масса заготовок ЭСПЦ}}{\text{Масса на складе готовой продукции}} \quad (41)$$

$$\text{СКР}_6 = \frac{600000}{558000} = 1,07.$$

И выход годного:

$$\text{ВГ}_6 = \frac{100}{\text{СКР}} = \frac{100}{1,07} = 93 \%. \quad (42)$$

Таблица 7 – Баланс металла по прокатным цехам для двухручьевого
слябовой МНЛЗ

Статьи баланса	Группа марок					Сумма, тыс. т
	1	2	3	4	5	
Отходы возвратимые	19,5	19,5	39	19,5	19,5	117
Отходы невозвратимые	2	2	4	2	2	12
Годный прокат	78,5	78,5	157	78,5	78,5	471
Итого						600

По данным таблицы вычисляется сквозной коэффициент расхода
слябов:

$$\text{СКР}_c = \frac{\text{Масса заготовок ЭСПЦ}}{\text{Масса на складе готовой продукции}} = \frac{600000}{471000} = 1,27.$$

И выход годного:

$$\text{ВГ}_c = \frac{100}{\text{СКР}} = \frac{100}{1,27} = 79 \%.$$

Таблица 8 – Общее количество возвратимых отходов, тыс. тонн

Источник поступления	Группа марок					Сумма, тыс. т
	1	2	3	4	5	
Из ЭСПЦ	5,87	5,87	11,74	5,87	5,87	35,22
Из прокатных цехов	24,5	24,5	49	24,5	24,5	147
Всего	30,37	30,37	60,74	30,37	30,37	182,22

2.5.2 Расход ферросплавов и легирующих материалов

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

Таблица 9 – Расход ферросплавов и легирующих материалов, тыс.т.

Группа	Масса возвратимых отходов	Возврат марганца			Возврат хрома		
		Среднее содержание, %	Коэффициент усвоения	Масса Mn из отходов	Среднее содержание, %	Коэффициент усвоения	Масса Cr из отходов
1	30,37	0,5	0,8	0,121	0,95	0,85	0,245
2	30,37	0,95	0,8	0,231	1,2	0,85	0,310
3	60,74	1,27	0,8	0,617	-	0,85	
4	30,37	0,8	0,8	0,194	1,45	0,85	0,374
5	30,37	0,65	0,8	0,158	0,95	0,85	0,245
Итого				1,322			0,620

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

$$\Phi = \frac{G \cdot (a - b) - 100 \cdot B}{m \cdot n}, \quad (43)$$

где Φ – масса ферросплава, т;

G – масса жидкого металла, т;

a – содержание данного элемента в готовой стали, %;

b – содержание его в ванне перед легированием, % ;

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

m – базовое содержание легирующих элементов в ферросплаве, %;

n – коэффициент усвоения легирующего элемента.

Таблица 10 – Потребность цеха в феррохроме, т.

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание хрома в стали, %	Остаточная концентрация хрома, %	Возврат хрома, т	Содержание хрома в феррохроме, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве, т
1	205 870	0,95	0,1	245	60	0,95	2640
2	205 870	1,2	0,1	310	60	0,95	3429
3	411 740		0,1	0	60	0,95	
4	205 870	1,45	0,1	374	60	0,95	4219
5	205 870	0,95	0,1	245	60	0,95	2640
Сумма	1 235 220			1175			12928

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

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

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

$$\Phi_5 = \frac{205870 \cdot (0,95 - 0,1) - 100 \cdot 245}{60 \cdot 0,95} = 2640.$$

Таблица 11 – Потребность цеха в ферромарганце

Группа марок	Масса жидкого	Среднее Содержание марганца в стали, %	Остаточная концентрация марганца, %	Возврат марганца, т	Содержание марганца в ферромарганце, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве, т
1	205 870	0,5	0,18	121	80	0,95	707
2	205 870	0,95	0,18	231	80	0,95	1782
3	411 740	1,27	0,18	617	80	0,95	5093
4	205 870	0,8	0,18	194	80	0,95	1424
5	205 870	0,65	0,18	158	80	0,95	1065
Сумма	1 235 220			1322			10071

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

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

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

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

$$\Phi_5 = \frac{205870 \cdot (0,65 - 0,18) - 100 \cdot 158}{80 \cdot 0,95} = 1065.$$

Таблица 12 – Потребность цеха в ферросилиции

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание кремния в стали, %	Остаточная концентрация кремния, %	Возврат, т	Содержание кремния в ферросилиции, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве
1	205 870	0,27	0	0	75	0,8	926
2	205 870	1,15	0	0	75	0,8	3946
3	411 740	0,57	0	0	75	0,8	3912
4	205 870	0,4	0	0	75	0,8	1372
5	205 870	0,27	0	0	75	0,8	926
Сумма	1 235 220						11083

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

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

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

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

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

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

Таблица 13 – Баланс металла по цеху

Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
1.Стальной лом от предприятий Вторчермета	1021070	Годный прокат	1029000
2.Собственные отходы	182220	Скрап	6000
3.Ферросилиций	11083	Обрезь на МНЛЗ	176220
4.Ферромарганец	10071	Угар	26646
5.Феррохром	12928		
7.Алюминий	494		
Итого:	1237866		1237866

2.6 Расчет шихты для выплавки стали марки 17Г1С

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

Таблица 14 – Состав исходных материалов и готовой стали

Наименование материала	Элементы, %								
	C	Mn	Si	P	S	Cu	Cr	Ni	Fe
Лом углеродистый ГОСТ 4543–71	0,3	0,5	0,40	0,040	0,035	0,25	0,25	0,20	Ост.
Готовая сталь 17Г1С ГОСТ 5520 - 81	0,15-0,2	1,15-1,6	0,4-0,6	Не более					Ост.
				0,035	0,040	0,30	0,3	0,3	
Кокс	82,0	–	–	–	0,080	11,0 Зола	–	–	–

Таблица 15 – Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов

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

Железная руда	6,2	–	–	2,8	1,0	90,0	–	–	–	100
Магнезит	1,0	92,0	1,0	3,0	1,0	2,0	–	–	–	100

Таблица 16 – Химический состав раскислителей и легирующих

Наименование материала	Элемент, %					
	Si	Mn	C	P	S	Cr
ФС 75 ГОСТ 1415 – 93	74,0 – 80,0	≥0,4	–	≥0,05	≥0,02	≥0,4
СМн20 ГОСТ 4756 – 91	20,0 – 25,0	≤ 65,0	1,0	≥0,1	≥0,03	–

Таблица 17 – Коэффициенты усвоения элементов из применяемых ферросплавов и кокса

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

2.6.1 Расчёт составляющих завалки

Таблица 18 – Химический состав готовой стали

Элемент	C	Si	Mn	Cr	Ni	P	S	Cu
Содержание	0,18	0,50	1,38	Не более				
				0,3	0,3	0,035	0,04	0,3

Шихтовка по углероду:

$$C_{ш.} = G_{угл.лом.} + C_{кокс.}, \quad (44)$$

После расплавления шихты в металле должно быть:

$$C_{распл.} = C_{ш.} - \Delta C_{распл.}, \quad (45)$$

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

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

$$C_{\text{распл.}} = C_{\text{к.о.п.}} + \Delta C_{\text{о.п.}}, \quad (46)$$

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

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

Принимаем $\Delta C_{\text{о.п.}} = 0,3 \%$

$$C_{\text{к.о.п.}} = C_{\text{г.ст.}} - \Delta C_{\text{в.п.}}, \quad (47)$$

где $C_{\text{г.ст.}}$ – содержание углерода в готовой стали, % (таблица 16). $C_{\text{г.ст.}} = 0,18 \%$

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

Подставляя из (46) в уравнение (47) получим:

$$C_{\text{распл.}} = C_{\text{г.ст.}} - \Delta C_{\text{в.п.}} + \Delta C_{\text{о.п.}}, \quad (48)$$

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

Примем $\Delta C_{\text{наугл.}} = 0,01 \%$.

$$\Delta C_{\text{в.п.}} = \Delta C_{\text{наугл.}} + C_{\text{ф.}}, \quad (49)$$

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

$$C_{\text{ф.}} = \frac{[X]_{\text{г.ст.}} \cdot [C]_{\text{ф.}}}{[X]_{\text{ф.}} \cdot \eta_{\text{к.}}} \cdot 100, \quad (50)$$

где $[X]_{\text{г.ст.}}$ – содержание легирующих элементов в готовой стали, (таблица 16).

$[C]_{\text{ф.}}$ – содержание углерода в данном ферросплаве, % (таблица 14).

$[X]_{\text{ф.}}$ – содержание легирующего элемента в ферросплаве, % (таблица 14).

$\eta_{\text{к.}}$ – коэффициент усвоения легирующего элемента из ферросплава, % (таблица 15).

Самое высокое содержание углерода в силикомарганце CMn20 , Принимаем $C_{\text{CMn20}} = 1,0 \%$; $[\text{Mn}]_{\text{CMn20}} = 65 \%$;

$$C_{\phi} = \frac{1,38 \cdot 1}{65 \cdot 97} \cdot 100 = 0,022 \%$$

$$\Delta C_{в.п} = \Delta C_{наугл.} + C_{\phi} = 0,01 + 0,022 = 0,032 \%,$$

$$C_{ш.} = G_{г.ст.} + \Delta C_{распл.} + \Delta C_{о.п} - \Delta C_{в.п} = 0,18 + 0,1 + 0,3 - 0,032 = 0,548 \%$$

$$G_{Сш} = \frac{G_{ш.} \cdot C_{ш.}}{100} = \frac{100 \cdot 0,548}{100} = 0,548 \text{ кг.}$$

$$G_{ск.} = \frac{G_{к.} \cdot C_{к.} \cdot \eta_{с.}}{100 \cdot 100}. \quad (51)$$

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

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

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

Вес углеродистого лома в завалке составляет:

$$\begin{aligned} G_{угл.л.} &= G_{ш.} - G_{к.} \\ G_{угл.л.} &= 100 - G_{к.} \\ G_{угл.л.} &= \frac{G_{угл.л.} \cdot C_{угл.л.}}{100}, \end{aligned} \quad (52)$$

где $G_{Сл.}$ – количество углерода, внесённое углеродистым ломом, кг;

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

$$G_{Сл.} = \frac{(100 - G_{к.}) \cdot 0,3}{100} + 0,492 \cdot G_{к.}. \quad (53)$$

$$0,548 = \frac{(100 - G_{к.}) \cdot 0,3}{100} + 0,492 \cdot G_{к.}.$$

Решая уравнение (53) получим:

$$G_{к.} = 0,507; G_{угл.л.} = 99,493 \text{ кг.}$$

Таким образом, для выплавки стали типа 17Г1С принимаем следующий состав шихтовых материалов.

Углеродистый лом 99,493 кг;

Кокс 0,507 кг;

Итого: 100 кг.

Таблица 19 – Количество элементов, внесённых в металл шихтовыми материалами

Наименование материала	Вес, кг	Содержание элементов внесённых в металл, %.									
		C	Si	Mn	S	P	Ni	Cr	Cu	Fe	Σ
Углеродистый лом	99,49	0,298	0,398	0,497	0,035	0,040	0,249	0,199	0,249	97,528	
Кокс*	0,507	0,249									
Итого, кг		0,548	0,398	0,497	0,035	0,040	0,249	0,199	0,249	97,528	99,742
Итого, %		0,549	0,399	0,499	0,035	0,040	0,249	0,199	0,249	97,780	100

*сера и летучие кокса переходят в статью улета, зола кокса переходит в шлак, этими составляющими можно пренебречь, так как их величина слишком мала.

2.6.2 Период расплавления и окислительный период

Плавку ведём с применением железной руды.

$$\Delta C = \Delta C_{\text{распл.}} + \Delta C_{\text{о.п.}} = 0,1 + 0,3 = 0,4 \%, \quad (54)$$

$$G_{\Delta C} = \frac{99,742 \cdot 0,4}{100} = 0,4 \text{ кг.}$$

Кремний окисляется полностью: 0,398 кг.

Марганец окисляется на 65 %:

$$G_{\Delta \text{Mn}} = \frac{0,497 \cdot 65}{100} = 0,323 \text{ кг.} \quad (55)$$

Хром окисляется на 50 %.

$$G_{\Delta \text{Cr}} = \frac{0,249 \cdot 50}{100} = 0,124 \text{ кг.} \quad (56)$$

Сера полностью переходит в металл.

Содержание фосфора в готовом металле должно составлять 0,035 %.

С учетом того, что фосфор в некотором количестве будет вноситься в металл с ферросплавами, принимаем его содержание равным 0,015. Следовательно, нужно окислить:

$$\Delta P = 0,040 - 0,015 = 0,025 \, \%$$

$$G_p = \frac{G_{\text{мет}} \cdot \Delta P}{100} = \frac{99,742 \cdot 0,025}{100} = 0,025 \text{ кг.}$$

Железо окисляется на 2 – 4 %.

$$G_{\Delta\text{Fe}} = \frac{97,528 \cdot 3}{100} = 2,93 \text{ кг.} \quad (57)$$

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

Принимаем $\frac{\text{FeO}}{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 3$. То есть из 10 % окислившегося Fe 7,5 %

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

Таким образом, в шлак переходит:

$$2,93 \cdot 10 / 100 = 0,293 \text{ кг Fe.}$$

Из этого количества окисляется:

до FeO

$$0,293 \cdot 75 / 100 = 0,220 \text{ кг,}$$

до Fe_2O_3

$$0,293 \cdot 25 / 100 = 0,073 \text{ кг.}$$

В зоне электрических дуг испарится

$$2,93 \cdot 90 / 100 = 2,64 \text{ кг железа.}$$

2.6.3 Определение количества шлака окислительного периода и периода расплавления

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

периода. Коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом выражается следующим соотношением:

$$\frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = \frac{\{P_{исх.} - [P]\} \cdot 230}{[P]^2 \cdot Ш_{О.П.}}, \quad (58)$$

где $\frac{(P_2O_5)}{[P]^2}$ – коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом,

$P_{исх.}$ – содержание фосфора в шихте 0,04 %,

$[P]$ – содержание фосфора в готовом металле 0,015 %.

Основность шлака $\frac{(CaO)}{(SiO_2)} = 2$; $(FeO)=12$ %.

Согласно данным Крамарова:

$$\frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = 3981. \quad (59)$$

Из выражения (58) определим количество шлака:

$$Ш_{О.П.} = \frac{(0,04 - 0,015) \cdot 229}{3981 \cdot (0,015)^2} = 6,39 \%,$$

$$G_{Ш_{О.П.}} = \frac{G_{Мет.} \cdot Ш_{О.П.}}{100} = \frac{99,742 \cdot 6,39}{100} = 6,4 \text{ кг.}$$

Таблица 20 – Количество закиси железа и образовавшихся оксидов

Реакция окисления.	Количество окислившегося элемента, кг	Потребное количество FeO, кг	Количество образовавшегося оксида, кг	Количество восстановленного в расплаве Fe, кг
$[Mn] + (FeO) = (MnO) + [Fe]$	0,323	$0,323 \cdot \frac{72}{55} = 0,423$	$0,323 \cdot \frac{71}{55} = 0,417$	$0,323 \cdot \frac{56}{55} = 0,329$
$[Si] + 2(FeO) = (SiO_2) + 2[Fe]$	0,398	$0,398 \cdot \frac{72 \cdot 2}{28} = 2,047$	$0,398 \cdot \frac{60}{28} = 0,853$	$0,398 \cdot \frac{112}{28} = 1,600$

Продолжение таблицы 20

$2[P] + 5(FeO) = (P_2O_5) + 5[Fe]$	0,025	$0,025 \cdot \frac{72 \cdot 5}{31 \cdot 2} =$ $= 0,145$	$0,025 \cdot \frac{142}{2 \cdot 31} =$ $= 0,057$	$0,025 \cdot \frac{5 \cdot 56}{2 \cdot 31} =$ $= 0,113$
–	–	$\Sigma FeO = 2,615$	–	$\Sigma Fe = 2,042$

Таблица 21 – Количество кислорода и образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента, кг	Необходимое количество кислорода, кг	Количество образовавшегося оксида, кг
$[C] + (FeO) = \{CO\} + [Fe]$	0,400	$0,400 \cdot \frac{16}{12} =$ $= 0,533$	$CO = 0,400 \cdot \frac{28}{12} = 0,932$
$Fe + \frac{1}{2}O_2 = FeO$	0,220	$0,220 \cdot \frac{16}{56} =$ $= 0,062$	$FeO = 0,220 \cdot \frac{72}{56} =$ $= 0,283$
$2Fe + \frac{3}{2}O_2 = Fe_2O_3$	0,073	$0,073 \cdot \frac{3 \cdot 16}{56 \cdot 2} =$ $= 0,031$	$Fe_2O_3 = 0,073 \cdot \frac{160}{2 \cdot 56} =$ $= 0,104$
ΣO_2	-	0,626	-

2.6.4 Определение состава шлака окислительного периода

Для простоты расчётов принимаем, что шлак в основном состоит из оксидов примесей. Для хорошей дефосфорации принимаем, что содержание в шлаке $FeO = 15 \%$, а основность 2. Часть MgO из подины перейдёт в шлак. По практическим данным содержание MgO в шлаке около 10% .

$$G_{Ш_{о.п.}} = G_{MnO} + G_{P_2O_5} + G_{Fe_2O_3} + G_{MgO} + G_{FeO} + G_{SiO_2} + G_{CaO} \quad (60)$$

Количество (MnO) , (P_2O_5) , (Fe_2O_3) , (Cr_2O_3) приведены в таблице 17 и таблице 18. Количество (FeO) и (MgO) определим отдельно.

$$G_{(FeO)} = \frac{G_{Ш_{о.п.}} \cdot (FeO)}{100} = \frac{6,4 \cdot 12}{100} = 0,768 \text{ кг.} \quad (61)$$

$$G_{MgO} = \frac{G_{Ш_{о.п.}} \cdot (MgO)}{100} = \frac{6,4 \cdot 10}{100} = 0,64 \text{ кг.} \quad (62)$$

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

$$(CaO) = 2 \cdot (SiO_2). \quad (63)$$

Подставляя уравнение (63) в уравнение (60) можно выразить:

$$6,4 = 0,417 + 0,057 + 0,104 + 0,64 + 0,768 + G_{SiO_2} + 2 G_{SiO_2},$$

$$G_{CaO} = 2,94; G_{SiO_2} = 1,47.$$

Таблица 22 – Вес и состав шлака окислительного периода

Окисел	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	Σ
Вес, кг	2,94	1,47	0,417	0,768	0,104	0,057	0,64	6,4
Вес, %	45,94	22,97	6,52	12,00	1,63	0,89	10,00	100

2.6.5 Определение расхода извести и кварцита

В результате окисления Si (таблица 20) в состав шлака входит $G_{(SiO_2)} = 0,853$ кг. Присадкой кварцита необходимо внести кремнезёма:

$$G_{(SiO_2)} = 1,47 - 0,853 = 0,617 \text{ кг}, \quad (64)$$

Тогда общий расход кварцита $G_{КВ.}$ (в кварците 98 % SiO₂. Таблица 15) для обеспечения заданной основности шлака:

$$G_{КВ.} = \frac{0,617 \cdot 100}{98} = 0,629 \text{ кг}.$$

Расход извести:

$$G_{изв.} = \frac{2,94 \cdot 100}{92} = 3,196 \text{ кг}.$$

В случае замены извести известняком расход известняка составит:

$$G_{CaCO_3} = 3,196 \cdot 96 / 56 = 5,479 \text{ кг}.$$

2.6.6 Определение расхода железной руды

Для поддержания в шлаке (FeO) = 12 % требуется 0,768 кг, но в шлаке уже есть 0,283 кг, т.о. потребность в FeO составит:

$$0,768 - 0,283 = 0,485 \text{ кг.}$$

При окислении Mn, Si, P, Cr тратится 2,615 кг FeO (таблица 21), то общая потребность в FeO равна:

$$0,485 + 2,615 = 3,095 \text{ кг.}$$

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

$$G_{(Fe_2O_3)} = \frac{3,095 \cdot 160}{3 \cdot 72} = 2,293 \text{ кг.} \quad (65)$$

Необходимо будет в печь присадить железной руды:

$$G_{ж.р.} = \frac{Fe_2O_3 \cdot 100}{(Fe_2O_3)_{ж.р.}} = \frac{2,293 \cdot 100}{90} = 2,548 \text{ кг.}$$

Таблица 23 – Химический состав металла в конце окислительного периода

Элемент	Внесено шихтовыми материалами, кг	Окислилось в период плавления и окислительный период, кг	Осталось в конце окислительного периода, кг	Состав, %
C	0,548	0,400	0,148	0,151
Si	0,398	0,398	0,000	0,000
Mn	0,497	0,323	0,174	0,178
P	0,035	0,020	0,015	0,015
S	0,04	0,000	0,040	0,041
Cu	0,249	0,000	0,249	0,255
Ni	0,249	0,000	0,249	0,255
Cr	0,199	0,000	0,199	0,204
Fe	97,528	2,933	97,538-2,933+ +2,042 = 96,647	98,901
			Σ = 97,721	Σ = 100

2.6.7 Внепечная обработка

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

Принимаем содержание серы в готовом металле 0,015 %. В конце окислительного периода металл содержал (таблица 21) 0,041 % S. Таким образом, необходимо удалить:

$$0,041 - 0,015 = 0,025 \text{ \%}.$$

Это количество соответствует:

$$G_S = \frac{G_{Me.} \cdot S}{100} = \frac{97,721 \cdot 0,025}{100} = 0,024 \text{ кг.} \quad (66)$$

Для промышленной печи коэффициент распределения серы между металлом и шлаком:

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

Шлак содержит S:

$$(S) = L_S \cdot [S] = 40 \cdot 0,015 = 0,6\%. \quad (67)$$

Отсюда количество шлака периода внепечной обработки $\Pi_{В.П.}$ составит

$$\Pi_{В.П.} = \frac{G_S}{(S)} \cdot 100 = \frac{0,024}{0,6} \cdot 100 = 4 \text{ кг.} \quad (68)$$

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

$$G_{FeO} = \frac{\Pi_{В.П.} \cdot (FeO)_{В.П.}}{100}; \quad (69)$$

$$G_{FeO} = \frac{4 \cdot 6}{100} = 0,24 \text{ кг.}$$

По практическим данным, шлак периода внепечной обработки наводится из шлаковой смеси ($G_{ШЛ.СМ.}$), в состав которой входит CaO, CaF₂ и шамот в соответствии 5:1:1:

$$G_{ШЛ.СМ.} = \Pi_{В.П.} - G_{FeO, \text{,}} \quad (70)$$

$$G_{\text{шл.см.}} = 4 - 0,24 = 3,76 \text{ кг.}$$

В шлаковой смеси содержится:

$$G_{\text{изв.}} = \frac{G_{\text{шл.см.}} \cdot 5}{7} = \frac{3,76 \cdot 5}{7} = 2,68 \text{ кг.} \quad (71)$$

$$G_{\text{шам.}} = G_{\text{пл.шп.}} = \frac{G_{\text{шл.см.}} \cdot 1}{7} = \frac{3,76 \cdot 1}{7} = 0,537 \text{ кг.}$$

Таблица 24 – Состав шлака периода внепечной обработки

Источник поступления	Кол-во, кг	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Известь	2,68	2,466	0,067	–	0,088	–	–	0,027	–
Шамот	0,537	–	0,338	–	–	–	–	0,188	–
Плавиновый шпат	0,537	–	0,021	–	–	0,510	–	–	–
Окисление железа (воздухом)	0,24	–	–	0,24	–	–	–	–	–
Поступает при десульфурации	–	–	–	–	–	–	0,015	–	–
Итого, кг.	–	2,466	0,426	0,240	0,088	0,510	0,015	0,215	3,961
Состав, %.	–	62,26	10,77	6,06	2,22	12,88	0,38	5,43	100

* – принимаем что CaF₂ полностью переходит в шлак.

2.6.8 Определение количества раскислителей и легирующих

Потребность в раскислителях и легирующих определяется по формуле:

$$G_{(\text{Fe})_{\text{спл.}}} = \frac{G_{\text{Ме.}} \cdot ([X]_{\text{г.мет.}} - [X]_{\text{к.о.п.}})}{[X]_{(\text{Fe})_{\text{спл.}}} \cdot \eta} \cdot 100, \quad (72)$$

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

$[X]_{\text{г.мет.}}$ – содержание легирующего элемента в готовом металле, (таблица 16), %.

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

$[X]_{(Fe)_{спл.}}$ – содержание легирующего элемента в ферросплаве (таблица 14), %.

η – коэффициент усвоения легирующего элемента из данного ферросплава.

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

Используя выражение (72) определяем необходимое количество силикомарганца из расчёта получения в готовой стали $[Mn] = 0,65$ %, вес металла условно принимаем равным весу металла в конце окислительного периода (таблица 21) $G_{мет} = 97,721$ кг, $[Mn]_{СМн.} = 65$ %.

$$G_{СМн} = \frac{G_{мет} \cdot ([X]_{Г.мет.} - [X]_{К.О.П.})}{[X]_{(Fe)_{спл.}} \cdot \eta} \cdot 100, \quad (73)$$

$$G_{СМн} = \frac{97,721 \cdot (1,38 - 0,174)}{65 \cdot 97} \cdot 100 = 1,87 \text{ кг.}$$

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

$$[Si] = \frac{G_{СМн} \cdot [Si]_{СМн} \cdot \eta_{Si}}{G_{Me} \cdot 100} = \frac{1,87 \cdot 24 \cdot 70}{97,721 \cdot 100} = 0,321 \text{ %}. \quad (74)$$

Расход порошкообразного ФС 75 определим исходя из процентного содержания в готовом металле $[Si] = 0,5$ %, $\eta_{Si} = 50$ %, на легирование и 50 % на диффузионное раскисление.

$$G_{ФС} = \frac{97,721 \cdot (0,5 - 0,321)}{75 \cdot 50} \cdot 100 = 0,466 \text{ кг.}$$

По практическим данным расход кокса на раскисление составляет $g_k = 1$ кг/т.

$$G_k = g_k \cdot G_{\text{мет}} = \frac{1 \cdot 97,721}{10^3} = 0,098 \text{ кг.} \quad (75)$$

Таблица 25 – Раскисление шлака коксом и ферросилицием

Реакция	Расход раскислителя, кг	Восстанавливается закиси железа, кг	Переходит в металл и остаётся в шлаке при раскислении, кг
$(\text{FeO}) + \text{C}_k =$ $= [\text{Fe}] + \{\text{CO}\}$	$G_c = \frac{G_k \cdot [\text{C}]_k \cdot K_c^*}{10^4} =$ $= \frac{0,098 \cdot 82 \cdot 30}{10^4} = 0,024$	$G_{\text{FeO}}^C = \frac{G_c \cdot M_{\text{FeO}}}{M_c} =$ $= \frac{0,024 \cdot 72}{12} = 0,144$	$G_{\text{Fe}}^C = \frac{G_c \cdot M_{\text{Fe}}}{M_c} =$ $= \frac{0,024 \cdot 56}{12} = 0,112$
$2(\text{FeO}) + \text{Si}_{\text{ФС}} =$ $= [\text{Fe}] + (\text{SiO}_2)$	$G_{\text{Si}} = \frac{G_{\text{ФС}} \cdot \text{Si}_{\text{ФС}} \cdot k_{\text{Si}}^{**}}{10^6} =$ $= \frac{0,466 \cdot 75 \cdot 50 \cdot 30}{10^6} =$ $= 0,052$	$G_{\text{FeO}} = \frac{G_{\text{мет}} \cdot 2M_{\text{FeO}}}{M_{\text{Si}}} =$ $= \frac{0,052 \cdot 2 \cdot 72}{28} = 0,27$	$G_{\text{Fe}}^{\text{Si}} = \frac{G_{\text{Si}} \cdot 2M_{\text{Fe}}}{M_{\text{Si}}} =$ $= \frac{0,052 \cdot 112}{28} = 0,208$ $G_{\text{SiO}_2} = \frac{G_{\text{Si}} \cdot M_{\text{SiO}_2}}{M_{\text{Si}}} =$ $= \frac{0,052 \cdot 60}{28} = 0,111$
		$\Sigma \text{FeO} = 0,414$	

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

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

Уточнённый состав шлака периода выпечной обработки определяем с использованием таблиц 24 и 25.

Таблица 26 – Уточнённый состав шлака периода выпечной обработки

Источники поступления	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Предварительный состав шлака, кг	2,466	0,426	0,240	0,088	0,510	0,015	0,215	3,961
Восстановилось из шлака, кг	–	–	0,187	–	–	–	–	–
Образовалось в шлаке, кг	–	0,111	–	–	–	–	–	–
Итого, кг	2,466	0,537	0,053	0,088	0,51	0,015	0,215	3,884
Итого, %	63,49	13,83	1,36	2,27	13,13	0,39	5,54	100

Таблица 27 – Количество элементов внесённых ферросплавами

Ферро- сплав	Элемент, %			
	Si	Mn	Cr	Fe
СМн20	$\frac{G_{\text{СМн}} \cdot [\text{Si}]_{\text{СМн}} \cdot \eta_{\text{Si}}}{10^4} =$ $= \frac{1,87 \cdot 24 \cdot 70}{10^4} = 0,314$	$\frac{G_{\text{СМн}} \cdot [\text{Mn}]_{\text{СМн}} \cdot \eta_{\text{Mn}}}{10^4} =$ $= \frac{1,87 \cdot 97 \cdot 70}{10^4} = 1,27$	–	$\frac{G_{\text{СМн}} \cdot [\text{Fe}]_{\text{СМн}} \cdot \eta_{\text{Fe}}}{100} =$ $= \frac{1,87 \cdot 4,87 \cdot 1}{100} = 0,091$
ФС75	$\frac{G_{\text{ФС}} \cdot [\text{Si}]_{\text{ФС}} \cdot \eta_{\text{Si}}}{10^4} =$ $= \frac{0,466 \cdot 75 \cdot 50}{10^4} =$ $= 0,175$	–	–	$\frac{G_{\text{ФС}} \cdot [\text{Fe}]_{\text{ФС}} \cdot \eta_{\text{Fe}}}{100} =$ $= \frac{0,466 \cdot 24,9 \cdot 1}{100} =$ $= 0,116$
Σ	0,489	1,27	-	0,207

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

2.6.9 Определение состава готового металла

При расчёте шихтовки по углероду было определено, что $\Delta C_{\text{в.п.}} = 0,032 \%$. Это соответствует:

$$G_{\text{С.п.}} = \frac{G_{\text{мет}} \cdot \Delta C_{\text{в.п.}}}{100} = \frac{97,721 \cdot 0,032}{100} = 0,031 \text{ кг.} \quad (76)$$

При окислении углерода воздухом, проходящим через печь, имеет место реакция: $2\text{Fe} + \text{O}_2 = 2\text{FeO}$, из металла окисляется железо в количестве:

$$G_{\text{Fe}} = \frac{G_{\text{FeO}} \cdot M_{\text{ш}}}{M_{\text{FeO}}} = \frac{0,24 \cdot 56}{72} = 0,187 \text{ кг.} \quad (77)$$

Таблица 28 – Химический состав готового металла

Источник поступления	Элемент									
	C	Si	Mn	P	S	Cu	Ni	Cr	Fe	Σ
Кол-во эл-тов в конце окислительного периода, кг	0,148	0	0,174	0,015	0,04	0,249	0,249	0,25	96,647	–
Внесено ферросплавами, кг	0,031	0,489	1,27	–	-	–	–	-	0,527	–
Удалено в восстановительный период, кг	–	–	–	–	0,015	-	–	0,187	–	–
Итого, кг	0,179	0,489	1,444	0,015	0,025	0,249	0,249	0,25	96,987	99,887
Состав, %	0,18	0,49	1,45	0,02	0,03	0,25	0,25	0,25	97,10	100

2.6.10 Определение расхода шихтовых материалов на выплавку 1 т стали

Расход углеродистого лома определяем по формуле

$$g_{\text{ш.м.}} = \frac{G_{\text{ш.м.}} \cdot 1000}{G_{\text{мет.}}} = \frac{99,493 \cdot 1000}{99,887} = 996,05 \text{ кг.} \quad (78)$$

Аналогично определяем расход остальных материалов необходимых для выплавки стали.

$$\text{Кокс} \quad \frac{(0,507 + 0,098) \cdot 1000}{99,887} = 6,06 \text{ кг.}$$

$$\text{Известь} \quad \frac{(2,68 + 3,196) \cdot 1000}{99,887} = 58,83 \text{ кг.}$$

$$\text{Кварцит} \quad \frac{0,629 \cdot 1000}{99,887} = 6,3 \text{ кг.}$$

$$\text{Шамот} \quad \frac{0,537 \cdot 1000}{99,887} = 5,38 \text{ кг.}$$

$$\text{Плавиковый шпат} \quad \frac{0,537 \cdot 1000}{99,887} = 5,38 \text{ кг.}$$

$$\text{Газообразный технический кислород} \quad \frac{0,626 \cdot 1000}{99,887} = 6,27 \text{ кг.}$$

$$\text{Железная руда} \quad \frac{2,548 \cdot 1000}{99,887} = 25,51 \text{ кг.}$$

$$\text{Силикомарганец} \quad \frac{1,87 \cdot 1000}{99,887} = 18,72 \text{ кг.}$$

$$\text{Ферросилиций} \quad \frac{0,466 \cdot 1000}{99,887} = 4,67 \text{ кг.}$$

$$\text{Алюминий} \quad \frac{0,058 \cdot 1000}{99,887} = 0,58 \text{ кг.}$$

2.7 Расчёт оборудования печного пролёта

2.7.1 Расчёт количества дуговых сталеплавильных печей

Количество печей рассчитывается по формуле:

$$Z = \frac{100 \cdot \Pi_{ц} \cdot T}{24 \cdot \Phi \cdot M \cdot B}, \quad (79)$$

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

T – средняя продолжительность плавки, ч;

Φ – фонд времени работы печи сут/год;

M – масса одной плавки по жидкому металлу, т;

B – выход годного по цеху, %.

Средняя продолжительность плавки (T) складывается из следующих стадий:

$$T = t_{\text{запр}} + t_{\text{зав}} + t_{\text{эл}} + t_{\text{распл}} + t_{\text{ок}} + t_{\text{вып}} \quad (80)$$

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

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

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

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

Продолжительность расплавления при включенной печи рассчитывается по формуле:

$$t_{\text{вкл}} = \frac{W_{\text{эл}} \cdot \eta_{\text{ит}} \cdot \eta_{\text{эл}} + P_{\text{пот}} \cdot t_{\text{выкл}}}{P_{\text{ср}} \cdot \eta_{\text{ср}} \cdot b / G + W_{\text{к}} + W_{\text{ткг}} - P_{\text{пот}}}, \quad (81)$$

где $W_{\text{эл}}$ – фактический удельный расход электроэнергии на расплавление завалки в печах от 3 до 100 т на плавках конструкционных марок сталей принимается $380 \cdot 3,6 = 13684$ МДж;

$\eta_{\text{эл}}$ – электрический к.п.д. печной установки, для печей вместимостью от 3 до 100 т принимается 0,94;

$\eta_{\text{ит}}$ – коэффициент, учитывающий полноту использования тепловой энергии на нагрев, плавление и перегрев над ликвидусом металла и шлака для печей вместимостью 100 т = 0,82;

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

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

Для печей нормальной мощности $P = 0,65S$.

S – установленная мощность трансформатора, принимаем 95 кВА

Тогда $0,65 \cdot 95 \cdot 3600 = 222300$ МДж;

G – масса жидкого металла, 100 т.

B – выход жидкого металла на 1 т лома.

Составляем пропорцию на 100 т. приходится 110 т. лома, а на B приходится 1 т. лома, следовательно:

$$B = \frac{100}{110} = 0,9 \text{ т.}$$

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

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

$$W_{ткг} = Q_p \cdot V_{пр.г},$$

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

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

Тогда $W_{ткг} = 35 \cdot 8 = 280$

$$t_{вкл} = \frac{13684 \cdot 0,94 \cdot 0,82 + 190 \cdot 0,08}{222300 \cdot 0,94 \cdot 0,9 / 100 + 250 + 280 - 190} = 25 \text{ мин.}$$

Находим $t_{распл}$, $25+5=30$ мин.

Продолжительность окислительного периода ($t_{ок}$) при плавки стали одношлаковым процессом принимается = 13 мин.

Продолжительность выпуска ($t_{вып}$) из 100-т печи = 2 мин.

Подставляем значения:

$$T = 2,5 + 2,5 + 2,5 + 30 + 13 + 1,5 = 52 \text{ мин.}$$

Фонд времени работы печи – Φ , равный 313 сут.

Подставляем значения:

$$Z = \frac{100 \cdot 12000000 \cdot 0,86}{24 \cdot 313 \cdot 98 \cdot 100} = 1,4.$$

Принимаем 2 печи.

Количество плавов в сутки

$$N = \frac{\Pi_{ц}}{B \cdot \Phi} \quad (82)$$

$$N = \frac{1200000}{98 \cdot 313} = 39 \text{ плавов.}$$

2.7.2 Расчёт количества кранов печного пролёта

Грузоподъёмность кранов печного пролёта для 100 тонной печи 180\63\20 т.

Количество кранов печного пролёта n определяется из соотношения:

$$n = \frac{N \cdot T_{кр} \cdot K}{1440 \cdot \nu}, \quad (83)$$

где N – количество плавков по цеху за сутки;

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

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

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

Задолженность крана печного пролёта складывается из продолжительности следующих видов работ:

t_1 – подготовка заправочной машины 5 мин;

t_2 – заправка печи заправочной машины 4 мин;

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

t_4 – загрузка шихты в печь 6 мин;

t_6 – замена короткого электрода на печи 5 мин;

t_7 – перепуск одного электрода на печи 5 мин;

t_8 – подача электрода и наращивание 1,5 мин;

t_9 – подача инструмента к печи 5 мин.

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

$$n = \frac{39 \cdot 41 \cdot 1,1}{1440 \cdot 0,8} = 1,5 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 крана.

2.7.3 Расчёт количества шлаковых чаш

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

Расчёт проводится по формуле:

$$n = \left(Z + \frac{N \cdot t_{об}}{24} \right) \cdot K + \left(\frac{N \cdot M_{ш} \cdot t_{об}}{24 \cdot \rho \cdot V \cdot A} \right) + 2, \quad (84)$$

где Z – количество печей;

N – количество плавов по цеху в сутки;

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

$\rho = 3$ – плотность шлака, т/м³;

$V = 16$ – номинальный объём шлаковой чаши, м³;

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

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

$$n = \left(2 + \frac{39 \cdot 1}{24} \right) \cdot 1,2 + \frac{39 \cdot 11 \cdot 1}{24 \cdot 3 \cdot 16 \cdot 0,8} + 2 = 6,8.$$

Принимаем 7 чаш.

2.4 Расчёт оборудования бункерного пролёта

2.4.1 Расчёт количества бункеров для сыпучих материалов

Объём бункеров для хранения сыпучих материалов определяем по формуле:

$$V_{общ} = \frac{A \cdot P}{Y \cdot K}, \quad (85)$$

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

P – норма запаса материала;

Y – насыпная масса материала в бункере т/м³;

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

Количество бункеров под материал:

$$n = \frac{V_i}{V_6}. \quad (86)$$

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

1. Для FeSi 75.

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

где a – удельный расход FeSi кг/т;

N – количество плавов по цеху 39;

$G = 100$ – масса одной плавки, т.

$$A = 4,67 \cdot 39 \cdot 100 / 1000 = 18,2 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения FeSi 75:

$$V = \frac{18,2 \cdot 3}{1,5 \cdot 0,8} = 45,5 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под FeSi 75:

$$n = \frac{45,5}{30} = 2 \text{ шт.}$$

2. Для железной руды.

$$A = 25,51 \cdot 39 \cdot 100 / 1000 = 99,5 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения железной руды:

$$V = \frac{99,5 \cdot 3}{2,7 \cdot 0,8} = 138,2 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под железную руду:

$$n = \frac{138,2}{30} = 5 \text{ шт.}$$

3. Для извести:

$$A = 58,83 \cdot 39 \cdot 100 / 1000 = 229,4 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения извести:

$$V = \frac{229,4 \cdot 1}{0,8 \cdot 0,8} = 358,4 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под извести:

$$n = \frac{358,4}{30} = 12 \text{ шт.}$$

4. Для силикомарганца:

$$A = 18,72 \cdot 39 \cdot 100 / 1000 = 73 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения SiMn:

$$V = \frac{73 \cdot 3}{3 \cdot 0,8} = 91,3 \text{ м}^3$$

Количество бункеров под SiMn:

$$n = \frac{91,3}{30} = 3 \text{ шт.}$$

5. Для плавикового шпата:

$$A = 5,38 \cdot 39 \cdot 100 / 1000 = 21 \text{ т/сут.}$$

Объём бункеров для хранения плавикового шпата:

$$V = \frac{21 \cdot 3}{1,7 \cdot 0,8} = 46,3 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров под плавиковый шпат:

$$n = \frac{46,3}{30} = 2 \text{ шт.}$$

Суммарное количество бункеров для ферросплавов составляет:

$$\Sigma V = 24 \text{ шт.}$$

2.8. Расчёт оборудования пролёта внепечной обработки

2.8.1 Расчёт количества агрегатов комплексной обработки стали (АКОС)

$$n = \frac{N \cdot T}{1440}, \quad (87)$$

где N – количество плавов в цехе, 39;

T – задолженность агрегата на одну плавку, мин;

Задолженность агрегата складывается из:

- ожидание сталеразливочного ковша с плавкой включая перестановку ковша и подачу сталевого под агрегат, 10 мин;
- продувка аргоном для усреднения ванны, 3 мин;
- отбор пробы металла, замер температуры, ожидание анализа, 10 мин;
- присадка ферросплавов, вдувание порошков, подогрев расплава, 20 мин;
- ожидание передачи ковша на вакуумную установку или МНЛЗ, 10 мин;

$$n = \frac{39 \cdot 53}{1440} = 1,4.$$

Принимаем 2 АКОСа.

2.8.2 Расчет количества вакуумкамер

Расчёт количества вакуумкамер производится по формуле:

$$n = \frac{Z \cdot T}{1440}, \quad (88)$$

где n – количество вакуумкамер;

Z – количество плавов за сутки;

T – задолженность агрегата на одну плавку;

Т складывается из продолжительности следующих операций:

- ожидание сталеразливочного ковша с плавкой, включающую подачу ковша сталевозом под установку, $\tau_1 = 7$ мин;
- обработка металла вакуумом с корректировкой химического состава 30 мин;
- подъем камеры, выдача ковша из-под установки ожидание передачи на МНЛЗ – 7 минут;
- неучтенные работы составляют 10 % от учтенных.

Общая продолжительность:

$$T_1 = 7 + 30 + 7 = 44 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ принимают равным 10 % от учтенных.

$$T_2 = 44 \cdot 0,1 = 4,4 \text{ мин.}$$

$$T = 44 + 4,4 = 48,4 \text{ мин.}$$

$$n = \frac{19 \cdot 48,4}{1440} = 0,64 \text{ шт.}$$

19 – количество плавов идет на вакуумирование.

Принимаем количество циркуляционных вакууматоров равное 1 шт.

2.8.3 Расчёт количества сталеразливочных ковшей [3]

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

$$n = \frac{Z \cdot T_1}{1440} + \frac{Z \cdot T_2}{24 \cdot m} + 2, \quad (89)$$

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

T_1 – задолженность ковша на одну плавку, мин.;

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

m – средняя стойкость рабочей футеровки, шт.

Задолженность ковша на плавку складывается из следующих операций:

- передача ковша со стенда для сушки на сталеvoz – 5 мин.;
- ожидание выпуска плавки – 5 мин.;
- выпуск плавки – 2,5 мин.;
- подача ковша с металлом на установку для внепечной обработки – 5 мин.;
- внепечная обработка – 73,1 мин.;
- передача ковша на МНЛЗ – 5 мин.;
- разливка металла – 54,20 мин.;
- слив шлака из ковша – 4 мин.;
- охлаждение ковша – 180 мин.

$$T_1 = 5 + 5 + 2,5 + 5 + 53,9 + 4 + 54,2 + 6 + 180 = 334,8 \text{ минут}$$

T_2 – текущий ремонт ковша, включая удаление скрапины, удаление шиберного затвора, очистку. Принимаем $T_2 = 420$ мин

$$n = \frac{39 \cdot 334,8}{1440} + \frac{49,15 \cdot 7}{24 \cdot 40} + 2 = 11 \text{ шт.}$$

Принимаем 11 ковшей.

2.8.4 Расчет количества кранов

Количество кранов n определяется из соотношения:

$$n = N \cdot T_{\text{кр}} \cdot \frac{K}{1440 \cdot \psi}$$

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

Расчёт количества литейных кранов:

- подъём со сталеvoза – 2 мин.

- вакуумирование – 2 мин.
- установка на стенд МНЛЗ – 2 мин.
- съём со стенда МНЛЗ – 2 мин.
- кантовка шлака – 2 мин.
- стенд для охлаждения – 2 мин.
- стенд для выдавливания стаканов – 2 мин.
- стенд подготовки к плавке – 2 мин.
- стенд для сушки – 2 мин.
- сталевоз – 2 мин.

$$T_1 = 2+2+2+2+2+2+2+2+2+2= 20 \text{ мин.}$$

При выходе ковша на холодный ремонт:

- съём со стенда – 2 мин.
- стенд для охлаждения – 2 мин.
- установка на стенд для ломки футеровки – 2 мин.
- ремонтная яма – 2 мин.
- стенд для сушки – 2 мин.
- стенд для подготовки к плавке – 2 мин.

$$T_2 = 2 + 2 + 2 + 2 + 2 + 2 = 12 \text{ мин.}$$

Общая продолжительность: $T = 20 + 12 = 32 \text{ мин.}$

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

$$T = 32 \cdot 0,1 = 3,2 \text{ мин.}$$

Общее время: $T = 45 + 3,2 = 48,2 \text{ мин.}$

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

$$T_{кр} = 48,2 \text{ мин, } v=0,7.$$

$$n=39 \cdot 48,2 \cdot 1,15 / 1440 / 0,7 = 2.$$

Принимаем количество кранов равное 2 шт.

2.9 Расчет количества основного оборудования для разливки стали

2.9.1 Расчёт количества промежуточных ковшей

Количество промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n = \frac{T \cdot N}{24 \cdot C_t} + 1, \quad (90)$$

где T – продолжительность ремонта футеровки ковша:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8 + t_9 + t_{10}, \quad (100)$$

где t_1 – смены ковша на МНЛЗ 0,05ч.;

t_2 – охлаждение футеровки 3 часа;

t_3 – выдавливание стакана 0,5 часа;

t_4 – ломка футеровки 0,5 часа;

t_5 – кладка арматурного слоя футеровки 1 часа;

t_6 – выполнение наливной футеровки 6 часов;

t_7 – сушка футеровки 14 часов;

t_8 – установка гнездового кирпича, сталеразливочных стаканчиков 1 час;

t_9 – разогрев футеровки 3 часа;

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

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

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

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

$$n = \frac{29,95 \cdot 39}{24 \cdot 12} + 1 = 5.$$

Принимаем 5 промежуточных ковшей.

2.9.2 Расчёт количества стандов для сушки промежуточных ковшей

Количество стандов для сушки футеровки промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{T \cdot N}{24 \cdot C_t}, \quad (101)$$

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

N – количество плавов в цехе за сутки;

C_t – стойкость промежуточного ковша, 12 плавов.

$$n_c = \frac{14 \cdot 39}{24 \cdot 12} = 1,6 \text{ стенда.}$$

Принимаем 2 стенда.

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

$$n_{л.ф.} = \frac{0,5 \cdot 39}{24 \cdot 8} = 0,101.$$

Принимаем 1 стенд для ломки футеровки ковшей.

$$n_{кл.ф.} = \frac{(1 + 0,83) \cdot 39}{24 \cdot 8} = 0,37.$$

Принимаем 1 стенд для кладки футеровки ковшей.

2.9.3 Определение производительности и основных параметров МНЛЗ

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

$$P = \frac{1440 \cdot M}{n \cdot T_1 + T_2} \cdot n \cdot K_v \cdot \Phi, \quad (102)$$

где M – масса одной плавки, т;

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

T_1 – продолжительность разливки одной плавки, мин;

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

K_v – выход годных литых заготовок;

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

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

$$K_B = \frac{(M - \Pi)}{M}, \quad (103)$$

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

Выход годных заготовок при разливке плавки массой 100 т на двухручевой машине, отливающей заготовки сечением 250·1000 мм.

Длина головной обрезе на один ручей принимаем равной 300 мм, тогда масса головной обрезе на плавку составит: $0,3 \cdot 2 \cdot 1950 = 1170$ кг, здесь 1170 – масса (кг) погонного метра заготовки сечением 250 · 1000 мм.

Длину хвостовой обрезе с учетом усадки металла в конце кристаллизации применяем равной 700 мм, тогда масса хвостовой обрезе на одну плавку составит: $0,7 \cdot 2 \cdot 1950 = 2730$ кг.

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

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

Масса аварийного скрапа (при норме 5 кг/т жидкого) составит: $5 \cdot 100 = 500$ кг.

Потери металла из-за окисления поверхности горячего слитка воздухом при норме 2 кг/т жидкого составят: $2 \cdot 100 = 200$ кг.

Общая масса отходов составит:

$$1170 + 2730 + 200 + 500 + 500 + 200 = 5300 \text{ кг} = 5,30 \text{ т.}$$

Выход годного: $(100 - 5,30) / 100 = 0,947$ т. или 94,7 %.

Продолжительность разливки одной плавки оценивается по формуле:

$$T_1 = \frac{1000 \cdot M}{V \cdot n_p \cdot m \cdot K_p} \text{ мин.}, \quad (104)$$

где M – масса плавки, (100 т);

V – оптимальная скорость при разливки металла, (1,1 м/мин);

n_p – количество ручьев, (2);

m – масса погонного метра заготовки, (1950 кг);

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

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

$$V = \frac{K \cdot \left(1 + \frac{a}{b}\right)}{b}, \quad (105)$$

где K – коэффициент, величина которого зависит от марки стали и вида литых заготовок, $K = 0,11$;

a – толщина слитка, (0,250 м);

b – ширина слитка, (1 м).

Выход годных заготовок составит 0,9.

$$V = \frac{0,11 \cdot \left(1 + \frac{1}{0,250}\right)}{1} = 1,1 \text{ м/мин.};$$

$$T_1 = \frac{1000 \cdot 100}{1,1 \cdot 2 \cdot 1950 \cdot 0,9} = 25,9 \text{ мин.};$$

Данная продолжительность меньше максимальной 75 мин.

Годовая производительность МНЛЗ будет равна

$$P = \frac{1440 \cdot 100}{3 \cdot 25,9 + 50} \cdot 3 \cdot 0,947 \cdot 320 = 986535,6 \text{ т/год};$$

Находим количество годных заготовок при разливке электроплавки массой 100 т

на четырехручьевой машине, отливающей заготовки сечением 300·300 мм.

Длина головной обрезки на один ручей принимаем равной 300 мм, тогда масса головной обрезки на плавку составит: $0,3 \cdot 4 \cdot 702 = 842,4$ кг, здесь 702 – масса (кг) погонного метра заготовки сечением 300 · 300 мм.

Длину хвостовой обрезки с учетом усадки металла в конце кристаллизации применяем равной 700 мм, тогда масса хвостовой обрезки на одну плавку составит: $0,7 \cdot 4 \cdot 702 = 1965,6$ кг.

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

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

Масса аварийного скрапа (при норме 5 кг/т жидкого) составит: $5 \cdot 100 = 500$ кг.

Потери металла из-за окисления поверхности горячего слитка воздухом при норме 2 кг/т жидкого составят: $2 \cdot 100 = 200$ кг.

Общая масса отходов составит [26]:

$$842,4 + 1965,6 + 200 + 500 + 500 + 200 = 4208 \text{ кг} = 4,208 \text{ т.}$$

Выход годного: $(100 - 4,208) / 100 = 0,958 \text{ т.}$ или 95,8 %.

Продолжительность разливки одной плавки оценивается по формуле:

$$T_1 = \frac{1000 \cdot M}{V \cdot n_p \cdot m \cdot K_p} \text{ мин.}, \quad (106)$$

где M – масса плавки, (100 т);

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

n_p – количество ручьев, (4);

m – масса погонного метра заготовки, (702 кг);

K_p – коэффициент, для учета непредвиденных потерь времени при розливке металла, (0,9).

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

$$V = \frac{K \cdot \left(1 + \frac{a}{b}\right)}{b}, \quad (107)$$

где K – коэффициент, величина которого зависит от марки стали и вида литых заготовок, $K = 0,11$;

a – толщина слитка, (0,300 м);

b – ширина слитка, (0,300 м).

Выход годных заготовок составит 0,9.

$$V = \frac{0,11 \cdot \left(1 + \frac{0,300}{0,300}\right)}{0,300} = 0,73 \text{ м/мин.};$$

$$T_1 = \frac{1000 \cdot 100}{0,73 \cdot 4 \cdot 702 \cdot 0,9} = 54,20 \text{ мин.};$$

Данная продолжительность меньше максимальной 75 мин.

Годовая производительность МНЛЗ будет равна

$$P = \frac{1440 \cdot 100}{3 \cdot 54,20 + 50} \cdot 3 \cdot 0,958 \cdot 330 = 642391,7 \text{ т/год};$$

3 Результаты проведенной разработки

3.1 Технология выплавки и разливки стали марки 17Г1С

Технология плавки стали в дуговой печи зависит от состава выплавляемой стали и предъявляемым к ней требованиям, а также качеством используемой шихты.

Углеродистая шихта характеризуется повышенным содержанием углерода, фосфора, серы и отсутствием или незначительным количеством легирующих элементов.

Плавка стали на свежей шихте включает следующие этапы:

- 1) подготовка всех шихтовых материалов применяемых в плавке,
- 2) подготовка электропечи к плавке стали,
- 3) загрузка шихты в сталеплавильную печь,
- 4) период плавления шихты,
- 5) окислительный период плавки,
- 6) внепечная обработка стали.

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

Металлическая часть. Нелегированный (углеродистый) лом не должен быть загрязнён цветными металлами (свинцом, цинком, оловом и др.), особенно медью и мышьяком, которые практически полностью переходят их шихты в металл и могут оказать существенное влияние на его свойства. Металлический лом должен иметь определённые габариты.

Для выплавки стали марки 17Г1С в завалку лома в печь осуществляют мостовым краном грузоподъемностью 160 тонн в течении 2,5 минут. Расход углеродистого лома на 1 плавку 100 тонной печи составляет 996,05 кг/т.

Шлакообразующие. При выплавке стали в дуговой печи для образования основного шлака используют известь, известняк, плавиковый шпат, шамотный бой и песок можно использовать необожжённый известняк, содержащий не менее 97 %

Для выплавки кремнемарганцовистой стали используют свежееобожжённую известь, 5,83 кг/т. Вместо извести в окислительный период CaCO_3 .

Для разжижения высокоосновных шлаков применяют плавиковый шпат, песок и шамотный бой. Расход плавикового шпата 5,38 кг/т.

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

Руда должна соответствовать требованиям по химическому составу. Иногда вместо руды применяют различные заменители — агломерат , прокатная окалина и металлизированные окатыши.

В качестве окислителей в печь вводят: железную руду 25,51 кг/т и окалину собственного прокатного производства и технический газообразный кислород — 6,27 кг/т. Кислород вводят на этапе внепечной обработки стали, АКОСе, через пористые огнеупорные вставки.

Для раскисления и легирования используют алюминий, никель, хром, марганец, молибден, титан. А также ферросплавы различных марок: ферросилиций, ферромарганец, феррохром, феррованадий, ферромolibден, ферротитан, и комплексные сплавы: силикомарганец, силикокальций и т.д.

Раскислителями и легирующими элементами для сплава 17Г1С являются ферросилиций в количестве 4,67 кг/т и силикомарганец 18,72 кг/т.

Науглероживатели. Для повышение содержания углерода в металле применяют главным образом кокс, электродный бой и жидкий и твердый чугуны. Основное требование, предъявляемое к науглероживателям, чистота по содержанию серы и фосфора и низкая зольность.

Для науглераживания стали 17Г1С применяется кокс, 6,06 кг/т.

3.2 Подготовка печи к плавке

Огнеупорная футеровка электросталеплавильной печи от плавки к плавке изнашивается и для поддержания её в рабочем состоянии необходимы регулярные ремонты наиболее пострадавших участков футеровки. Поэтому после каждой плавки печь тщательно осматривается; подину прощупывают железным штырём, выявляют все повреждённые места и принимают меры по устранению обнаруженных повреждений.

После выпуска металла печь необходимо очистить от остатков металла и шлака, если плавка ведется не на «болоте».

В случае смены марки выплавляемой стали металл сливается полностью без остатка, так как остатки металла могут явиться причиной непопадания в химический состав металла. Наличие остатков осложняет качественный ремонт подины, так как препятствует свариванию заправочных материалов с футеровкой печи.

Слабо изношенные участки футеровки заправляют сухим магнезитовым порошком, а части футеровки с наибольшими повреждениями – порошком, смоченным в жидком стекле. Широко применяется для заправки печей специальный мелкозернистый порошок, размер зерна до 1,5 мм без включений извести и доломита. После заправки футеровку печи тщательно осматривают и, если требуется, то проводится дополнительный ремонт. При назначении выплавляемой марки стали обязательно учитывается состояние футеровки печи.

3.3 Загрузка шихты

Загрузка металлической шихты осуществляется сверху с использованием загрузочных бадей. Всю шихту необходимо загрузить в один приём, длительность загрузки примерно равна 2,5 мин. Для защиты подины от ударов крупных падающих кусков на дно бадьи загружают небольшое количество мелкого лома. Наиболее крупная шихта загружается попеременно с шихтой средних размеров в центральной части бадьи, для того чтобы в печи крупные куски оказались непосредственно под электродами, а сверху мелкая шихта.

Содержание углерода в шихте не должно превышать 0,18 % в стали марки 17Г1С. При недостаточном количестве в шихте углерода вводят кокс. Для быстрого образования шлака, предохраняющего металл от атмосферы цеха и для хорошей дефосфорации в процессе плавления металла в завалку вводят известняк и железную руду.

3.4 Период плавления

Главная задача периода плавления металла – это быстрее перевести металл в жидкое состояние. Высокое тепловосприятие ванны в этот период позволяет работать с максимальной мощностью трансформатора и при максимальном напряжении на электрической дуге. В первые минуты применяют низкое напряжение. После проплавления колодцев, электрические дуги экранированы шихтой, что позволяет вести плавление при максимальных напряжениях и мощности.

Примерно через 25–30 мин от начала плавления электроды оказываются в крайнем нижнем положении – до поверхности скопившегося на подине жидкого металла. В процессе плавления также происходит окисление примесей, вносимых металлической шихтой.

После полного расплавления всей металлической шихты отбирают пробу металла на полный химический анализ и после на $\frac{3}{4}$ скачивают высокофосфористый шлак, с ним удаляется значительная часть окислившегося фосфора, 0,03 кг. Затем в печь присаживают известь, 3,196 кг, с плавиковым шпатом, 0,629 кг, и после их растворения приступают к окислительному периоду.

Время периода плавления для проектируемой технологии составляет 52 минуты.

3.5 Окислительный период

В окислительный период в печи выполняются следующие основные мероприятия:

- 1) понизить содержание фосфора ниже допустимых пределов по заданному химическому составу в готовой стали;
- 2) наиболее полно удалить растворённые в стали газы (водород, азот);
- 3) нагреть металл до температуры, выше температуры ликвидуса;
- 4) привести ванну с металлом в стандартное по окисленности состояние.

Окисление фосфора выполняется присадками железной руды и известью. Начало присадки руды нужно выполнить после предварительного подогрева металла, для того чтобы после введения руды началось окисление углерода и интенсивное кипение металла. Руда и известь отдаётся равномерными одинаковыми порциями, для поддержания энергичного кипения металла, в количестве 2,548 кг. Шлак в этот период пенистый, жидкоподвижный и должен самотёком сбегать через порог рабочего окна, что необходимо для эффективного удаления фосфора.

Для контроля за ходом окислительных процессов в окислительный период плавки регулярно примерно через 5–15 мин отбирают пробы металла, в которых проверяют содержание вредных примесей и углерода.

Кроме контроля за содержанием фосфора, в окислительный период плавки контролируется содержание углерода. Необходимо чтобы за период интенсивного кипения металла было окислено не менее 0,151 % углерода при выплавке стали марки 17Г1С. Окисление данного количества углерода нужно для дегазации металла. Поэтому после понижения до необходимых значений концентраций фосфора окисление углерода необходимо интенсифицировать кипение металла.

В окислительный период удаляется 40 % серы, вносимой шихтой, 0,040 кг или 0,041%. Успешной десульфурации способствует высокая основность шлака и его постоянное обновление.

Продолжительность окислительного периода при плавки стали одношлаковым процессом в сверхмощной дуговой сталеплавильной печи принимается 13 мин

3.6 Раскисление. Внепечная обработка

По окончании окислительного периода сталь раскисляют вне печи. Основными задачами внепечной обработки периода являются:

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

Вначале обработки на агрегате комплексной обработки стали (АКОСе) содержание углерода составляет приблизительно 0,15 % . Внепечную обработку целесообразно начинать с наведения известкового

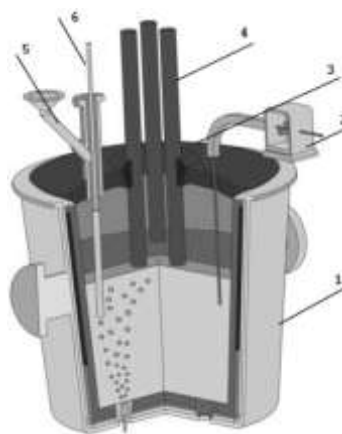
шлака из смеси извести, плавикового шпата и шамота в соотношении 5:1:1 в количестве 3,8 кг/т. Для быстрого проплавления шлаковой смеси первые 10 мин после включения тока работают на средней ступени напряжения трансформатора. Подводимую мощность регулируют в соответствии с температурой металла.

Затем присаживают металлические раскислители в виде ферросилиция, силикомарганца. Количество присадок такое, что обеспечивается содержание марганца на нижнем пределе и введением силикомарганца 1,87 кг/т и примерно 0,5 % алюминия от всего объема присадок. После чего присаживают шлаковую смесь и после образования жидкого шлака его обрабатывают раскислительной смесью (молотый ферросилиций, 0,466 кг/т + кокс 0,098 кг/т.).

В результате в АКОСе образуется белый или слабокарбидный шлак, содержащий менее 1,36 % FeO и 63,49 % CaO при основности 2,5–3,0 % и характеризующийся высокой десульфурующей способностью. Количество кислорода в металле, благодаря глубинному раскислению резко уменьшается, что повышает скорость десульфурации. Увеличению скорости десульфурации способствует повышение жидкотекучести шлака при сохранении высокой основности его, что достигается присадками плавикового шпата.

Шлак перед выпуском обязательно разжижают присадками плавикового шпата.

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



- 1 – сталеразливочный ковш; 2 – трайб-аппарат; 3 – свод АКОСа;
 4 – графитированные электроды; 5 – воронка подачи сыпучих;
 6 – аварийная фурма

Рисунок 23 – Схема агрегата комплексной обработки стали

3.7 Разливка стали

После обработке металла на сталерозливочном ковше на АКОСе отбирается контрольная проба на полный химический анализ а также производится замер температуры. Если полученный в итоге металл соответствует заданному технологией химическому составу и температуре необходимой перед разливкой, то свод АКОСа поднимают и ковш с металлом на стелевозе выезжает в раздаточный пролёт цеха, где мостовым краном раздаточного пролёта сталеразливочный ковш устанавливается на поворотный стенд МНЛЗ. Поворотный стенд поворачивается в пролет МНЛЗ, у сталеразливочного ковша открывается стопор и начинается разливка стали.

Разливку стали осуществляют на МНЛЗ радиального типа, двух ручьевая с сечением кристаллизатора 250x1000 мм и четырех ручьевая с сечением кристаллизатора 300x300 мм.

4.1 Общие технико-экономические параметры проекта

Строящийся цех расположен на площадях ОАО «Волжский трубный завод», г. Волжский. Производительность цеха составляет 1200000 тонн в год стали.

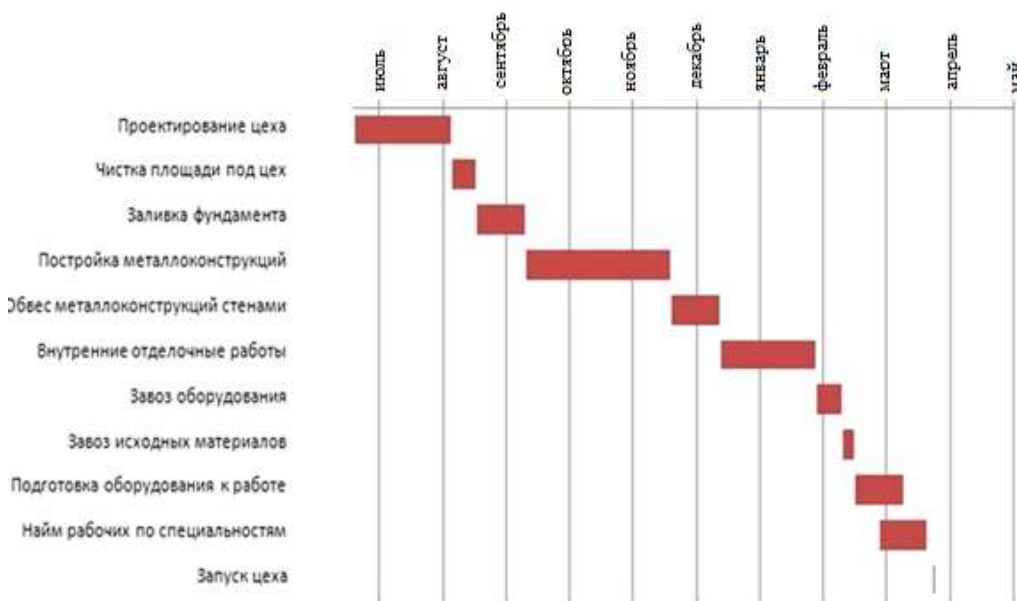


Рисунок 24 – Диаграмма запуска предприятия

4.2 Расчёт капитальных вложений в основные фонды при строительстве цеха

Капитальные вложения в строительство электросталеплавильного цеха – это затраты материальных, трудовых и денежных ресурсов, направленные на восстановление и прирост основных фондов. Капитальные вложения предназначены для строительства ЭСПЦ производительностью 1200000 т/год стали широкого сортамента.

$$K_{O_i} = C_{O_i} \cdot (1 + G_{T_i} + G_{M_i}) \cdot n_i, \quad (108)$$

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

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

n_i – количество единиц i -того оборудования.

Таблица 29 – Смета капитальных вложений на строительство цеха

Наименование	Количество единиц, шт	Цена единицы, руб	Стоимость единицы с учетом G_t и G_m	Полная стоимость, руб	Норма амортизации, %	Годовая сумма амортизации, руб.
1. Здания						
Главный корпус	1	3374964713	4151206597	4151206597	7,7	319642908
Бытовые помещения	3	300000000	357000000	1071000000	7,7	82467000
Объединенная лаборатория цеха	1	66711438	66711438	66711438	7,7	5136781
Всего по зданиям				5222206597		407246689
2. Сооружения						
Трансформаторная	4	1012008866	1244770905	4979083621	4,7	234016930
Газоочистное	1	501989886	597367964	597367964	4,7	45997333
Прочее		362930296	420999143	420999143	6,7	32416934
Всего по сооружениям				5997450728		312431197
3. Рабочее оборудование						
ДСП-100	2	135783191	167013325	334026650	6,7	22 379 786
АКОС	2	462130070	568419986	1136839972	6,7	76 168 278
Циркуляционный вакууматор	1	16767983	20624619	20624619	6,7	1381849
МНЛЗ	2	210555054	258982716	517965433	3,1	16056928
Трансформатор	2	15601607	19189977	38379953	6,7	2571457
Трансформатор УПК	2	10303439	12673230	25346460	6,7	1698213
Газорежущая машина	2	378131	465101	930202	3,1	28836

Продолжение таблицы 29

АСПУ	2	2092858 92	2574216 47	51484329 4	3,1	15960142
Сталеразливочный ковш	14	635951	718625	10060745	7,7	774677
Шлаковая чаша	7	621899	702746	4919221	7,7	378780
Завалочная бадья	10	352416	398230	3982301	7,7	306637
Трайб аппарат	2	581335	691789	1383577	7,7	106535
Автошлаковоз	2	747755	889828	1779657	5,8	103220
Всего рабочее оборудование				26093024 28		137915340
4. Крановое оборудование						
Мостовой кран	6	8503653	1045949 3	62756959	5,8	4832286
Всего по оборудованию				26720593 87		142747626
Всего по цеху				13891716 712		862425512

4.3 Расчёт производственной мощности и производственной программы цеха

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

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

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

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

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

Номинальное время работы оборудования $T_{ном}$ составляет

$$T_{ном} = T_{кал} - (T_{к.р} + T_{х.р}), \quad (109)$$

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

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

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

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

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

$$T_{\text{ф}} = T_{\text{ном}} - T_{\text{г.п}}, \quad (110)$$

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

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

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

$$N_{\text{сут}} = \frac{24 \cdot Q_{\text{с}} \cdot K_{\text{г}}}{T_{\text{пл}}}, \quad (111)$$

где $Q_{\text{с}}$ – масса садки печи, 100 т;

$K_{\text{г}}$ – выход годного, 97 % [8];

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

$$N_{\text{сут}} = \frac{24 \cdot 100 \cdot 0,97}{0,86} = 2706,98 \text{ т/сут.}$$

Фактическую годовую производительность $B_{\text{г}}$ определяем по формуле:

$$B_{\text{г}} = N_{\text{сут}} \cdot n_{\text{п}} \cdot T_{\text{ф}}, \quad (112)$$

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

$$B_{\text{г}} = 2706,98 \cdot 2 \cdot 313 = 1694567,442 \text{ т/год.}$$

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

$$M = \frac{B_{\text{г}}}{K_{\text{и.м}}}; \quad (113)$$

$$M = \frac{1694567,442}{0,92} = 1841921,13 \text{ т/год.}$$

Таблица 30 – Производственные показатели цеха

Показатели	Индекс	Проектные данные
Мощность трансформатора, кВА	W	95000
Масса садки(номинальная емкость печи),т	Q _с	100
Баланс времени:		
– календарное время, сут	T _к	365
– капитальные простои, сут	T _{к.р}	14
– текущие ремонты, сут	T _{х.р}	18
– горячие простои, сут	T _{г.р}	20
– фактическое время работы, сут	T _ф	313
Длительность плавки, ч	T _{пл}	0,86
Количество плавов в фактические сутки, шт	N _{пл}	40
Суточная производительность цеха, т/сут	N _{сут}	2706,98
Фактическая годовая производительность, т/год	B _г	1694567
Производственная мощность цеха, т/год	M	1841921

4.4 Расчет штата работников и заработной платы

Рабочие электроплавильных цехов работают по непрерывному четырех бригадному графику в три смены при восьмичасовом рабочем дне. Различают следующие виды штатов: сменный (расстановочный) – Ш_р; суточный – Ш_с; подменный на выходные дни – Ш_в; суточный штат с подменой на выходные дни – Ш_{св}; резервный штат на отпуск (РО) и невыходы по уважительным причинам (РН); списочный штат – Ш_{сп}.

Штат рабочих устанавливается для каждого самостоятельного участка по ходу технологического процесса в таблице 31.

Таблица 31 – Штатное расписание рабочих по подразделениям

Наименование профессии	ра з р яд	Расстановочный штат					Резерв штата на отпуск	Резерв штата на невыхо ды	Списочн ый штат
		Смены			Итог о в сутк и	Итого с подсмено й			
		1	2	3					
Сталеплавильный участок									
Сталевар ДСП	7	2	2	2	6	8		2	10
Подручный сталевара I	6	2	2	2	6	8	2		10
Подручный сталевара II	5	2	2	2	6	8			8
Подручный сталевара III	4	4	4	4	12	16	2		18
Пультовщик ДСП	2	2	2	2	6	8	2	2	12

Продолжение таблицы 31

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

Продолжение таблицы 31

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

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

Штат руководителей и ИТР для проектируемого цеха устанавливается в соответствии со схемой управления на таком предприятии, учитывающей численность рабочих и нормы управляемости. Штат руководителей, ИТР, служащих, МОП и учеников отображен в таблице 32.

Таблица 32 – Штатное расписание для руководителей, ИТР, служащих, МОП и учеников

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

Продолжение таблицы 32

Старший мастер по ремонту электрооборудования	1	1	1
Старший мастер по технологической автоматике	1	1	1
Мастер по ремонту энергооборудования	1	3	3
Мастер по ремонту механического оборудования	1	3	3
Мастер по ремонту электрооборудования	1	3	3
Мастер по ремонту оборудования	2	1	2
Бюро программного обеспечения	1	3	3
Инженер по подготовке производства	3	1	3
Начальник смены	1	3	3
Старший мастер печь-ковш и УВС	1	1	1
Старший мастер электропечей	1	1	1
Старший мастер разливки	1	1	1
Старший мастер МНЛЗ	1	1	1
Начальник технологического бюро	1	1	1
Диспетчер	1	3	3
Сменный мастер печь-ковш и УВС	1	3	3
Сменный мастер электропечи	1	3	3
Сменный мастер разливки	1	3	3
Сменный мастер МНЛЗ	1	3	3
Инженер технолог	2	1	2
Мастер по огнеупорным работам	1	1	1
Учетно-экономическое бюро	2	1	2
Инженер по организации и нормированию труда	2	1	2
Инженер по подготовке кадров	1	1	1
Инженер по ОТ и ТБ	1	1	1
Табельщик	1	1	1
Секретарь	1	1	1
Завхоз	1	1	1
Электрики	1	3	3
Водители	2	3	6
Итого ИТР и служащих			75

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

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

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

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

ФЗП подразделяется на основную и дополнительную зарплату.

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

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

Виды доплат:

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

Таблица 33 – Тарифные ставки по разрядам

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

Для расчёта средней заработной платы принимаем, что в проектируемом цехе средний разряд шестой, тогда тарифная ставка будет равна 65,78 рублей. Исходные данные для расчёта заработной платы приведены в таблице 33.

Таблица 34 – Исходные данные для расчета заработной платы

Разряд	Тарифная ставка	Отработано часов			
		всего	ночных	вечерних	праздничных
6	65,78	192	64	32	8

Заработная плата по тарифной ставке за месяц определяется по формуле:

$$ЗП_{ппр} = ТС \cdot K_{час} \cdot K_{вп}, \quad (114)$$

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

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

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

$$ЗП_{ппр} = 65,78 \cdot 192 \cdot 1 = 12630 \text{ руб./мес.}$$

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

$$Д_{ночн} = K_{ч.ночн} \cdot ТС \cdot K_{н}, \quad (115)$$

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

$ТС$ – тарифная ставка, руб;

$K_{н}$ – коэффициент, учитывающий доплату за работу в ночное время (40 % к тарифной ставке).

$$Д_{ночн} = 64 \cdot 65,78 \cdot 40/100 = 1684 \text{ руб./мес.}$$

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

$$Д_{веч} = K_{ч.веч} \cdot ТС \cdot K_{веч}, \quad (116)$$

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

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

$$Д_{веч} = 32 \cdot 65,78 \cdot 20/100 = 421 \text{ руб./мес.}$$

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

$$Д_{пр} = K_{ч.пр} \cdot ТС \cdot K_{пр}, \quad (117)$$

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

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

$$Д_{пр} = 8 \cdot 65,78 \cdot 100/100 = 526 \text{ руб./мес.}$$

Доплата за вредность $Д_{вр}$, рассчитывается по формуле:

$$Д_{вр} = K_{час} \cdot ТС \cdot K_{вр}, \quad (118)$$

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

$$D_{вр} = 192 \cdot 65,78 \cdot 24/100 = 3031 \text{ руб./мес.}$$

Премия за месяц $ПР_{мес}$, определяется по формуле:

$$ПР_{мес} = ТС \cdot K_{час} \cdot K_{п}, \quad (119)$$

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

$$ПР_{мес} = 192 \cdot 65,78 \cdot 50/100 = 6315 \text{ руб./мес.}$$

Основная заработная плата без начисления районного коэффициента определяется по формуле:

$$ЗП_{осн} = ЗП_{ппр} + D_{ночн} + D_{веч} + D_{пр} + D_{вр} + ПР_{мес}; \quad (120)$$

$$ЗП_{осн} = 12630 + 1684 + 421 + 526 + 3031 + 6315 = 24607 \text{ руб./мес.}$$

Основной фонд оплаты труда рабочих составит:

$$ОФОТ_{раб} = ЗП_{мес} \cdot Ч_p;$$

где $Ч_p$ – численность рабочих, равная 376 человек.

$$ОФОТ_{раб} = 24607 \cdot 376 = 9252225 \text{ руб./мес.}$$

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

$$ОФОТ_{рук} = 9252225 \cdot 0,20 = 1850445 \text{ руб./мес.}$$

Таким образом, получаем среднемесячную заработную плату ИТР равной:

$$\frac{1850445}{75} = 24673 \text{ руб./мес.}$$

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

$$ФЗП_{год} = (9252225 + 1850445) \cdot 12 = 133232045,5 \text{ руб./год.}$$

Величина страховых взносов СВ:

$$СВ = ФЗП_{год} \times \frac{СВ_{став}}{100}; \quad (121)$$

$$СВ = 133232045,5 \cdot 30/100 = 39969613,65 \text{ руб./год.}$$

Затраты по ЗП на 1 тонну стали составляют:

$$\Phi ЗП' = \frac{\Phi ЗП_{\text{год}}}{B_r}; \quad (122)$$

$$\Phi ЗП' = \frac{133232045,5}{1200000} = 111,03 \text{ руб./т.}$$

Затраты на социальное страхование рабочих в ЭСПЦ СВ' в месяц составляют 30 % от ФЗП в месяц:

$$СВ' = \frac{39969613,65}{1200000} = 33,31 \text{ руб./т.}$$

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

$$Ц_{р.\text{год}} = \frac{\Phi ЗП_{\text{год}} \cdot 380}{100}, \quad (123)$$

$$Ц_{р.\text{год}} = \frac{133232045,5 \cdot 380}{100} = 506281773 \text{ руб./год.}$$

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

$$Ц_p = \frac{Ц_{р.\text{год}}}{B_r}, \quad (124)$$

$$Ц_p = \frac{506281773}{1200000} = 421,90 \text{ руб./т.}$$

4.5 Расчет затрат на основные и вспомогательные материалы

Расчет затрат на материалы на одну тонну стали приведен в таблице 35.

Таблица 35 – Затраты на материалы на одну тонну стали

Статья затрат	Норма расхода, кг/т	Цена за 1 т, руб/т	Сумма, руб/т
1. Заданное сырьё и основные материалы			
Стальной лом	995,42	7 000	2986,3
Ферросилиций ФС75	1,3	68 000	42,9

Продолжение таблицы 35

Феррохром ФХ 800	16,80	60 000	537,6
Ферротитан ФТи30	4,42	150000	552,5
Силикомарганец СМн20	10,28	45000	374,2
Кварцит	10,94	7 480	164,1
Алюминий	0,73	44 800	32,9
Кокс	6,27	22 000	53,3
Итого металлошихты	1046,16		
2. Флюсы			
Железная руда	25,72	10 000	46,8
Известняк	108,91	1300	1306,9
Плавиновый шпат	14,78	11000	116,8
Итого флюсов	149,41		
3. Вспомогательные материалы			
Электроды	0,060	135 000	0,8
Огнеупоры	0,015	80 000,00	0,4
Всего вспомогательных материалов	0,075		
Всего затрат на 1 т стали ($З_m$)			6215,5

4.6 Расчет затрат на тепло- и энергоресурсы

Рассчитываем стоимость электроэнергии на выплавку 1 тонны стали:

$$\Theta_{\text{тс}} = \frac{S_{\text{н}} \cdot k \cdot C_{\text{э}}}{M_{\text{с}}}, \quad (125)$$

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

$S_{\text{н}}$ – мощность трансформатора, 90000 кВА;

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

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

$M_{\text{с}}$ – масса садки, $M_{\text{с}} = 10000$ т.

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

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

$$\mathcal{E}_{\text{тэ}} = P_{\text{пара}} \cdot C_{\text{тэ}}, \quad (126)$$

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

$C_{\text{тэ}}$ – стоимость теплоэнергии, $C_{\text{тэ}} = 1768$ руб/Гкал.

$$\mathcal{E}_{\text{тэ}} = 0,385 \cdot 194,6 = 680,81 \text{ руб/т.}$$

Затраты на кислород для выплавки 1 тонны стали составляют:

$$\mathcal{E}_{\text{кислород}} = P_{\text{кислород}} \cdot C_{\text{кислород}}, \quad (127)$$

где $P_{\text{кислород}}$ – расход кислорода, $P_{\text{кислород}} = 6,27$ кг/т;

$C_{\text{кислород}}$ – стоимость кислорода, $C_{\text{кислород}} = 30$ руб/кг.

$$\mathcal{E}_{\text{кислород}} = 6,27 \cdot 10,95 = 188 \text{ руб/т.}$$

Стоимость сжатого воздуха для выплавки 1 тонны стали составляет:

$$\mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} = P_{\text{сж.возд.}} \cdot C_{\text{сж.возд.}}, \quad (128)$$

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, $C_{\text{сж.возд.}} = 96,00$ руб/м³.

$$\mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} = 0,95 \cdot 96,00 = 91,2 \text{ руб/т.}$$

Определяем затраты на техническую воду:

$$\mathcal{E}_{\text{техн.вода}} = P_{\text{техн.вода}} \cdot C_{\text{техн.вода}}, \quad (129)$$

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

$C_{\text{техн.вода}}$ – стоимость технической воды, $C_{\text{техн.вода}} = 5,38$ руб.

$$\mathcal{E}_{\text{техн.вода}} = 85,0 \cdot 5,38 = 457,3 \text{ руб/т.}$$

Затраты на аргон для продувки стали составляют:

$$\mathcal{E}_{\text{аргон}} = P_{\text{аргон}} \cdot C_{\text{аргон}}, \quad (130)$$

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

$P_{\text{аргон}}$ – расход аргона, $P_{\text{аргон}} = 1,0$ м³/т;

$C_{\text{аргон}}$ – стоимость аргона, $C_{\text{аргон}} = 135,0$ руб/ м³.

$$\mathcal{E}_{\text{аргон}} = 1,0 \cdot 135,0 = 135 \text{ руб/т.}$$

Общая сумма затрат по статье теплоэнергоресурсов составляет:

$$\mathcal{E}_{\text{общ}} = \mathcal{E}_{\text{тс}} + \mathcal{E}_{\text{кислород}} + \mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} + \mathcal{E}_{\text{техн.вода}} + \mathcal{E}_{\text{аргон}}, \quad (131)$$

$$\mathcal{E}_{\text{общ}} = 1854,4 + 680,81 + 188 + 91,2 + 457,3 + 135 = 3406,81 \text{ руб/т.}$$

4.7. Планирование себестоимости продукции

С учётом принятых технических и технологических решений все расходные коэффициенты, цены и затраты, необходимые для калькуляции себестоимости 1 тонны выплавляемой стали в проектируемом ЭСПЦ, и составляется проектная калькуляция себестоимости продукции в таблице 35.

Проектная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции включает:

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

Удельные затраты на амортизацию цехового оборудования A' рассчитываются по формуле

$$A' = \frac{A_{\text{общ}}}{B_{\Gamma}} \quad (132)$$

где $A_{\text{общ}}$ – годовая сумма амортизации по всем объектам основных фондов за год, руб./год (из таблицы 29).

$$A' = \frac{862425512}{1200000} = 718,69 \text{ руб/год.}$$

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

$$C_{\text{пр}} = Z_{\text{м}} + \Xi_{\text{общ}} + Z_{\text{ЗП}} + CB' + Ц_{\text{р}} + A' \quad (133)$$

$$C_{\text{пр}} = 8738,80 + 3406,81 + 111,03 + 33,31 + 421,90 + 718,69 = 12558,93 \text{ руб./т.}$$

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

Общезаводские и коммерческие расходы составляют 15 % от цеховой себестоимости.

$$P'_{\text{оз}} = C_{\text{пр}} \cdot 15 \%; \quad (134)$$

$$P'_{\text{оз}} = 12558,93 \cdot 0,15 = 1883 \text{ руб./т.}$$

$$P'_{\text{ком}} = 12558,93 \cdot 0,15 = 1883 \text{ руб./т.}$$

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

$$C'_{\text{пр}} = P'_{\text{м}} + P'_{\text{тэ}} + \Phi\text{ЗП}' + CB' + A' + P'_{\text{оц}} + P'_{\text{оз}} + P'_{\text{ком}} \quad (135)$$

$$C'_{\text{пр}} = 8738,8 + 2535,21 + 11,03 + 27,1 + 718,7 + 421,9 + 1883 + 1883 = 16326,6$$

Таблица 36 – Укрупненная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции

Статьи затрат	Проектный вариант, руб./т
Затраты на материалы	8738,80
Затраты на теплоресурсы	680,81
Затраты на энергоресурсы	1854,40
Затраты на заработную плату	111,03
Социальные страховые взносы	33,31
Затраты на амортизацию	718,69
Общеховые расходы	421,90
Общезаводские расходы	1883
Коммерческие расходы	1883
Полная себестоимость 1 тонны	16326,61
Прибыль	23673,39
Налог на прибыль организаций	4734,68
Налог на имущество организаций	40,33
НДС	7200,00
Цена продажи	51975,01

4.8. Расчет вложений в нормируемые оборотные средства

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

$$K_{OC} = H_{пз} + H_{зч} + H_{гп}, \quad (136)$$

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

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

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

1. Норматив производственных запасов сырья и материалов рассчитывается по формуле

$$H_{пз} = \sum_{i=1}^m \frac{P_{mi} \cdot C_{mi} \cdot B_{г} \cdot d_{mi}}{T_{ном}}, \quad (137)$$

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

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

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

m – количество видов производственных запасов.

$$\begin{aligned} H_{пз} = & \left(\frac{996,05 \cdot 7000 \cdot 1200000 \cdot 3}{333} + \frac{4,67 \cdot 68000 \cdot 1200000 \cdot 3}{333} + \right. \\ & + \frac{18,72 \cdot 45000 \cdot 1200000 \cdot 3}{333} + \frac{6,3 \cdot 7480 \cdot 1200000 \cdot 3}{333} + \frac{0,58 \cdot 44800 \cdot 1200000 \cdot 3}{333} + \\ & + \frac{6,06 \cdot 22000 \cdot 1200000 \cdot 3}{333} + \frac{22,51 \cdot 10000 \cdot 1200000 \cdot 3}{333} + \frac{58,83 \cdot 1300 \cdot 1200000 \cdot 1}{333} + \\ & \left. + \frac{0,06 \cdot 135000 \cdot 1200000 \cdot 3}{333} + \frac{0,015 \cdot 10000 \cdot 1200000 \cdot 3}{333} \right) = 75395853481,08 \end{aligned}$$

2. Норматив на запасные $H_{зч}$ части можно определить аналитически, используя норматив на запасные части базового цеха

$$H_{зч} = \frac{H_{зч}^{\delta} \cdot C_{об}^n}{C_{об}^{\delta}}, \quad (138)$$

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

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

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

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

3. Норматив запаса готовой продукции находят по формуле

$$H_{гп} = \frac{B_r \cdot C'_{пр} \cdot d_{гп}}{365}, \quad (139)$$

где $d_{гп}$ – норма запаса готовой продукции на складе предприятия, дни.

$$H_{гп} = \frac{1200000 \cdot 16326,6 \cdot 3}{365} = 161029545 \text{ руб.}$$

Сумма капитальных вложений, авансированных в оборотные фонды проектируемого цеха:

$$\begin{aligned} K_{OC} &= 75395853481,08 + 3140447763,06 + 161029545 = \\ &= 78697330789 \end{aligned}$$

4.9 Определение экономической эффективности проекта

Прибыль от реализации продукции составит

$$\Pi = (C_{рын} - S_t) \cdot B_r, \quad (140)$$

где $C_{рын}$ – цена 1 т стали, руб.;

S_t – себестоимость 1 т стали, руб.;

B_r – годовое производство стали, т.

$$\Pi = (40000 - 16326,6) \cdot 1200000 = 28408072055,01 \text{ руб.}$$

Абсолютная эффективность капитальных вложений.

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

$$R_O = \frac{(\Pi' - C'_{\text{пр}}) \cdot B_{\Gamma}}{K_{\text{ОФ}} + K_{\text{ОС}}} \cdot 100, \quad (141)$$

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

$$\Pi' = 51755,57 - 7200,00 - 4515,24 - 40,33 = 40000 \text{ руб.}$$

$$R_O = \frac{(40000 - 17373,89) \cdot 1200000}{75395853481 + 78697330789} \cdot 100 = 18,4 \text{ \%}$$

Сравнительная экономическая эффективность капитальных вложений.

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

Расчетный коэффициент сравнительной экономической эффективности E_p , рассчитывается по формуле:

$$E_p = \frac{(C'_6 - C'_{\text{пр}}) \cdot B_{\Gamma}}{K_{\text{ОФ}} + K_{\text{ОС}}}, \quad (142)$$

$$E_p = \frac{(40000 - 16326,6) \cdot 1200000}{75395853481 + 78706804526} = 0,18$$

Расчетный срок окупаемости капиталовложений T_p , рассчитывается по формуле:

$$T_p = \frac{K_{\text{ОФ}} + K_{\text{ОС}}}{(C'_6 - C'_{\text{пр}}) \cdot B_{\Gamma}}, \quad (143)$$

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

$$T_p = \frac{75395853481 + 78697330789}{(40000 - 16326,6) \cdot 1200000} = 5,4$$

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

$$E_p=0,18 \geq E_n=0,16 \text{ и } T_p=5,4 \leq T_n=6,25.$$

Предлагаемый вариант является эффективным.

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

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_T &= (C'_6 - C'_{\text{пр}}) \cdot B_T - E_n(K_{\text{ОС}} + K_{\text{ОФ}}), \\ \mathcal{E}_T &= (40000 - 16326,6) \cdot 1200000 - 0,16 \cdot (78697330789 + 78706804526) = \\ &= 35725423161 \text{ руб./год.} \end{aligned} \quad (144)$$

Условно годовая экономия:

$$\mathcal{E}_{\text{уг}} = (C'_6 - C'_{\text{пр}}) \cdot B_T, \quad (145)$$

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

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

C'_6 – оптовая цена товарной продукции.

$$\mathcal{E}_{\text{уг}} = (40000 - 16326,6) \cdot 1200000 = 28408072055,01 \text{ руб./год.}$$

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

Срок окупаемости капитальных вложений определяем по формуле:

$$T_{\text{ок}} = \frac{K}{Ц - C}, \quad (146)$$

где $Ц$ – стоимость годового выпуска продукции по проекту в оптовых ценах предприятия, руб;

C – себестоимость годового выпуска продукции, руб.

$$T_{\text{ок}} = \frac{13891716712}{(25321939751 - 19591927945)} = 2,4 \text{ года.}$$

Строительство цеха экономически целесообразно.

Технико-экономические показатели представлены в таблице 37.

Таблица 37 – Технико-экономические показатели проекта

Наименование показателей	Проектный вариант
Производственная мощность цеха, т/год	1841921,13
Годовой выпуск продукции, т/год	1200000
Балансовая стоимость основных фондов, руб.	154102658007
Стоимость нормативных оборотных средств, руб.	78706804526
Удельные капитальные вложения, тыс. руб.	128419
Численность:	
- работников, чел	451
- рабочих, чел.	376
Производительность труда одного рабочего, т/чел.	2660,75
Среднемесячная заработная плата, руб./чел.	28298
Себестоимость 1 тонны продукции, руб./т	16326,6
Прибыль, руб.	28408072055,01
Рентабельность продукции, %	18,4
Условно-годовая экономия, руб./год	28408072055,01.
Годовой экономический эффект, руб.	35725423161
Срок окупаемости капиталовложений, лет	2,4

Срок окупаемости проекта составляет 2,4 года. Годовой экономический эффект составил 35725423161 руб, а общая рентабельность производства 18,4 % .Предложенные проектные предложения экономически эффективны. Из расчётов делаем вывод, что проект ЭСПЦ является экономически целесообразным.

5 Социальная ответственность

Раздел включает в себя общую оценку безопасности производственных процессов, оборудования, условий труда и перечень технических решений для достижения безопасных условий труда.

5.1 Характеристика опасных и вредных факторов металлургического производства

В сталеплавильном цехе человек подвергается интенсивному воздействию тепла, электромагнитных излучений, ядовитых выделений, шума, вибраций, пыли. В цехе человек работает в условиях нервно-эмоционального напряжения.

Основные опасные и вредные производственные факторы, которые ведут к травматизму и заболеваемости рабочих, а также средства защиты от них.

1 Повышенная концентрация пыли.

В ходе технологического процесса различаются первичные и вторичные газовыделения. Первичное газовыделение происходит в печи в процессе расплавления, окисления, восстановления и составляет 90 % от всех видов выделяющихся газов. Вторичное газовыделение происходит при загрузке шихты в печь и выпуске готовой стали из печи и составляет 10 %.

Для отчистки газов от пыли применяют комплекс газоочистных сооружений.

Печной пролёт: рабочая площадка печи, где концентрация пыли составляет $14,5 \text{ мг/м}^3$, а предельно допустимая концентрация (ПДК) составляет $4,0 \text{ мг/м}^3$; участок набора свода, рабочее место каменщика – огнеупорщика $\text{ПДК} = 2,0 \text{ мг/м}^3$, концентрация пыли $24,9 \text{ мг/м}^3$.

Средства защиты: общеобменная приточная вытяжная вентиляция, средства индивидуальной защиты (СИЗ), выполнение аспирации участков.

2 Повышенная загазованность.

Печной пролёт: 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 МНЛЗ, 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.

Средства защиты: аэрационный воздухообмен, СИЗ.

3 Повышение норм предельно допустимого уровня (ПДУ) температуры и относительной влажности рабочих участков.

Средства защиты: теплоизоляция помещений, воздушное душирование, установка кондиционеров и защитных экранов.

4 Повышенный уровень производственного шума.

Основным источником шума в цехе является электропечь.

В печном пролёте бригадир, шихтовщик имеют ПДУ шума 85 дБ, а фактический уровень шума 88 дБ.

Для сталевара, ПДУ шума 85 дБ, фактический уровень шума 103 дБ; на пульту управления, ПДУ шума 65 дБ, фактический уровень шума 78 дБ; для машиниста крана ПДУ шума 85 дБ, фактический уровень шума 88 дБ.

Средства защиты: звукоизоляция пролётов и рабочих мест, шумополегазозащитный кожух для ДСП.

5 Заниженная искусственная освещённость.

В печном пролёте ПДО 150 лк, фактическая освещённость 120 лк.

На разливочном участке ПДО 150 лк, фактическая освещённость 135 лк.

Средства защиты: установка дополнительных источников искусственного освещения [20].

6 Повышенный уровень вибрации.

Причины вибрации – электрическое оборудование в цехе (виброинструмент, дуговые сталеплавильные печи и др.).

В печном и разливочном пролёте для машиниста крана, допустимая частота вибрации 63 Гц, фактическая 103 Гц; на рабочем месте сталеваров, подручных, слесарей, допустимая частота вибрации 63 Гц, фактическая 120 Гц.

Средства защиты: применение СИЗ, специальный режим труда, вентиляция участков.

Из всего вышеуказанного следует, что условия труда не соответствуют нормам охраны труда. В связи с этим в цехе разработаны специальные мероприятия по снижению опасных и вредных факторов и улучшению условий труда.

5.2 Анализ выявленных опасных факторов проектируемой производственной среды

5.2.1 Механические опасности

В цехе используется разнообразное оборудование, работа которого сопровождается различной интенсивности шумами, значительно ухудшающими условия труда и препятствующими нормальной организации производственных процессов.

Нормативные требования к производственным шумам изложены в СН 245-71 («Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий»), и ГОСТ 12.1.003-76 («Шум, общие требования безопасности»).

В соответствии с ГОСТ 12.1.003-76 в стандартах и технических условиях на машины установлены значения шумовых характеристик этих машин. Значения шумовых характеристик машин установлены исходя из требований обеспечения на рабочих местах допустимых уровней шума в соответствии с основным назначением машины и требованиями ГОСТ12.1.003-76.

Для снижения уровня шума в цехе применены следующие меры: герметизация и звукоизоляция отверстий для электродов в своде печи; установка трубчатых шумоглушителей для уменьшения аэродинамического шума, создаваемого вентиляторами, дросселями, диафрагмами и т.д.; звукоизоляция пролётов и рабочих мест; усиленная звукоизоляция пультов управления и комфортаблоков; применение рабочими печного пролёта средств индивидуальной защиты; размещение вентиляционных установок в отдельных звукоизолированных помещениях.

Колебания частей аппаратов, машин, сооружений и коммуникаций, вызываемые динамической неуравновешенностью вращающихся деталей, пульсацией давления при транспортировке жидкостей и газов и другими причинами называются вибрацией [21].

Санитарными нормами СН 2.24/2.1.8.566-96 «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.

Допустимые величины параметров вибрации на постоянных рабочих местах в производственных помещениях при непрерывном воздействии в течение рабочего дня приведены в СП 2.2.1.1312-03 «Гигиенические

требования к проектированию вновь строящихся и реконструируемых промышленных предприятий».

Основные мероприятия по борьбе с вибрацией: дистанционное управление виброактивного оборудования из кабин, пультов; применение средств индивидуальной защиты от вибрации изоляцию фундаментов под виброактивное оборудование от несущих конструкций и инженерных коммуникаций; активную и пассивную виброизоляцию виброактивного оборудования и рабочих мест операторов и машинистов; применение вибропоглощающих резиновых покрытий.

5.2.2 Термические опасности

Согласно санитарным нормам проектирования промышленных предприятий, помещения по удельному тепловыделению делятся на холодные и горячие цеха.

Проектируемый цех относится к группе горячих цехов, так как тепловыделения составляют от нескольких десятков до $300\text{--}500 \text{ кал/м}^3\text{ч}$.

Все нагретые тела со своей поверхности излучают поток лучистой энергии. Инфракрасное излучение происходит с поверхностей печей, расплавленного металла, а также от открытого пламени, прогретых ковшей, горячих изложниц и т.п.

Для изоляции источников тепла применяются: пористый кирпич, асбест, специальные глины с примесью асбеста, а также водяное охлаждение наружных частей горячего оборудования. Применяются также простые щиты, поставленные параллельно горячей поверхности на небольшом от неё расстоянии (5–10 см). Подобные щиты из асбофанеры или другого материала препятствуют распространению конвективных потоков нагретого воздуха от горячей поверхности в окружающее пространство.

Нагретый воздух в цехе поднимается вверх и удаляется из цеха через открытый проём в верхней части здания – аэрационный фонарь, расположенный вдоль всего печного пролёта. Для поступления в цех наружного воздуха в стенах здания предусмотрены открывающиеся проёмы в виде ворот, окон с фрамугами, жалюзи и т.п.

В цехе помимо естественной вентиляции применена также приточно-вытяжная вентиляция с механическим побудителем.

Общеобменная вытяжная вентиляция устроена для удаления из цеха загрязнённого и нагретого воздуха. Местная вытяжная вентиляция предусмотрена для удаления газов, паров и пыли непосредственно от места образования.

5.2.3 Электробезопасность

ЭСПЦ относится к помещениям с повышенной опасностью поражения электрическим током.

Для предупреждения поражения людей электрическим током в цехе предусмотрены следующие мероприятия:

- в электроустройствах применяется безопасное напряжение или высокая частота переменного тока;
- устранена возможность включения людей в цепь тока между двумя фазами или между одной фазой и землёй;
- с токоведущих частей во время работ, связанных с возможностью прикосновения к ним, снимается напряжение.

Защитное заземление применено в сетях переменного тока. В производственных помещениях защитному заземлению подлежит оборудование, которое находится под напряжением выше 150 В [23].

При работах с устройствами, находящимися под низким напряжением, для защиты от поражения током применяют монтерский инструмент

(плоскогубцы, кусачки, отвёртки и т.д.) с изолирующими ручками и диэлектрические резиновые перчатки. Дополнительными защитными средствами служат изолирующие подставки, резиновые коврики, диэлектрические калоши и боты.

В установках высокого напряжения основными средствами защиты являются изолирующие штанги и клещи, указатели напряжения. В качестве дополнительных защитных средств служат изолирующие подставки, резиновые коврики, диэлектрические калоши и боты.

В определённые периоды плавки металлическая ванна находится под высоким напряжением. Для защиты рабочих от возможности поражения электрическим током предусматриваются следующие мероприятия:

- тщательное заземление кожуха печи;
- вводимый в печь инструмент опирается на ролик заземлённой гребёнки, установленный в раме загрузочного окна печи;
- площадка перед печью выполняется из неэлектропроводного материала (жаропрочный бетон).

5.2.4 Пожаровзрывобезопасность

Металлургическое производство относится к категории взрывоопасных предприятий. Наиболее вероятное возникновение пожара возможно на складах, механических мастерских, маслonaсосной и аккумуляторной станции, в камерах печных трансформаторов, электроустановках, пультах управления, на участке подогрева и сушки сталеразливочных ковшей и вокруг сталеплавильной печи [21].

Противопожарная охрана цеха осуществляется пожарной службой завода. Оборудование установками автоматического пожаротушения кабельных тоннелей, помещения печного трансформатора, насосно-аккумуляторной станции печи, маслораздаточной станции.

Оборудование помещений установками пожарной сигнализации.

Автоматическое отключение вентиляторов общеобменной вентиляции при возникновении пожара.

В производственном помещении оборудованы противопожарные уголки, снабжённые ящиками с песком, ёмкостями с водой и пожарным инвентарным щитом с набором инвентаря: багров, крюков, топоров, лопат и т.д. Для тушения небольших очагов пожара при воспламенении твёрдых горючих материалов, а также различных горючих жидкостей на небольшой площади (не более 1 м²) применены ручные пенные огнетушители ОП–5, а также ручные углекислотные огнетушители ОУ–2, ОУ–5, ОУ–8.

Потенциальная опасность взрывов в металлургических цехах существует постоянно.

Мероприятия по предотвращению взрывов:

- контроль на взрывобезопасность поступающей в цех шихты;
- соблюдение техники безопасности при работе с взрывоопасными материалами;
- недопущение попадания воды или другой жидкости в печь или в ковш с металлом.

5.3 Охрана окружающей среды

5.3.1 Защита селитебной зоны

Согласно СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03 «Санитарные защитные зоны и санитарная классификация предприятий» выбор площадки для строительства металлургического предприятия и размещение на ней зданий и сооружений произведено в соответствии с требованиями. Расположено оно с подветренной стороны по отношению к населенному пункту, чтобы газы, пыль и дым не попадали в жилой сектор. Ширина защитной зоны равна 1000

м с учетом того, что на предприятии организованы специальные меры по борьбе с выбросами. В защитной зоне высажены кустарники и деревья [23].

На территории, свободной от застройки, произведено озеленение с использованием газо- и дымоустойчивых пород деревьев и кустарников, а также создание вблизи цехов зон отдыха.

5.3.2 Анализ воздействия объекта на атмосферу

В соответствии с требованиями СанПиН 2.1.6.1032 – 01 «Гигиенические требования к обеспечению качества атмосферного воздуха населенных мест» металлургические предприятия должны иметь утвержденные ПДВ при отсутствии ПДК вредных веществ, содержащихся в выбросах проектируемого цеха, технологического процесса.

Отходы металлургического производства в атмосферу можно условно разделить на три группы:

- I. Дисперсные (в основном твердофазные) выбросы.
- II. Газообразные кислотообразующие выбросы.
- III. Токсичные, канцерогенные и другие горючие выбросы.

Для газоочистки применяем следующий комплекс. Локальный отсос газов из печи через дополнительное отверстие в своде, посредством сводового патрубка, связанного с камерой дожигания системы газоотсоса. Для увеличения пропускной способности газоотводящий патрубок выполнен овальной формы. Согласно схеме газоотводящего тракта печи применен комбинированный отвод газов через сводовое отверстие и от аспирационного зонта, установленного над печью под крышей цеха. Зонт служит для улавливания неорганизованных выбросов и соединяется с газоотводящим трактом основной системы газоотсоса. По газоотводам газы поступают в сухую систему газоочистки, состоящую из электрофильтров [24].

5.3.3 Анализ воздействия объекта на гидросферу

Основные условия снижения расхода свежей и сбросной воды: максимальное вовлечение воды в оборотный цикл, очистка отработанной воды до нужного качества, стабилизация химического состава воды, охлаждение и снижение потерь воды, использование дождевых вод.

Для уменьшения загрязнения подземных вод необходима ликвидация реконструкция и герметизация шламохранилищ, организация переработки металлургических отходов.

5.3.4 Анализ воздействия объекта на литосферу

Санитарная охрана почвы от загрязнения ее отходами предприятий металлургии обеспечивается в соответствии с Федеральным законом РФ «Об отходах производства и потребления» от 29.12.2014 N 458-ФЗ

Промышленное предприятие обеспечивает технологический цикл производства электростали с максимальной утилизацией твердых отходов в готовый продукт.

Шлак, получаемый при производстве стали увозится на специальном транспорте в шлаковое отделение, расположенное за территорией завода.

5.4 Защита в чрезвычайных ситуациях

Большинство опасных событий на металлургических предприятиях, связанных со взрывами, пожарами или выбросами в атмосферу токсичных веществ, по существующей терминологии следовало бы оценивать как аварии или катастрофы.

Для обеспечения безопасности в условиях чрезвычайных ситуаций, необходимо:

- а) прогнозировать и оценивать возможные последствия;
- б) планировать мероприятия по предотвращению чрезвычайных ситуаций;
- в) обеспечивать работу в условиях чрезвычайных ситуаций;
- г) обучать людей, в частности рабочий персонал, поведению при возникновении чрезвычайной ситуаций;
- д) обучать персонал приемам и способам ликвидации чрезвычайных ситуаций.

Основной обязанностью персонала при создании аварийного положения является принятие необходимых мер по ограничению аварий и ликвидации их. Во время аварии начальник смены лично или через диспетчера обязан дать необходимые указания персоналу и осуществлять личное руководство по ликвидации аварии.

5.5. Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности

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

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

В электрофильтре очистка газов от твердых и жидких частиц происходит под действием электрических сил. Частицам сообщается электрический заряд, и они под действием электрического поля осаждаются из газового потока [24].

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

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

Одно из основных условий, позволяющих снизить выбросы вредных веществ, правильное, квалифицированное ведение технологических процессов в сталеплавильном производстве.

В ходе производственного контроля обязательному лабораторному контролю подлежит содержание в атмосферном воздухе ведущих вредных веществ, присутствующих в выбросах предприятий черной металлургии – оксид углерода, оксиды азота, оксид серы, а также подлежит контролю состояние почвы.

Производственный контроль за условиями эксплуатации и эффективностью работы сооружений по очистке, обеззараживанию и условиями отведения сточных вод является обязанностью предприятия, эксплуатирующих эти сооружения [20].

5.6 Заключение

В экологической части проекта был проведен анализ опасных и вредных факторов.

На основании анализа были разработаны мероприятия по охране труда и окружающей среды. Разработанные мероприятия обеспечивают безопасность труда, которые снижают вероятность травматизма, профессиональной патологии, возникновения аварийных ситуаций, взрывов, пожаров.

Мероприятия по охране окружающей среды, такие как очистка сточных вод, газа от пыли, и переработка твердых отходов (шлак, мусор), уменьшили количество выбросов в окружающую среду.

Также были рассмотрены некоторые из чрезвычайных последствий с условиями их устранения.

Разработана система газоочистки, с применением современных электрофильтров, для улучшения условий труда в электросталеплавильном цехе.

Заключение

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

В ходе разработки проекта была определена производительность цеха. Был выбран тип ДСП и определены её основные геометрические и электрические параметры. Также был произведён расчёт оборудования для выплавки и разливки таких объёмов стали.

Разработана технология выплавки, внепечной обработки и разливки стали марки 17Г1С, произведён расчёт количества материалов, необходимых для выплавки 1 тонны стали указанной марки.

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

В части финансового менеджмента и ресурсоэффективность были определены капитальные вложения в проект цеха, расчёт себестоимости 1 тонны стали. Годовой экономический эффект составил 35725423161 рублей. Был определён также срок окупаемости капитальных вложений, который составил 2,4 года.

На основе расчётов был сделан вывод о целесообразности постройки проекта цеха на площадях Волжского трубного завода.

Список публикаций студента

1. Ибрагимов Е.А., Кривобоков В.П., Асаинов О.Х., Архипова Н.Ф. Изменение конструкции МРС для получения качественных покрытий на элементах горно-шахтного оборудования// Горное машиностроение: Труды Международной научно-практической конференции с элементами научной школы для молодых ученых. Отдельный выпуск Горного информационно-аналитического бюллетеня (научно-технического журнала) Mining Informational and analytical Bulletin (scientific and technical journal).-2011. - № ОВ2. – М.; издательство Горная книга.– С. 300-306
2. Архипова Н.Ф. Виртуальный тренажер управления ДСП // Машиностроение - традиции и инновации: Труды Всероссийской молодежной конференции. ЮТИ ТПУ, Юрга: Изд. ТПУ, 2011. – с. 373-375
3. Архипова Н.Ф. Модель управления дуговой сталеплавильной печи // 2 Международная молодежная интеллектуальная ассамблея: Сборник научно-исследовательских работ. Чебоксары: Изд. НИИ педагогики и психологии, 2011. – с. 117-118.
4. Экологическая опасность шлаковых отвалов металлургических предприятий для объектов гидросферы. М.А. Мельниченко, Н.А. Фадеева, студенты группы 17290, Н.В. Архипова, студент группы 10200, научный руководитель: Торосян В.Ф., к.пед.н., доцент с 444- 445

Список использованных источников

1. Валуев Д.В. Внепечные и ковшевые процессы обработки стали в металлургии: учебное пособие / Юргинский технологический институт. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2010. – 202 с.
2. Валуев Д.В. Разливка и кристаллизация стали и сплавов: учебное пособие / Юргинский технологический институт. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2010. – 226 с.
3. Гизатулин Р.А. Методические указания для расчета баланса электросталеплавильного и литейного цехов. Для студентов специальности 110100 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2003. – 19 с.
4. Гришагин В.М. Безопасность жизнедеятельности: учебное пособие / В.М. Гришагин, В.Я. Фарберов; Юргинский технологический институт. – 4-е изд. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2010 – 344 с.
5. Лисачев А.Н. Экономическая часть выпускных квалификационных работ: методические указания к выполнению экономической части выпускных квалификационных работ обучающихся по специальности 150101 «Металлургия черных металлов» всех форм обучения; Юргинский технологический институт – Юрга: Изд-во. ЮФ ТПУ, 2014. – 32 с.
6. Никольский Л.Е. Зинуров И.Ю. Оборудование и проектирование электросталеплавильного цеха: Учеб. пособие для вузов. – М.: Металлургия, 1993. – 272 с.
7. Нохрина О.И. Требования при выполнении выпускной квалификационной работы: методические указания к оформлению выпускной квалификационной работы для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» очной и заочной форм обучения. – Юрга:

Издательство Юргинского технологического института (филиала) Томского политехнического университета, 2012. – 45 с.

8. Платонов М.А. Расчет оборудования печного пролета ЭСПЦ: Методическое указания к выполнению практической работы по дисциплине «Основы проектирования и оборудования цехов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» дневной формы обучения. – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2007. – 15 с.

9. Платонов М.А. Расчет оборудования шихтового пролета ЭСПЦ: Методическое указания к выполнению практической работы по дисциплине «Основы проектирования и оборудования цехов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» очной формы обучения. – Юрга: ЮТИ ТПУ, 2008. – 19 с.

10. Правила безопасности в газовом хозяйстве металлургических и коксохимических предприятий и производств (ПБ 11-401-01). – Омск: Издательство Сибирское университетское, 2012. – 144 с.

11. Рожихина И.Д. Конструкции и проектирование электрических печей: Методические указания к выполнению курсового проекта по дисциплине «Конструкции и проектирование электрических печей» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» – Юрга: ИПЛ ЮТИ ТПУ, 2006. – 52с.

12. Рожихина И.Д. Основы проектирования электрометаллургических цехов (электросталеплавильные цеха): учеб. пособие / И.Д. Рожихина, О.И. Нохрина, Р.А. Гизатулин; СибГИУ. – Новокузнецк, 2008. – 286 с.

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

14. Сулимова И.С. Расчет шихты для выплавки стали в дуговой печи по классической технологии: Методические указания к выполнению курсовой работы по дисциплине «Электрометаллургия стали и ферросплавов» для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» – Юрга: ЮТИ ТПУ, 2010. – 35 с.
15. Чернышев Д.В. Разработка рациональных энергетических параметров токопровода, дуги и факела топливно-кислородных горелок в дуговых сталеплавильных печах: дисс... канд. техн. наук. – М. 2007. – 155 с.
16. Чухров Ю.С. Безопасность и экологичность проекта: Учебное пособие – Юрга: Изд. ЮФТПУ. 2003. – 108с.
17. «Вулкан-ТМ» [Электронный ресурс]: Трайб-аппарат – Режим доступа: <http://vulkantm.com/ru/catalog/trajbapparatu>
18. ЗАО Компания Интерком Вест [Электронный ресурс]: Прайс-лист Режим доступа: <http://www.intercom-west.ru/price.htm>.
19. Информационный портал о черной металлургии [Электронный ресурс]: Конструкции электрических печей – Режим доступа: <http://works.doklad.ru/view/D1JMayMm6dE/3.html>
20. Информационный портал о черной металлургии [Электронный ресурс]: Технология выплавки и разлива стали марки – Режим доступа: <http://uas.su/books/2011/dsp/53/razdel53.php>
21. Информационный портал о черной металлургии [Электронный ресурс]: Разливка стали в изложницы сверху – Режим доступа: <http://steeltimes.ru/allmet/casting/all/castingtype/002.php>
22. Конструкции и проектирование электропечей [Электронный ресурс]: информационный портал о черной и цветной металлургии – Режим доступа: <http://steeltimes.ru/books/steelmaking/kipdsp/5/53/53.php>
23. ОАО «СИБЭЛЕКТРОТЕРМ» [Электронный ресурс]: разработку и изготовление агрегатов – Режим доступа: <http://www.sibelectrotherm.ru>

24. Характеристика газоочистки [Электронный ресурс]: «Кондор-Эко», 2008–2010. – Режим доступа: <http://www.gazoochistca.ru>.
25. Электрофильтры [Электронный ресурс]: «НИИОГАЗ», 2015–2016. – Режим доступа: <http://www.sfniogaz.ru/>
26. Курсовая работа: Основы проектирования и оборудования цехов [Электронный ресурс]: Банк рефератов, 2015–2016. – Режим доступа: <http://www.bestreferat.ru/referat-216519.html>

Приложение 1

Патентный поиск

1. Патент N° 2127650 B22D 1/10. Газопродуваемый кирпич для металлургических ёмкостей. Патентообладатель Хорст Келлингер (DE).
2. Патент N° 2152438 МПК C21 7/06. Способ раскисления и науглероживания стали. Патентообладатель АО “ КМК “.
3. Патент N° 2134393 МПК F27 D1/12, C21 B 7/10. Футеровка стенки печи. Нейл Буи Грей, Джонатан Алан Харрис, Энтони Регнар Лсгтепт и др. Патентообладатель Дзе Юневерсити оф Мельбурн, ВМК Рисорсиз ЛТР.
4. Патент N° 2319914 МПК F27 D1/16 C21 C7/10 07/06. Способ ремонта огнеупорной футеровки тепловых агрегатов. Патентообладатель ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат»
5. Патент N° 2460808 МПК C21 C7/072 06/11. Способ продувки металла в сталеразливочном ковше Зуев М.В, Житлухин Е. Г. и др. Патентообладатель ОАО «Северский трубный завод»
6. Патент N° 2331673 C21 C7/10 10/06. Циркуляционный вакууматор с экраном для подавления капель металла Дубровский С. А., Себякин С. В. И др. Патентообладатель ГОУ ВПО ЛГТУ
7. Патент N° 2424081 B22 D11/128 13/10. Затравка машины непрерывного литья заготовок. Дроздов А. В., Смоляков А. С. и др. Патентообладатель ОАО АХК "ВНИИМЕТМАШ
8. Патент N° 2391179 B22 D11/106 09/08. Способ защиты струи металла при разливке. Дегай А. С., Зуев М. В. и др. Патентообладатель ОАО «Северский трубный завод»

