



Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего образования
«Национальный исследовательский Томский политехнический университет» (ТПУ)

Институт Юргинский технологический
Направление подготовки Металлургия
ООП Металлургия черных металлов

ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА БАКАЛАВРА

Тема работы
Проект электросталеплавильного цеха производительностью 1.5 тыс. тонн стали год, в условиях Дальневосточного металлургического комбината («Амурметалл» г. Комсомольск – на Амуре)

УДК: 721.005:669.187

Обучающийся

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В91	Сидоренко Надежды Сергеевны		

Руководитель ВКР

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

КОНСУЛЬТАНТЫ ПО РАЗДЕЛАМ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Лизунков В.Г.	к. пед. наук доцент		

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Директор ЮТИ	Солодский С.А.	к. т. н.		

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

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

Юрга – 2023 г.

ПЛАНИРУЕМЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОСВОЕНИЯ ООП

Код компетенции	Наименование компетенции
Универсальные компетенции	
УК(У)-1	Способен осуществлять поиск, критический анализ и синтез информации, применять системный подход для решения поставленных задач
УК(У)-2	Способен определять круг задач в рамках поставленной цели и выбирать оптимальные способы их решения, исходя из действующих правовых норм, имеющихся ресурсов и ограничений
УК(У)-3	Способен осуществлять социальное взаимодействие и реализовывать свою роль в команде
УК(У)-4	Способен осуществлять деловую коммуникацию в устной и письменной формах на государственном языке Российской Федерации и иностранном(-ых) языке(-ах)
УК(У)-5	Способен воспринимать межкультурное разнообразие общества в социально-историческом, этическом и философском контекстах
УК(У)-6	Способен управлять своим временем, выстраивать и реализовывать траекторию саморазвития на основе принципов образования в течение всей жизни
УК(У)-7	Способен поддерживать должный уровень физической подготовленности для обеспечения полноценной социальной и профессиональной деятельности
УК(У)-8	Способен создавать и поддерживать в повседневной жизни и в профессиональной деятельности безопасные условия жизнедеятельности для сохранения природной среды, обеспечения устойчивого развития общества, в том числе при угрозе и возникновении чрезвычайных ситуаций и военных конфликтов
УК(У)-9	Способен проявлять предприимчивость в профессиональной деятельности, в т.ч. в рамках разработки коммерчески перспективного продукта на основе научно-технической идеи
УК(У) -10	Способен принимать обоснованные экономические решения в различных областях жизнедеятельности
УК(У)-11	Способен формировать нетерпимое отношение к коррупционному поведению.
Общепрофессиональные компетенции	
ОПК(У)-1	Готов использовать фундаментальные общеинженерные знания
ОПК(У)-2	Готов критически осмысливать накопленный опыт, изменять при необходимости профиль своей профессиональной деятельности
ОПК(У)-3	Способен осознавать социальную значимость своей будущей профессии
ОПК(У)-4	Готов сочетать теорию и практику для решения инженерных задач
ОПК(У)-5	Способен применять в практической деятельности принципы рационального использования природных ресурсов и защиты окружающей среды
ОПК(У)-6	Способен использовать нормативные правовые документы в своей профессиональной деятельности
ОПК(У)-7	Готов выбирать средства измерений в соответствии с требуемой точностью и условиями эксплуатации
ОПК(У)-8	Способен следовать метрологическим нормам и правилам, выполнять требования национальных и международных стандартов в области профессиональной деятельности
ОПК(У)-9	Способен использовать принципы системы менеджмента качества
Профессиональные компетенции	
ПК(У)-6	Способен выполнять технико-экономический анализ проектов

ПК(У)-7	Способен использовать процессный подход
ПК(У)-8	Способен использовать информационные средства и технологии при решении задач, возникающих в ходе профессиональной деятельности
ПК(У)-9	Готов проводить расчеты и делать выводы при решении инженерных задач
ПК(У)-10	Способен осуществлять и корректировать технологические процессы в металлургии и материалообработке
ПК(У)-11	Готов выявлять объекты для улучшения в технике и технологии
ПК(У)-12	Способен осуществлять выбор материалов для изделий различного назначения с учетом эксплуатационных требований и охраны окружающей среды
ПК(У)-13	Готов оценивать риски и определять меры по обеспечению безопасности технологических процессов



Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего образования
«Национальный исследовательский Томский политехнический университет» (ТПУ)

Институт Юргинский технологический
Направление подготовки Металлургия
ООП Металлургия черных металлов

УТВЕРЖДАЮ:
Руководитель ООП
Сапрыкин А.А.
(Подпись) (Дата) (Ф.И.О.)

ЗАДАНИЕ на выполнение выпускной квалификационной работы

Обучающийся:

Группа	ФИО
10В91	Сидоренко Надежда Сергеевна

Тема работы:

«Проект электросталеплавильного цеха производительностью 1.5 тыс. тонн стали год, в условиях Дальневосточного металлургического комбината («Амурметалл» г. Комсомольск – на Амуре)»	
Утверждена приказом директора (дата, номер)	20-16_с от 20.01.2023 г.

Срок сдачи обучающимся выполненной работы:	16.06.2023
--	------------

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

<p>Исходные данные к работе</p> <p><i>(наименование объекта исследования или проектирования; производительность или нагрузка; режим работы (непрерывный, периодический, циклический и т. д.); вид сырья или материал изделия; требования к продукту, изделию или процессу; особые требования к особенностям функционирования (эксплуатации) объекта или изделия в плане безопасности эксплуатации, влияния на окружающую среду, энергозатратам; экономический анализ и т. д.).</i></p>	<p>Проект электросталеплавильного цеха производительностью 1.5 тыс. тонн стали в год в условиях Дальневосточного металлургического комбината («Амурметалл» г. Комсомольск – на Амуре)</p>
<p>Перечень разделов пояснительной записки подлежащих исследованию, проектированию и разработке</p> <p><i>(аналитический обзор по литературным источникам с целью выяснения достижений</i></p>	<p>Работа направлена на совершенствование технологии выплавки стали марки 10Г2С1Д и подбор оборудования для выплавки и разлива стали.</p>

<i>мировой науки техники в рассматриваемой области; постановка задачи исследования, проектирования, конструирования; содержание процедуры исследования, проектирования, конструирования; обсуждение результатов выполненной работы; наименование дополнительных разделов, подлежащих разработке; заключение по работе).</i>	
---	--

Перечень графического материала <i>(с точным указанием обязательных чертежей)</i>	План цеха, разрез цеха, технологическая схема, система газоочистки, технико-экономические показатели цеха.
---	---

Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы

Раздел	Консультант
Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	Лизунков В.Г.
Социальная ответственность	Солодский С.А

Названия разделов, которые должны быть написаны на иностранном языке:

Реферат

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

Задание выдал руководитель:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
доцент	Валуев Д.В	К.Т.Н.		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
10В91	Сидоренко Надежда Сергеевна		

РЕФЕРАТ

Выпускная квалификационная работа содержит 114 с., 11 рисунков, 21 источник, 5 листов графического материала формата А1.

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

Объектом исследования является электросталеплавильный цех производительностью 1,5 млн. тонн стали в год в условиях Дальневосточного металлургического завода (г. Комсомольск-на-Амуре).

Цели и задачи работы: разработка проекта ЭСПЦ.

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

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

В 3 разделе «Результаты проведенного исследования» рассмотрена технология выплавки и разливки, а также выбор оборудования для внепечной обработки и разливки стали марки 10Г2С1Д.

В 4 разделе «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение» представлено технико-экономическое обоснование проекта, расчеты капитальных вложений и производственной мощности, расчет фонда заработной платы и окупаемости строительства цеха.

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

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

ABSTRACT

Final qualifying work contains 114p.,11figures,21sources, 5 sheets of A1 format graphic material.

Keywords: arc-furnace plant, electric arc furnace, ICCO, circulation vakumator, electrostatic, CCM.

The object of this study is to EAF plant capacity of 1.5 million tonnes of liquid steel per year in the conditions of the Far East metallurgical plant (Komsomolsk-on-Amur).

Aims and objectives: the development of EAF project.

1 In the "object of study" described the organizational structure of the department of management, shop building construction, freight traffic management, organization of work in the shop.

2 In the section "Calculations and Analytics" presented metal balance calculation and charge, the main equipment used in the EAF.

In section 3, "Results of the study" examined smelting and casting technology, as well as the selection of equipment for secondary metallurgy and casting 10G2S1D brand.

4 In the "Financial management, resource efficiency and resource conservation" presented a feasibility study of the project, estimates of capital investment and production capacity, payroll fund and return on construction management.

5 In the "Social Responsibility" Dangerous and harmful factors and their impact on human and methods of dealing with them. measures for environmental protection are also provided.

In conclusion, it sets out the main characteristics of the planned workshops and feasibility of the project.

Содержание

Введение		
1	Объект исследования	11
1.1	Технико–экономическое обоснование	11
1.2	Общая характеристика здания цеха	12
1.3	Организация работ в цехе	18
2	Расчётная часть	27
2.1	Баланс металла в ЭСПЦ	27
2.2	Расчет шихты для выплавки стали 10Г2С1Д	35
2.3	Расчёт оборудования печного пролёта	56
2.4	Расчет количества бункеров для сыпучих	61
2.5	Расчет оборудования раздаточного пролета	64
3	Результаты проведенного исследования	75
3.1	Технология выплавки и внепечной обработки стали марки 10Г2С1Д	75
4	Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	79
4.1	Технико-экономическое обоснование цеха	79
4.2	Расчёт основных фондов цеха при его строительстве	79
4.3	Расчёт производственной мощности	81
4.4	Расчет штата работников и заработной платы	83
4.5	Расчёт затрат на основные и вспомогательные материалы	90
4.6	Расчёт затрат на тепло – энергоресурсы	90
4.7	Планирование себестоимости продукции	92
4.8	Расчет вложений в оборотные средства цеха	94
5	Социальная ответственность	97
5.1	Правовые и организационные вопросы обеспечения безопасности	97
5.2	Производственная безопасность	98
5.3	Экологическая безопасность	103
5.4	Безопасность в чрезвычайных ситуациях	107
	Заключение	110
	Список использованных источников	111
	Приложение А Патентный поиск	114

Компак диск:

В конверте
на обороте
обложки

ФЮРА В91.098.000.000 ПЗ Пояснительная записка. Файл Пояснительная записка.docx в формате Microsoft Office Word 2016.

ФЮРА В91.098.001.000. План цеха (Лист 1). Файл E:\План цеха.cdw в формате Компас 3-DV16

ФЮРА В91.098.001.000. Разрез цеха (Лист 2). Файл E:\Разрез цеха.cdw в формате Компас 3-DV16

ФЮРА В91.098.002.000 ЛП. Технологическая схема.

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

ФЮРА. В91.098.03.000 ЛП. Техничо–экономические показатели.

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

ФЮРА В91.098.004.000 ЛП. Схема газоочистки.

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

Графический

на отдельных

материал:

листах

ФЮРА В91.098.001.000 План цеха

ФЮРА В91.098.002.000 ЛП Технологическая схема производства

ФЮРА В91.098.003.000 ЛП Техничо-экономические показатели

ФЮРА В91.098.004.000 ЛП Схема газоочистки

ВВЕДЕНИЕ

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

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

В данной дипломной работе разработан проект цеха производительностью 1500000 тонн стали в год.

1 Объект исследования

1.1 Техничко-экономическое обоснование

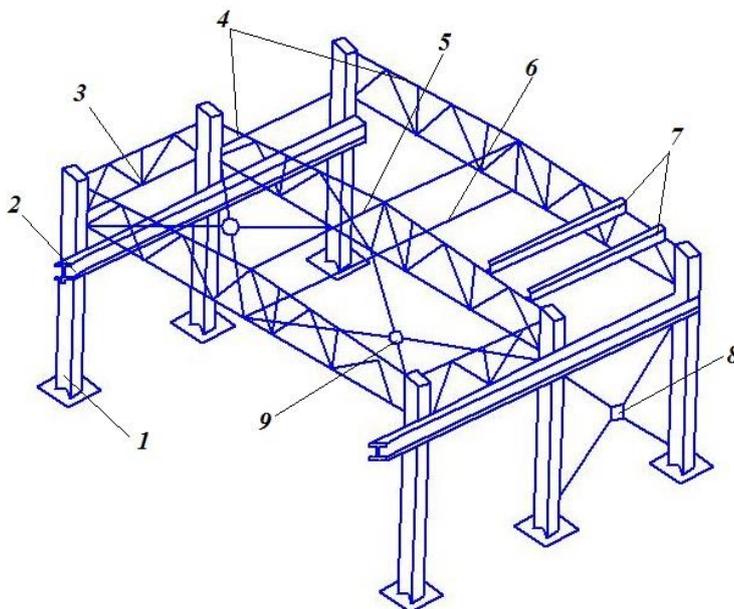
Группа «Амурметалл» образована на базе ОАО «Амурметалл» (г.Комсомольск-на-Амуре)-единственного на Дальнем Востоке России электрометаллургического завода по выплавке стали с последующим переделом в сортовой и листовой прокат.

Проектируемый электросталеплавильный цех будет сооружен на Дальнем Востоке в городе Комсомольск-на-Амуре. Данный цех будет входить в состав АмурМеталл. Цех будет создан по прогрессивным технологиям, что позволит производить сталь улучшенного качества с меньшими затратами на ее производство. Тем самым повысится конкурентная способность предприятия. При принятии решения о проектировании ЭСПЦ учитывался тот факт, что сталь имеет большой спрос на мировом рынке. Сталь 10Г2С1Д производимая проектируемым цехом одна из востребованных марок на рынке России и СНГ. Широко применяется в строительстве мостов, перекрытий, производстве оборудования, машиностроении, судостроении, военной отрасли и прокладке трубопроводов. Используется в регионах холодным климатом, так как это очень прочная и устойчивая сталь, эксплуатация которой допускается при температуре от -70°C до $+425^{\circ}\text{C}$.

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

1.3 Общая характеристика здания цеха

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



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

Рисунок 1 – Элементы стального каркаса

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

Другой набор конструктивных элементов каркасного здания – ограждающие элементы (крыша, стены) – изолируют оборудование,

протекающие в здании процессы и работающих людей от внешнего пространства, и воздействия атмосферы.

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

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

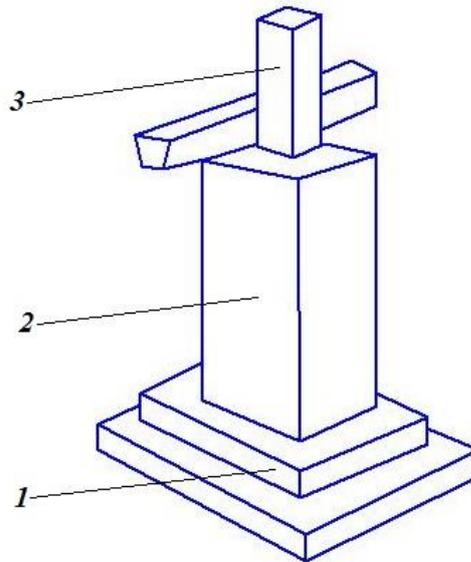
Вертикальные связи в виде ферм обеспечивают правильность установки верхушек колонн при монтаже, а также передачу продольных усилий с верхних участков торцевых стен на колонны.

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

1.3.1 Конструкции фундаментов

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

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



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

Рисунок 2 – Фундамент под отдельно стоящие колонны

1.3.2 Конструкция фундаментных балок

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

1.3.3 Конструкции колонн

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

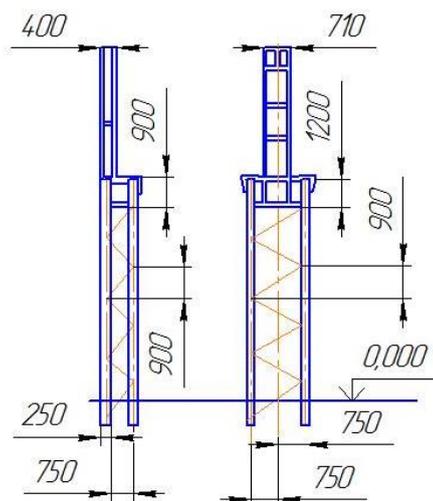


Рисунок 3 – Стальные колонны одноветвевые и двухветвевые

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

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

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

1.3.4 Конструкции подкрановых балок

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

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

1.3.5 Конструкции стропильных и подстропильных ферм

Стропильные фермы несут покрытия здания (рисунок 4).

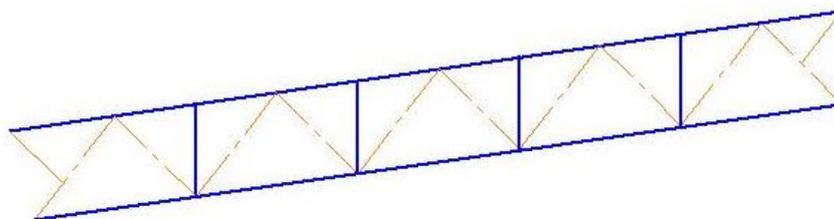


Рисунок 4 – Стропильная ферма

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

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

1.3.6 Конструкции стен

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

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

1.3.7 Конструкции покрытий

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

1.3.8 Конструкции ворот

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

1.4 Организация работ в цехе

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

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

1.4.1 Организация работ в печном пролете

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

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

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

Печи установлены выше нулевой отметки, несмотря на увеличения стоимости здания, такое конструкционное решение имеет ряд достоинств: удобно обслуживать нижние механизмы печи, можно лучше организовать уборку шлака, появляется дополнительная площадь под рабочей площадкой, которая используется под складские помещения. Здесь располагаются ремонтные службы, удастся лучше скомпоновать электрическое

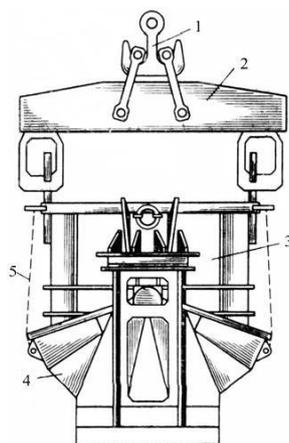
оборудование в печных подстанциях. Наконец, отпадает забота об уровне грунтовых вод, в зоне выпуска стали из печи.

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

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

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

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



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

Рисунок 5 – Завалочная бадья грейферного типа

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

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

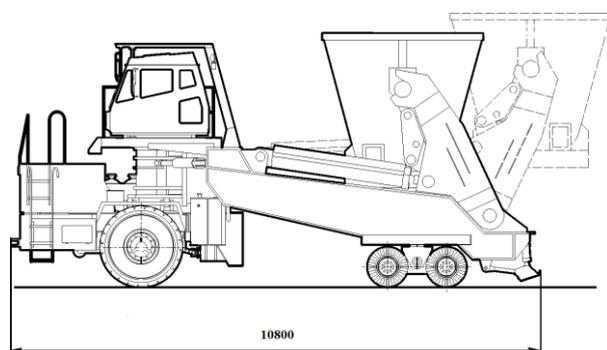


Рисунок 6 – Автошлаковоз

1.4.2 Организация работ в бункерном пролете

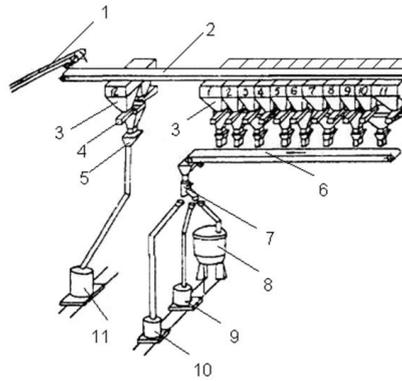
ЭСПЦ потребляет большое количество разнообразных материалов лом из углеродистых и легированных марок стали, чугун, известь, известняк, плавленый шпат, кварцит, железную руду, ферросплавы различных марок. Каждый материал должен быть подан к определённому месту в нужное время и в нужном количестве с минимальными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

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

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

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

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



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 7 – Организация подачи сыпучих и ферросплавов в ЭСПЦ

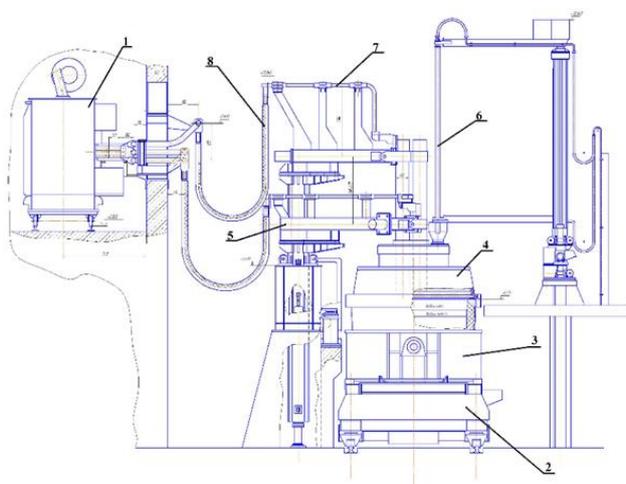
Управление осуществляется с пульта управления печью. Оператор задаёт количество компонентов, массу каждого компонента, адрес подачи (в печь, в ковш на выпуске или АКOC) и подаёт команду.

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

1.4.3 Организация работ в раздаточном пролёте

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

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



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

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

Рисунок 8 – Схема агрегата ковш-печь

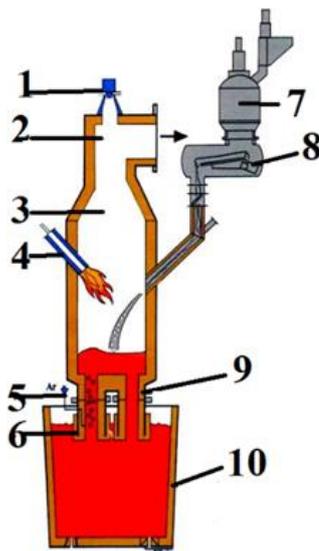
Управление сталевозом дистанционное, точность остановки сталевоза ± 30 мм.

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

Для получения конструкционной стали, после обработки металла в АКОСе ковш с металлом на сталевозе выезжает из-под свода АКОСа где

краном раздаточного пролёта ковш устанавливают на поворотный стенд машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

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



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

Рисунок 9 – Схема RH – процесса (циркуляционного вакуумирования)

В результате снижения давления в системе и поддувки инертного газа в входящий погружной патрубок металл подсасывается в вакуум-камеру, где происходят его обезуглероживание и дегазация, а также другие реакции, связанные с дегазацией. Обработка всей плавки идет быстро за счет циркуляции жидкой стали.

Погружение патрубков осуществляют путем опускания самой камеры

или при подъеме ковша. В целях минимизации времени замены камеры может быть предусмотрена система быстросменных вакуум-камер.

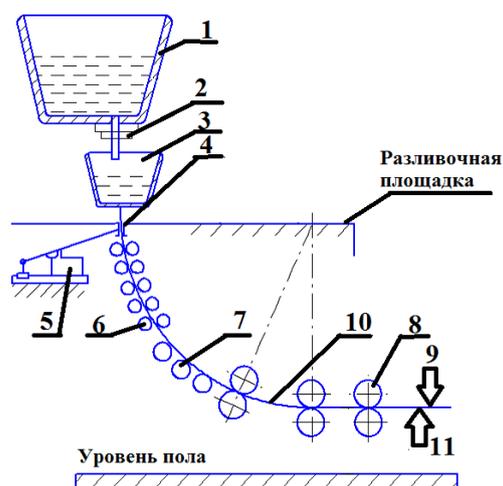
Циркуляционное вакуумирование устанавливаем, ближе к торцу раздаточного пролёта ЭСПЦ, это необходимо для уменьшения вакуумной коммуникации, так как парожекторную станцию располагаем вне цеха. Такое расположение позволяет максимально использовать энергию, затраченную на отсос газа из камеры, которая может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

1.4.4 Организация работ в пролёте МНЛЗ

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

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

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



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

Рисунок 10 – Радиальная МНЛЗ

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

2 Расчетная часть

2.1 Баланс металла в цехе

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

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

Проектируемый цех будет производить 1,5 млн тонн в год, конструкционных марок стали. Сортамент и состав приведены в таблице 1.

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

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

Номер группы	Производство тыс.т/год	Наименование группы	Марки стали	Химический состав, %				
				C	Mn	Si	Cr	Ni
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	800	Кремнемарганцевая ГОСТ 5058-65	10Г2С1Д	0,12	1,3–1,7	0,5–0,8	0,3	0,3
			10Г2С	0,12	1,4–1,8	0,17–0,37	0,3	0,3
			Среднее по группе		1,55	0,46	0,3	0,3
2	300	Хромокремнемарганцевая ГОСТ 4543-71	25ХГСА	0,22–0,28	0,8–1,10	0,9–1,20	0,8–1,10	–
			30ХГСА	0,28–0,34	0,8–1,10	0,9–1,20	0,8–1,10	–
			35ХГСА	0,32–0,39	0,8–1,10	1,10–1,40	1,10–1,40	–
			Среднее по группе		0,95	1,15	1,20	–
3	250	Хромоникелевая ГОСТ 4543-71	40ХН	0,36–0,44	0,50–0,80	0,17–0,37	0,45–0,75	1,0–1,4
			12ХН3А	0,09–0,16	0,30–0,60	0,17–0,37	0,60–0,90	2,75–3,15
			20Х2Н4А	0,16–0,22	0,30–0,60	0,17–0,37	1,25–1,65	3,25–3,65
			Среднее по группе		0,50	0,27	0,95	2,90
4	150	Углеродистая качественная конструкционная ГОСТ 1050-74	20	0,17–0,24	0,35–0,65	0,17–0,37	–	–
			40	0,37–0,45	0,50–0,80	0,17–0,37	–	–
			50	0,47–0,55	0,50–0,80	0,17–0,37	–	–
			60Г	0,57–0,65	0,70–1,0	0,17–0,37	–	–
			Среднее по группе		0,70	0,27	–	–
Всего	1500					–	–	

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

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

Группа марок	Производство, т/год	Возвратимые отходы						Угар		Требуется Металлической шихты, т/год
		Обрезь		Скрап		всего		%	т	
		%	т	%	т	%	т			
1	800000	4	32000	0,7	5600	4,	37600	7	56000	893600
2	300000	3,5	10500	0,7	2100	4,2	12600	6	18000	330600
3	250000	3,5	8750	0,7	1750	4,2	10500	7	17500	278000
4	150000	3,5	5250	0,7	1050	4,2	6300	7	10500	166800
Всего	1500000		56500		10500		67000		102000	1669000

Расход шихты на 1 т. продукции составит:

$$f = \frac{\text{Ш}}{Q}; \quad (1)$$

$$f = \frac{1669000}{1500000} = 1,112.$$

В соответствии с этим выход годного по цеху составит:

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

$$f = \frac{Q}{\text{Ш}} = \frac{1500000}{1669000} \cdot 100\% = 89,87.$$

2.1.1 Отходы в прокатных цехах

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

Таблиц 3 – Количество отходов при прокатном переделе

Группа марок	Стан 800/700/500						Масса годного, тыс. тонн
	Поступило на обработку, тыс. тонн	Обрезь		Угар		КР	
		%	т	%	т		
1	800	9,0	722	2	16	1,13	714
2	300	9,0	27	2	6	1,13	268
3	250	9,0	22,5	2	5	1,13	223
4	150	9,0	13,5	2	3	1,13	134
Всего	1500		135		30		1339

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

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

По данным таблицы 3 составляется таблица 4.

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

Статьи баланса	Группа марок				Сумма, т
	1	2	3	4	
Отходы: обрезь	72000	27000	22500	13500	135000
угар	16000	6000	5000	3000	30000
Годный прокат	714000	268000	223000	134000	1339000
Итого	799200	299700	249740	149840	1504000

По данным таблицы вычисляется сквозной коэффициент расхода слитков:

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

$$СКР = \frac{1500000}{1504000} = 1,00.$$

И выход годного:

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

Таблица 5 – Общее количество возвратимых отходов тыс. т

Источник поступления	Группа марок				Сумма, т
	1	2	3	4	
Из ЭСПЦ	37600	12600	10500	6300	67000
Из прокатных цехов	72000	27000	22500	13500	135000
Всего	109600	39600	33000	19800	202000

2.1.2 Расход ферросплавов и легирующих материалов

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

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

Группа	Масса возвратимых отходов	Возврат марганца			Возврат хрома			Возврат никеля		
		Среднее содержание, %	Коэф-нт усвоения	Масса марганца из отходов	Среднее содержание, %	Коэф-нт усвоения	Масса хрома из отходов	Среднее содержание, %	Коэф-нт усвоения	Масса никеля из отходов
1	109,6	1,55	0,8	1,36	0,3	0,85	0,279	0,3	0,97	0,319
2	39,6	0,95	0,8	0,301	1,2	0,85	0,404	–	–	–
3	33	0,5	0,8	0,132	0,95	0,85	0,266	2,9	0,97	0,928
4	19,8	0,7	0,8	0,111	–	0,85	–	–	–	–
Итого	202			1,904			0,949			1,247

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

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

где Φ – масса ферросплава, т;

G – масса жидкого металла, т;

a – содержание данного элемента в готовой стали, %;

b – содержание его в ванне перед легированием, % ;

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

m – базовое содержание элементов в ферросплаве, %;

n – коэффициент усвоения.

Таблица 7 – Потребность цеха в феррохроме

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание хрома в стали, %	Остаточная концентрация хрома, %	Возврат хрома, т	Содержание хрома в феррохроме, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве, тыс.т
1	2	3	4	5	6	7	8
1	837600	0,3	0	279	80	0,95	2939,21
2	312600	1,2	0	404	80	0,95	4404,21
3	260500	0,95	0	266	80	0,95	2906,25
Сумма							10249,67

$$\Phi_1 = \frac{837600 \cdot (0,3 - 0) - 100 \cdot 279}{0,95 \cdot 80} = 2939,21;$$

$$\Phi_2 = \frac{312600 \cdot (1,2 - 0) - 100 \cdot 404}{0,95 \cdot 80} = 4404,21;$$

$$\Phi_3 = \frac{260500 \cdot (0,95 - 0) - 100 \cdot 266}{0,95 \cdot 80} = 2906,25.$$

Таблица 8 – Потребность цеха в ферромарганце

Группа марок	Масса Жидкого	Среднее Содержание марганца в стали, %	Остаточная концентрация марганца, %	Возврат марганца, т	Содержание марганца в ферромарганце, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве, тыс.т
1	837600	1,55	0,1	1360	65	0,95	17465,91
2	312600	0,95	0,1	301	65	0,95	3815,55
3	260500	0,5	0,1	132	65	0,95	1473,68
4	156300	0,7	0,1	111	65	0,95	1338,95
Сумма				482,91			24094,09

$$\Phi_1 = \frac{837600 \cdot (1,55 - 0,1) - 100 \cdot 1360}{0,95 \cdot 65} = 17465,91;$$

$$\Phi_2 = \frac{312600 \cdot (0,95 - 0,1) - 100 \cdot 301}{0,95 \cdot 65} = 3815,55;$$

$$\Phi_3 = \frac{260500 \cdot (0,5 - 0,1) - 100 \cdot 132}{0,95 \cdot 65} = 1473,68;$$

$$\Phi_4 = \frac{156300 \cdot (0,7 - 0,1) - 100 \cdot 111}{0,95 \cdot 65} = 1338,95.$$

Таблица 9 – 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	837600	0,46	0	0	75	0,9	5708,08
2	312600	1,15	0	0	75	0,9	5325,78
3	260500	0,27	0	0	75	0,9	1042
4	156300	0,27	0	0	75	0,9	625,2
Сумма							12701,06

$$\Phi_1 = \frac{837600 \cdot (0,46 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 5708,08;$$

$$\Phi_2 = \frac{312600 \cdot (1,15 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 5325,78;$$

$$\Phi_3 = \frac{260500 \cdot (0,27 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 1042;$$

$$\Phi_4 = \frac{156300 \cdot (0,27 - 0) - 100 \cdot 0}{0,9 \cdot 75} = 625,2.$$

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

Таблица 10 – Потребность цеха в никели

Группа марок	Масса жидкого	Среднее содержание никеля в стали, %	Остаточная концентрация никеля, %	Возврат, т	Содержание никеля в ферросилиции, %	Коэффициент усвоения	Потребность в сплаве
1	837600	0,3	0,25	319	100	0,97	102,88
2	260500	2,9	0,25	298	100	0,97	616,05
Сумма							6262,93

$$\Phi_1 = \frac{837600 \cdot (0,3 - 0,25) - 100 \cdot 319}{0,97 \cdot 100} = 102,88.$$

$$\Phi_1 = \frac{260500 \cdot (2,9 - 0,25) - 100 \cdot 298}{0,97 \cdot 100} = 616,05.$$

Таблица 11 – Баланс металла по электросталеплавильному цеху

Приход	Масса, т	Расход	Масса, т
Стальной лом	1486892,25	Годные слитки	1500000
Собственные отходы	202000	Обрезь	56500
Ферромарганец	24094,09	Скрап	10500
Феррохром	10249,67	Угар	102000
Никель	6262,93	Обрезь и угар прокатного стана	135000 30000
Ферросилиций	12701,06	Итого	1742200
Итого	1742200		

2.2 Расчет шихты для выплавки стали 10Г2С1Д

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

Таблица 12 – Состав исходных материалов и готовой стали

Наименование материала	Элементы, %								
	C	Mn	Si	P	S	Cu	Ni	Cr	Fe
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Лом углеродистый ГОСТ 4543-71	0,16	0,55	0,22	0,030	0,040	0,30	0,30	–	ост
Готовая сталь марки 10Г2С1Д ГОСТ 5058-65	0,12	1,3–1,7	0,5–0,8	Не более		0,30	0,3	0,3	ост
				0,035	0,04				
Кокс	92,0				0,82				

Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов приведен в таблице 13.

Таблица 13 – Химический состав шлакообразующих, окислителей и заправочных материалов

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

Химический состав применяемых при плавке раскислителей и легирующих приведен в таблице 14.

На основе практических данных в таблице 15 приведены коэффициенты усвоения элементов из применяемых ферросплавов и кокса.

Таблица 14 – Химический состав

Наименование материала	Элемент, %								
	Si	Mn	Cr	Mo	Cu	C	P	S	
	не более								
Ферросилиций ФС 75 ГОСТ 1415-93	77,0	0,40	0,35	–	–	–	0,05	0,02	
Ферромарганец ГОСТ 4755-91	2,0	80,0	–	–	–	0,1	0,30	0,03	

Таблица 15 – Коэффициенты усвоения элементов из применяемых ферросплавов и кокса

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

2.2.1 Расчёт составляющих завалки

Задаёмся химическим составом готовой стали.

Таблица 16 – Химический состав готовой стали

Элемент	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	P	S
							не более	
Содержание	0,12	0,65	1,5	0,3	0,3	до 0,30	0,035	0,04

Соотношение между составляющими шихты определяется следующим образом:

1. Шихтовка по углероду.

Согласно данным таблицы 12 углерод в шихту вносится углеродистым ломом и коксом, т. е.:

$$C_{\text{ш}} = C_{\text{уг.лом}} + C_{\text{к.}} \quad (6)$$

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

$$C_{\text{распл.}} = C_{\text{ш}} - \Delta C_{\text{р}}, \quad (7)$$

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

В зависимости от количества окислителя, легковесности металлического лома и других факторов $\Delta C_{\text{р}} = 0,1 - 0,2$ % по абсолютной величине. Принимаем $\Delta C_{\text{р}} = 0,10$ %. В то же время содержание углерода в металле по расплавлению можно выразить соотношением:

$$C_{\text{распл.}} = C_{\text{к.о.п.}} + \Delta C_{\text{о.п.}}, \quad (8)$$

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

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

По практическим данным в целях хорошей дегазации в окислительный период окисляются от 0,2 до 0,5 % углерода. Принимаем $\Delta C_{о.п.} = 0,30$ %. $C_{к.о.п.}$ можно выразить соотношением:

$$C_{к.о.п.} = C_{г.ст.} - \Delta C_{в.п.}, \quad (9)$$

где $C_{г.ст.}$ – содержание углерода в готовой стали, % (согласно таблице 16, $C_{г.ст.} = 0,16$ %);

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

Подставляем в уравнение (8) выражение (9), получаем:

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

Из равенства (7) и (10) получаем $C_{ш} - \Delta C_p = C_{г.ст.} - \Delta C_{в.п.} + \Delta C_{о.п.}$, следовательно:

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

При внепечной обработке углерод вносится в металл за счет науглероживания через шлак при раскислении его коксом. При плавке стали под белым шлаком науглероживание металла ($\Delta C_{наугл.}$) колеблется в пределах 0,01 – 0,03 %. Принимаем $\Delta C_{наугл.} = 0,02$ %, тогда:

$$\Delta C_{в.п.} = \Delta C_{наугл.}, \quad (12)$$

Следовательно: $\Delta C_{в.п.} = 0,02$ %.

Определим из уравнения (11) содержание углерода в шихте:

$$C_{ш.} = 0,12 + 0,20 + 0,30 = 0,52 \text{ \%}.$$

Количество углерода в шихте равно:

$$G_{C_{ш}} = \frac{G_{ш} \cdot C_{ш}}{100} = \frac{100 \cdot 0,52}{100} = 0,52 \text{ кг}. \quad (13)$$

Количество углерода, вносимого коксом равно:

$$G_{C_k} = \frac{G_k \cdot C_k \cdot \eta_c}{100 \cdot 100}. \quad (14)$$

Из таблицы 12 и таблицы 15 принимаем $C_k = 92 \%$, $\eta_c = 60 \%$.

Имеем:

$$G_{C_k} = \frac{G_k \cdot 92 \cdot 60}{100 \cdot 100} = 0,552G_k$$

Вес углеродистого лома в завалке составит:

$$G_{\text{угл.лома}} = G_{\text{ш.}} - G_k = 100 - G_k. \quad (15)$$

Это количество углеродистого лома внесет углерода:

$$G_{C_{\text{угл.лома}}} = \frac{G_{\text{угл.лома}} \cdot C_{\text{угл.лома}}}{100}, \quad (16)$$

где $C_{\text{угл.лом}}$ – содержание углерода в углеродистом ломе (таблица 12), %.

Полученные значения $C_{\text{ш.}}$, $G_{C_{\text{угл.лома}}}$ и G_k подставляем в выражение и получаем:

$$0,52 = \frac{(100 - G_k) \cdot 0,16}{100} + 0,552G_k. \quad (17)$$

Решая уравнение (17), определяем $G_k = 0,65$ кг, тогда $G_{\text{угл.лома}} = 99,35$ кг.

Таким образом, для выплавки стали марки 09Г2С, принимается следующий состав шихтовых материалов (таблица 17):

Таблица 17 – Состав шихтовых материалов

углеродистый лом	99,35 кг
кокс	0,65 кг
Итого:	100,0 кг

Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами, приведено в таблице 18.

Таблица 18 – Количество элементов, внесенных в металл шихтовыми материалами

Наименование материала	Вес, кг	Содержание элементов, внесенных в металл, кг							
		C	Mn	Si	S	P	Ni	Fe	Σ
Углеродистый лом	99,35	0,159	0,546	0,218	0,039	0,029	0,298	97,505	
Кокс	0,65	0,388			0,0050				
Итого, кг		0,547	0,546	0,218	0,044	0,029	0,298	97,505	99,187
Итого, %		0,551	0,5550	0,22	0,044	0,029	0,3	98,304	100,00

2.2.2 Период расплавления и окислительный период

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

В период расплавления и окислительный период окисляются следующие элементы:

1) углерод окисляется на $\Delta C = \Delta C_p + \Delta C_{o.п.} = 0,10 + 0,30 = 0,40$ % или

$$G_c = \frac{99,187 \cdot 0,4}{100} = 0,397;$$

2) кремний окисляется полностью – 0,218 кг;

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

$$G_{Mn} = \frac{0,546 \cdot 65,0}{100} = 0,355 \text{ кг};$$

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

5) фосфора в готовом металле должно быть не более 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 $\Delta P = 0,029 - 0,015 = 0,014$ %, или

$$G_p = \frac{G_{мет} \cdot \Delta P}{100} = \frac{99,187 \cdot 0,014}{100} = 0,0139 \text{ кг} \quad (18)$$

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

$$G_{\text{Fe}} = \frac{97,505 \cdot 3,0}{100} = 2,93 \text{ кг}$$

По практическим данным около 90 % железа окисляется до Fe_2O_3 и испаряется в зоне электрических дуг, около 10 % окисляется до FeO и Fe_2O_3 и переходит в шлак, причем задаемся соотношением $\text{FeO}/\text{Fe}_2\text{O}_3 - 2-4$. Принимаем $\text{FeO} / \text{Fe}_2\text{O}_3 - 3$, т.е. из 10 % окислившегося железа в шлак 7,5 % железа окисляется до FeO , а 2,5 % железа – до Fe_2O_3 .

Таким образом, в шлак переходит:

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

Из этого количества окисляется:

$$\text{до FeO} \quad \frac{0,293 \cdot 75,0}{100} = 0,219 \text{ кг;}$$

$$\text{до Fe}_2\text{O}_3 \quad \frac{0,293 \cdot 25,0}{100} = 0,073 \text{ кг.}$$

В зоне электрических дуг испаряется:

$$\frac{2,93 \cdot 90,0}{100} = 2,64 \text{ кг Fe и Fe}_2\text{O}_3.$$

В таблице 19 приводится необходимое количество закиси железа для окисления указанных элементов и количество образовавшихся оксидов.

В таблице 20 приводится необходимое количество кислорода для окисления углерода и железа шихты и количество образовавшихся оксидов.

Таблица 19 – Количество закиси железа (FeO) и образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента, кг	Потребное количество FeO, кг	Количество образовавшегося оксида, кг	Количество восстановленного в металл железа, кг
$[Mn] + (FeO) = (MnO) + [Fe]$	0,355	$0,355 \cdot \frac{72}{55} = 0,465$	$G_{MnO} = 0,355 \cdot \frac{71}{55} = 0,458$	$Fe = 0,355 \cdot \frac{56}{55} = 0,361$
$[Si] + 2(FeO) = (SiO_2) + 2[Fe]$	0,218	$0,218 \cdot \frac{72 \cdot 2}{28} = 1,121$	$G_{SiO_2} = 0,218 \cdot \frac{60}{28} = 0,467$	$Fe = 0,218 \cdot \frac{112}{28} = 0,872$
$2[P] + 5FeO = (P_2O_5) + 5[Fe]$	0,0139	$0,0139 \cdot \frac{72 \cdot 5}{31 \cdot 2} = 0,081$	$G_{P_2O_5} = 0,0139 \cdot \frac{142}{31 \cdot 2} = 0,032$	$Fe = 0,0139 \cdot \frac{5 \cdot 56}{2 \cdot 31} = 0,06$
Итого:		$\sum FeO = 1,667$		$\sum Fe = 1,29$

Таблица 20 – Количество кислорода и образовавшихся оксидов

Реакция окисления	Количество окислившегося элемента, кг	Необходимое количество кислорода, кг	Количество образовавшегося оксида, кг
$[C] + (FeO) = \{CO\} + [Fe]$	0,397	$0,397 \cdot \frac{16}{12} = 0,529$	$CO = 0,397 \cdot \frac{28}{12} = 0,926$
$Fe + \frac{1}{2} O_2 = FeO$	0,219	$0,219 \cdot \frac{16}{56} = 0,0625$	$FeO = 0,219 \cdot \frac{72}{56} = 0,281$
$2Fe + \frac{3}{2} O_2 = Fe_2O_3$	0,073	$0,073 \cdot \frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 56} = 0,031$	$Fe_2O_3 = 0,073 \cdot \frac{160}{2 \cdot 56} = 0,104$
	2,64	$2,64 \cdot \frac{3 \cdot 16}{2 \cdot 56} = 1,131$	$Fe_2O_3 = 2,64 \cdot \frac{160}{2 \cdot 56} = 3,771$
		Итого: $\sum O_2 = 1,753$	

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

Диаграмма, характеризующая зависимость $\lg (P_2O_5)/[P]^2$ от содержания закиси железа в шлаке и от основности шлака, выраженной отношением CaO/SiO_2 , приведена.

Коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом выражается следующим соотношением:

$$\frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = \frac{\{P_{исх} - [P]\} \cdot 29}{[P]^2 \times Ш_{о.п.}}, \quad (19)$$

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

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

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

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

Принимаем $CaO/SiO_2 = 2,0$; $FeO = 16 \%$; $t = 1650 \text{ }^\circ\text{C}$.

Получаем $P_2O_5/[P]^2 = 5012$.

Из выражения (15) определяем количество шлака. Принимаем:

$P_{исх} = 0,029 \%$; $[P] = 0,015 \%$,

Имеем:

$$Ш_{о.п.} = \frac{(0,029 - 0,015) \cdot 229}{5012 \cdot 0,015^2} \approx 3,0 \text{ кг.}$$

2.2.4 Определение количества шлака окислительного периода и периода расплавления

Для упрощения расчета принимаем, что шлак в основном состоит из оксидов примесей, для хорошей дефосфорации приняли, что $(FeO) = 16 \%$, а основность шлака $CaO/SiO_2 = 2,0$.

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

$$G_{\text{Ш.о.п.}} = G_{\text{MnO}} + G_{\text{P}_2\text{O}_5} + G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} + G_{\text{MgO}} + G_{\text{FeO}} + G_{\text{SiO}_2} + G_{\text{CaO}} \quad (20)$$

Количество (MnO), (P₂O₅), (Fe₂O₃) приведено в таблице 18 и 19. Количество (FeO), (MgO), содержащиеся в шлаке:

$$G_{\text{FeO}} = \frac{G_{\text{Ш.о.п.}} \cdot (\text{FeO})}{100} = \frac{3,0 \cdot 16}{100} = 0,48 \text{ кг.} \quad (21)$$

$$G_{\text{MgO}} = \frac{G_{\text{Ш.о.п.}} \cdot (\text{MgO})}{100} = \frac{3,0 \cdot 10}{100} = 0,3 \text{ кг.} \quad (22)$$

Так как основность шлака CaO/SiO₂ = 2,0, содержание CaO в шлаке можно выразить CaO = 2·SiO₂. Таким образом, получаем из уравнения (20):

$$3 = 0,458 + 0,032 + 0,104 + 0,3 + 0,48 + G_{\text{SiO}_2} + 2G_{\text{SiO}_2}$$

$$G_{\text{SiO}_2} = 0,542 \text{ кг; } G_{\text{CaO}} = 1,084 \text{ кг.}$$

Данные о приближенном весовом количестве и химическом составе шлака окислительного периода приведены в таблице 21.

Таблица 21 – Химический состав шлака окислительного периода

Окисел	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	Итого
Вес, кг	1,084	0,542	0,458	0,48	0,104	0,032	0,3	3,0
%	36,13	18,07	15,27	16,0	3,47	1,07	10,00	100,00

2.2.5 Определение расхода извести, кварцита и железной руды

В результате окисления кремния (таблица 18) в состав шлака входит G_{SiO₂} = 0,467 кг. Следовательно, присадкой кварцита необходимо внести кремнезема G_{SiO₂} = 0,542 - 0,467 = 0,075 кг. Тогда расход кварцита G_{кв.} (в кварците содержится 98 % SiO₂ (таблица 13) для обеспечения заданной основности шлака:

$$G_{\text{кв.}} = \frac{(\text{CaO})_{\text{шл.}} \cdot 100}{(\text{SiO}_2)_{\text{кв.}}} = \frac{0,075 \cdot 100}{98} = 0,0765 \text{ кг.} \quad (23)$$

Расход извести $G_{\text{изв.}}$ (в извести содержится 92 % CaO) (таблица 13) для обеспечения заданной основности шлака равен:

$$G_{\text{изв.}} = \frac{(\text{CaO})_{\text{шл.}} \cdot 100}{(\text{CaO})_{\text{изв.}}} = \frac{1,084 \cdot 100}{92} = 1,178 \text{ кг.} \quad (24)$$

Для поддержания в шлаке $\text{FeO} = 16\%$ требуется 0,48 кг FeO, но в шлаке уже есть 0,281 кг FeO (таблица 19). Следовательно, потребность в FeO составляет: $(\text{FeO}) = 0,48 - 0,281 = 0,199$ кг. При окислении элементов Mn, Si, P тратится 1,667 кг FeO (таблица 18). Таким образом, общая потребность в FeO равна:

$\text{FeO} = 0,199 + 1,667 = 1,866$ кг. Необходимое количество FeO вносится железной рудой, химический состав которой приведен в таблице 14.

В пересчете на Fe_2O_3 по реакции:



Потребуется следующее количество Fe_2O_3 :

$$G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{1,866 \cdot 160}{3 \cdot 72} = 1,382 \text{ кг.}$$

Необходимо в печь присадить железной руды:

$$G_{\text{ж.р.}} = \frac{\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 100}{(\text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{ж.р.}}} = \frac{1,382 \cdot 100}{90} = 1,536 \text{ кг.} \quad (26)$$

Для определения состава металла в конце окислительного периода используются данные таблиц 18–20.

Химический состав металла в конце окислительного периода приведен в таблице 22.

2.2.6 Обработка металла в АКОСе.

Таблица 22 – 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	0,547	0,397	0,15	0,155
Si	0,218	0,218	–	–
Mn	0,546	0,355	0,191	0,198
P	0,029	0,0139	0,015	0,0156
S	0,039	–	0,039	0,0403
Ni	0,298	–	0,298	0,308
Fe	97,505	2,93	94,575+1,29	99,282
			Σ 96,558	Σ 100,00

Внепечную обработку стали проводим под белым шлаком. Количество шлака определяем, исходя из задачи десульфурации. Необходимо удалить из металла такое количество серы, чтобы ее остаток не превышал содержание серы в готовом металле в соответствии с ГОСТ.

Принимаем $[S]_{г.м.} = 0,010 \%$. В конце окислительного периода металл содержал $0,039 \%$ серы (таблица 22). Таким образом, необходимо удалить:

$$0,039 - 0,010 = 0,029 \% S.$$

Это количество соответствует:

$$G_s = \frac{G_{мет.} \cdot S}{100} = \frac{96,558 \cdot 0,029}{100} = 0,028 \quad (27)$$

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

$$n_s = \frac{(S)}{[S]} = 20. \quad (28)$$

Шлак должен содержать серы:

$$(S) = n_s \quad [S] = 20 \cdot 0,01 = 0,20 \% . \quad (29)$$

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

$$\text{Ш}_{\text{в.п.}} = \frac{G_s}{(S)} \cdot 100\% = \frac{0,028}{0,2} \cdot 100 = 14 \text{ кг.} \quad (30)$$

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

$$G_{\text{FeO}} = \frac{\text{Ш}_{\text{в.п.}} \cdot (\text{FeO})_{\text{в.п.}}}{100} = \frac{14 \cdot 7}{100} = 0,98 \text{ кг.} \quad (31)$$

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

$$G_{\text{шл.см.}} = \text{Ш}_{\text{в.п.}} - G_{\text{FeO}} = 14 - 0,98 = 13,02.$$

Следовательно, в шлаковой смеси содержится:

$$G_{\text{изв.}} = \frac{G_{\text{шл.см.}} \cdot 5}{7} = \frac{13,02 \cdot 5}{7} = 9,3 \text{ кг;}$$

$$G_{\text{шам.}} = \frac{G_{\text{шл.см.}}}{7} = \frac{13,02}{7} = 1,86 \text{ кг;}$$

$$G_{\text{пл.шп.}} = \frac{G_{\text{шл.см.}}}{7} = \frac{13,02}{7} = 1,86 \text{ кг.}$$

При определении состава шлака при внепечной обработки учитываем только основные составляющие, вносимые шлакообразующими.

Данные о приближенном составе и количестве шлака восстановительного периода приведены в таблице 23.

Таблица 23 – Состав и количество шлака периода доводки

Источники поступления	Количество, кг	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Известь	9,3	8,56	0,232		0,307			0,093	
Шамот	1,86		1,172					0,651	
Плавиковый шпат*	1,86		0,074			1,767			
Окисление воздухом	0,98			0,98					
Поступает при десульфурации							0,028		
Итого		8,56	1,478	0,98	0,307	1,767	0,028	0,744	13,864
Состав, %		61,74	10,66	7,07	2,21	12,75	0,20	5,366	100,0

*Считать, что CaF₂ полностью переходит в шлак.

2.2.7 Определение количества раскислителей и легирующих

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

Потребность в раскислителях и легирующих определяется по формуле:

$$G_{\text{фер.}} = \frac{G_{\text{мет.}} \cdot ([X]_{\text{г.м.}} - [X]_{\text{к.о.п.}})}{[X]_{\text{фер.}} \cdot \eta} \cdot 100, \quad (32)$$

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

$[X]_{\text{к.о.п.}}$ – содержание легирующего элемента в металле в конце окислительного периода, % (таблица 22);

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

η – коэффициент усвоения легирующего элемента из данного ферросплава.

В излагаемом расчете принимаем, что осадочное раскисление проводим ферромарганцем марки ФМн 80, диффузионное раскисление осуществляем порошком ферросилиция марки ФС 75 и порошком кокса, а окончательное раскисление осуществляется алюминием, подаваемым в металл за 2–3 минуты до выпуска.

Используя выражение (31), определяем необходимое количество ферромарганца из расчета получения в готовом металле $[Mn]_{г.м.} = 1,5$. Вес металла $G_{мет}$ условно принимаем равным весу металла в конце окислительного периода (таблица 22). Принимаем $Mn_{ФМн} = 80,0$ % (таблица 12), $\eta_{Mn} = 95,0$ (таблица 15).

$$G_{ФМн80} = \frac{G_{мет} \cdot ([Mn]_{г.м.} - [Mn]_{к.о.п.})}{[Mn]_{ФМн80} \cdot \eta_{Mn}} \cdot 100 = \frac{96,558 \cdot (1,5 - 0,198)}{80 \cdot 95} \cdot 100 = 1,57.$$

Ферромарганец вносит в металл также и кремний, причем по практическим данным принимаем, что 30 % кремния ферромарганца расходуется на раскисление, т.е. $\eta_{Si} = 70$ %.

Определяем содержание кремния в металле, внесенного полученным количеством ферромарганца, принимаем $Si_{ФМн80} = 2$ % (таблица 14).

$$[Si]_{мет.} = \frac{G_{ФМн80} \cdot [Si]_{ФМн80} \cdot \eta_{Si}}{G_{мет.} \cdot 100} = \frac{1,57 \cdot 2 \cdot 95}{96,558 \cdot 100} = 0,03 \%. \quad (33)$$

Расход порошкообразного ферросилиция определяем, исходя из получения в готовом металле $[Si]_{г.м.} = 0,65$ % . При этом принимаем $Si_{ФС75} = 77$ %, $\eta_{ФС75} = 70$ %, т.е. 70 % кремния ферросилиция расходуется на раскисление (диффузионное).

$$G_{ФС75} = \frac{G_{мет} \cdot ([Si]_{г.м.} - [\sum Si]_{мет.})}{Si_{ФС75} \cdot \eta_{Si}} \times 100 = \frac{96,558 \cdot (0,65 - 0,029)}{77 \cdot 70} \cdot 100 = 1,0 \text{ кг}. \quad (34)$$

По практическим данным расход кокса на раскисление шлака 1–2 кг на 1 т металла. Принимаем расход кокса (g_k) – 1,0 кг/т. Необходимое количество кокса:

$$G_k = g_k \cdot G_{\text{мет}} = \frac{1,0 \cdot 96,558}{1000} = 0,096 \text{ кг.} \quad (35)$$

Результаты раскисления шлака периода доводки приведены в таблице 24.

Уточненный состав шлака периода доводки определяем, используя данные таблицы 23 и 24. Уточненный состав шлака периода доводки приведен в таблице 25.

$$G_{\text{SiO}_2} = \frac{G_{\text{Si}} \cdot M_{\text{SiO}_2}}{M_{\text{Si}}} = 0,16 \cdot \frac{60}{28} = 0,342$$

Таблица 24 – Раскисление шлака коксом и ферросилицием

Реакция	Расход раскислителя, кг	Восстанавливается закиси железа, кг	Переходит в металл и остается в шлаке при раскислении, кг
$(\text{FeO}) + \text{C}_k =$ $= [\text{Fe}] + \{\text{CO}\}$	$G_C = \frac{G_k \cdot [C]_k \cdot K_C^*}{100 \cdot 100} =$ $= \frac{0,096 \cdot 82 \cdot 30}{100 \cdot 100} = 0,0236$	$G_{\text{FeO}}^C = \frac{G_C \cdot M_{\text{FeO}}}{M_C} =$ $= 0,0236 \cdot \frac{72}{12} = 0,14$	$G_{\text{FeO}}^C = \frac{G_C \cdot M_{\text{Fe}}}{M_C} =$ $= 0,0236 \cdot \frac{56}{12} = 0,12$
$2(\text{FeO}) + \text{Si}_{\text{фс}} =$ $= 2[\text{Fe}] + (\text{SiO})_2$	$G_{\text{Si}} = \frac{G_{\text{фс75}} \cdot \text{Si}_{\text{фс75}} \cdot \eta_{\text{Si}} \cdot K_{\text{Si}}^{**}}{100 \cdot 100 \cdot 100} =$ $= \frac{1,0 \cdot 77 \cdot 70 \cdot 30}{100 \cdot 100 \cdot 100} = 0,16$	$G_{\text{FeO}} = \frac{G_C \cdot M_{\text{FeO}}}{M_{\text{Si}}} =$ $= \frac{0,16 \cdot 144}{28} = 0,822$ $\Sigma \text{FeO} = 0,962$	$G_{\text{Fe}}^{\text{Si}} = \frac{G_{\text{Si}} \cdot 2 \cdot M_{\text{Fe}}}{M_{\text{Si}}} =$ $= \frac{0,16 \cdot 112}{28} = 0,64$ $\Sigma \text{Fe} = 0,76$

Примечание. K_C^* – коэффициент усвоения углерода кокса при диффузионном раскислении; по практическим данным принимаем $K_C^* = 30 \%$; K_{Si}^{**} – коэффициент усвоения кремния ферросилиция при диффузионном раскислении, по практическим данным принимаем $K_{\text{Si}}^{**} = 30 \%$.

Таблица 25 – Состав шлака восстановительного периода

Источники поступления	CaO	SiO ₂	FeO	MgO	CaF ₂	S	Al ₂ O ₃	Σ
Предварительный состав шлака	8,56	1,478	0,98	0,307	1,767	0,028	0,744	13,864
Восстановились из шлака			0,962					
Образовалось в шлаке		0,342						
Итого, кг	8,56	1,82	0,018	0,307	1,767	0,028	0,744	13,244
Состав, %	64,63	13,74	0,14	2,32	13,34	0,211	5,62	100,0

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

В нашем случае принимаем расход алюминия (g_{Al}) равным 0,8 кг/т:

$$G_{Al} = g_{Al} \cdot G_{мет.} = \frac{0,8 \cdot 96,558}{1000} = 0,077 \text{ кг.} \quad (36)$$

Количество основных элементов, вносимых раскислителями и легирующими, приведено в таблице 26.

Таблица 26 – Количество элементов, вносимых ферросплавами

Наименование ферросплава	Элемент		
	Si	Mn	Fe
Ферромарганец ФМн 80	$\frac{G_{\text{ФМн80}} \cdot [\text{Si}]_{\text{ФМн}} \cdot \eta_{\text{Mn}}}{100 \cdot 100} =$ $= \frac{1,57 \cdot 2 \cdot 95}{100 \cdot 100} = 0,03$	$\frac{G_{\text{ФМн80}} \cdot [\text{Mn}]_{\text{ФМн80}} \cdot \eta_{\text{Mn}}}{100 \cdot 100} =$ $= \frac{1,57 \cdot 80 \cdot 95}{100 \cdot 100} = 1,2$	$\frac{G_{\text{ФМн80}} \cdot [\text{Fe}]_{\text{ФМн80}}}{100} =$ $= \frac{1,57 \cdot 17,17}{100} = 0,269$
Ферросилиций ФС75	$\frac{G_{\text{ФС75}} \cdot [\text{Si}]_{\text{ФС75}} \cdot \eta_{\text{Si}}}{100 \cdot 100} =$ $= \frac{1,0 \cdot 77 \cdot 70}{100 \cdot 100} = 0,539$	Не учитываем	$\frac{G_{\text{ФС75}} \cdot [\text{Fe}]_{\text{ФС75}}}{100} =$ $= \frac{1,0 \cdot 22,13}{100} = 0,221$
	0,569 кг	1,2 кг	0,49 кг

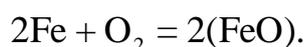
Примечание. Принимаем, что железо ферросплавов полностью переходит в металл. Переход в металл серы, углерода, фосфора для упрощения расчета не учитывается.

2.2.8 Определение состава готового металла

При расчете шихтовки по углероду было определено, что $\Delta C_{\text{в.п.}} = 0,02 \%$, что соответствует:

$$G_{\text{C}_{\text{в.п.}}} = \frac{G_{\text{мет.}} \cdot \Delta C_{\text{в.п.}}}{100} = \frac{96,558 \cdot 0,02}{100} = 0,0193 \text{ кг}; \quad (37)$$

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



Из металла окислится железо в количестве:

$$G_{\text{Fe}} = \frac{G_{\text{Fe}} \cdot M_{\text{Fe}}}{M_{\text{FeO}}} = \frac{0,98 \cdot 56}{72} = 0,76 \text{ кг}. \quad (38)$$

Состав готового металла определяем, используя данные таблицы 22, 24, 26. Состав готового металла приведен в таблице 27.

Таблица 27 – Химический состав готового металла

Источник поступления	Элемент							
	C	Si	Mn	Ni	P	S	Fe	Σ
Количество элементов в конце окислительного периода, кг	0,15	–	0,19 1	0,29 8	0,015	0,039	95,865	–
Внесено элементов ферросплавами, кг	0,019 3	0,56 9	1,2	–	–	–	0,49 0,76	–
Удалено в восстановительный период, кг	–	–	–	–	–	0,028	0,76	–
Итого:	0,169	0,56 9	1,39	0,29 8	0,015	0,01	96,355	98,80 6
Состав, %	0,17	0,57	1,41	0,3	0,015	0,01	97,52	100,0 0

2.2.9 Определение расхода шихтовых материалов на 1 т стали

Расход шихтовых материалов определяется:

$$g_{\text{ш.м.}} = \frac{G_{\text{ш.м.}} \cdot 1000}{G_{\text{г.м.}}}, \quad (39)$$

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

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

Металлический лом:

$$\frac{99,35 \cdot 1000}{98,806} = 1005,5 \text{ кг.}$$

Кокс:

$$\frac{(0,65 + 0,096) \cdot 1000}{98,806} = 7,55 \text{ кг.}$$

Никель:

$$\frac{0,298 \cdot 1000}{98,806} = 3,01 \text{ кг.}$$

Известь:

$$\frac{(1,178 + 9,3) \cdot 1000}{98,806} = 106,04 \text{ кг.}$$

Кварцит:

$$\frac{0,0765 \cdot 1000}{98,806} = 0,77 \text{ кг.}$$

Шамот:

$$\frac{1,86 \cdot 1000}{98,806} = 18,82 \text{ кг.}$$

Плавиковый шпат:

$$\frac{1,86 \cdot 1000}{98,806} = 18,82 \text{ кг.}$$

Газообразный технический кислород:

$$\frac{1,753 \cdot 1000}{98,806} = 17,74 \text{ кг.}$$

Железная руда:

$$\frac{1,536 \cdot 1000}{98,806} = 15,54 \text{ кг.}$$

Ферромарганец:

$$\frac{1,57 \cdot 1000}{98,806} = 15,88 \text{ кг.}$$

Ферросилиций:

$$\frac{1,0 \cdot 1000}{98,806} = 10,12 \text{ кг.}$$

Алюминий:

$$\frac{0,07 \cdot 1000}{98,806} = 0,78 \text{ кг.}$$

2.3 Расчёт оборудования печного пролёта [2]

2.3.1 Расчёт количества ДСП [1]

Количество печей рассчитывается по формуле:

$$n_{\text{п}} = \frac{100 \cdot Q_{\text{ц}} \cdot T}{24 \cdot \Phi \cdot M \cdot B}, \quad (40)$$

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

T – средняя продолжительность плавки, ч.;

M – масса одной плавки по жидкому металлу, т;

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

B – выход годного по цеху, %.

Средняя продолжительность плавки (T) складывается из следующих стадий:

$$T = \tau_{\text{зап}} + \tau_{\text{зав}} + \tau_{\text{эл}} + \tau_{\text{расп}} + \tau_{\text{ок}} + \tau_{\text{вып}}. \quad (41)$$

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

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

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

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

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

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

Продолжительность расплавления при включенной печи рассчитывается по формуле:

$$\tau_{\text{вкл.}} = \frac{W_{\text{эл.}} \cdot \eta_{\text{эл.}} + P_{\text{пот.}} \cdot \tau_{\text{выкл.}}}{P_{\text{ср.}} \cdot \eta_{\text{эл.}} \cdot \frac{b}{G} + W_{\text{к}} + W_{\text{ткг}} \cdot n \cdot P_{\text{пот.}}}, \quad (41)$$

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

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

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

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

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

G – масса жидкого металла, т;

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

$W_{\text{к}}$ – энергия, выделяющаяся при окислении компонентов шихты газообразным кислородом, МДж/т ($W_{\text{к}}$ – определяется из соотношения $W_{\text{к}} = Q \cdot V$, где Q – энергия, выделяющаяся при вдувании 1 м³ кислорода,

принимаем $Q = 10$ МДж/т; V – удельный расход кислорода, м³/т, по практическим данным принимаем 10–25 м³/т);

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

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

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

Продолжительность окислительного периода при плавке стали одношлаковым процессом принимаем $\tau_{\text{ок.}} = 15$ –20 мин.; Принимаем $\tau_{\text{ок.}} = 13$ мин.

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

Отсюда складывается следующая продолжительность плавки:

$$T = 5 + 5 + 5 + 30,2 + 13 + 1,5 = 63,7 \text{ ч.}$$

Отсюда количество печей составит:

$$n_{\text{п}} = \frac{100 \cdot 1500000 \cdot 0,995}{24 \cdot 313 \cdot 100 \cdot 98} = 2 \text{ печи.}$$

2.3.2 Расчет количества кранов

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

Количество кранов печного пролета n определяется из соотношения:

$$n = \frac{N \cdot T_{\text{кр}} \cdot K}{1440 \cdot \eta}, \quad (42)$$

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

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

K – коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей.

Принимаем $K = 1,1$;

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

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

- подача заправочной машины к печи ($t_1 = 2$ мин.);
- заправка печи ($t_2 = 4$ мин.);
- возврат заправочной машины ($t_3 = 2$ мин.);
- подъем груженной бадьи с автобадьевого и ее подача к печи ($t_4 = 3$ мин.);
- разгрузка бадьи в печь ($t_5 = 3$ мин.);
- возврат порожней бадьи к проему и установка на автобадьевого ($t_6 = 3$ мин.);
- подача новых электродов на печь и удаление старых электродов ($t_7 = 4$ мин.);
- перепуск электродов ($t_8 = 4$ мин.);
- подача инструмента и электродов к печи ($t_9 = 4$ мин.);
- простои на планово-предупредительные ремонты и осмотры ($t_{10} = 150/N$ мин.).

Простой на планово предупредительных ремонтах и осмотрах включает в себя:

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

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

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

На одну плавку продолжительность этих простоев составляет:

$$T_{10} = 150 / N = 150 / 49 = 3,0 \text{ мин./плавку.}$$

Общая продолжительность учтённых крановых работ составляет:

$$T_1 = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8 + t_9 + t_{10} = \\ = 2 + 4 + 2 + 3 + 3 + 3 + 4 + 4 + 4 + 3,0 = 32 \text{ мин.} \quad (43)$$

Продолжительность неучтенных работ составляет 30 % от учтенных,

т.е.:

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

Общая задолженность крана на одну плавку:

$$T_{\text{кр}} = T_1 + T_2 = 38,0 + 9,6 = 47,6 \text{ мин.}$$

Количество плавков по цеху в сутки определяется:

$$N = \frac{Q_{\text{ц}}}{b \cdot M \cdot \Phi} = \frac{1500000}{0,98 \cdot 100 \cdot 313} = 49 \text{ шт.} \quad (44)$$

Таким образом, количество кранов печного пролёта составит:

$$n = \frac{49 \cdot 41,6 \cdot 1,1}{1440 \cdot 0,8} = 1,9.$$

Принимаем $n = 2$ крана.

2.3.3 Расчет количества шлаковых чаш

Количество шлаковых чаш рассчитывается по формуле:

$$n = \left(z \cdot \frac{N \cdot \tau_{\text{об}}}{24} \right) \cdot K + \frac{N \cdot M_{\text{шл.}} \cdot \tau_{\text{об}}}{24 \cdot \rho \cdot V \cdot A} + 2, \quad (45)$$

Где z – количество печей в цехе, шт.;

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

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

M – масса шлака в сталеразливочном ковше, т;

ρ – плотность шлака;

V – объем шлаковой чаши;

K – коэффициент, учитывающий неравномерность работы печей;

A – допустимая степень заполнения чаши.

$$n = \left(2 \cdot \frac{49 \cdot 1}{24}\right) \cdot 1,15 + \frac{49 \cdot 11 \cdot 1}{24 \cdot 3 \cdot 16 \cdot 0,8} + 2 = 7,23 \text{ шт.}$$

Принимаем 8 шлаковых чаш.

2.4 Расчет количества бункеров для сыпучих в бункерном пролете

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

$$V_i = \frac{A_i \cdot P_i}{Y_i \cdot K}, \quad (46)$$

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

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

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

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

$$A_i = a_i \cdot G \cdot N, \quad (47)$$

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

G – вместимость печи, т;

N – количество плавов по цеху за сутки, шт.

Количество бункеров под i -ый материал равно:

$$n_i = \frac{V_i}{V_6}, \quad (48)$$

Где V_6 – объем одного бункера, м³.

Принимаем объем одного бункера 30 м³.

Общее количество бункеров в бункерном пролете определяется:

$$N_6 = V_{i1} + V_{i2} + \dots + V_{in}, \quad (49)$$

Где V_i – объем бункеров под i -ый материал;

n – количество наименований сыпучих материалов.

Объем бункеров для хранения кокса:

$$A_1 = 0,00755 \cdot 100 \cdot 49 = 36,995 \text{ (т/сут.)}$$

$$V_1 = \frac{36,995 \cdot 2}{0,5 \cdot 0,8} = 184,97 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров для хранения кокса:

$$n_1 = \frac{184,97}{30} = 6,2 \text{ шт.}$$

Принимаем $n^1 = 7$ шт.

Объем бункеров для хранения никеля:

$$A_2 = 0,00301 \cdot 100 \cdot 49 = 14,749 \text{ (т/сут.)}$$

$$V_2 = \frac{14,749 \cdot 3}{3,5 \cdot 0,8} = 15,8025 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров для хранения никеля:

$$n_2 = \frac{15,8025}{30} = 0,5 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_2 = 1$ шт.

Объем бункеров для хранения извести:

$$A_3 = 0,05541 \cdot 100 \cdot 49 = 271,509 \text{ (т/сут.)}$$

$$V_3 = \frac{271,509 \cdot 0,5}{0,8 \cdot 0,8} = 212,116 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров для хранения извести:

$$n_3 = \frac{212,116}{30} = 7,07 \text{ шт.}$$

Принимаем $n^3 = 8$ шт.

Объем бункеров для хранения плавикового шпата:

$$A_4 = 0,0087 \cdot 100 \cdot 49 = 76,146 \text{ (т/сут.)}$$

$$V_4 = \frac{42,63 \cdot 2}{1,7 \cdot 0,8} = 62,69 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров для хранения плавикового шпата:

$$n_4 = \frac{62,69}{30} = 2,08 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_4 = 3$ шт.

Объем бункеров для хранения железной руды:

$$A_5 = 0,01554 \cdot 100 \cdot 49 = 76,146 \text{ (т/сут.)}$$

$$V_5 = \frac{76,146 \cdot 2}{2,7 \cdot 0,8} = 70,505 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров для хранения железной руды:

$$n_5 = \frac{70,505}{30} = 2,3 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_5 = 3$ шт.

Объем бункеров для хранения ФС75:

$$A_6 = 0,01012 \cdot 100 \cdot 49 = 49,588 \text{ (т/сут.)}$$

$$V_6 = \frac{49,588 \cdot 3}{1,5 \cdot 0,8} = 123,895 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров для хранения ФС75:

$$n_6 = \frac{123,895}{30} = 4,13 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_6 = 5$ шт.

Объем бункеров для хранения ферромарганца:

$$A_7 = 0,01588 \cdot 100 \cdot 49 = 77,812 \text{ (т/сут.)}$$

$$V_7 = \frac{77,812 \cdot 3}{3,0 \cdot 0,8} = 97,265 \text{ м}^3.$$

Количество бункеров для хранения ферромарганца:

$$n_7 = \frac{97,265}{30} = 3,2 \text{ шт.}$$

Принимаем $n_7 = 4$ шт.

Общее количество бункеров в бункерном пролете определяется:

$$N_6 = 7+1+8+3+3+5+4=31 \text{ шт.}$$

2.5 Расчет оборудования раздаточного пролета

2.5.1 Расчёт количества АКОСов

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

$$n = \frac{z \cdot T}{1440}, \quad (50)$$

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

T – задолженность агрегата на одну плавку, мин.

1440 – число минут в сутках.

Задолженность агрегата складывается из продолжительности следующих операций:

Ожидание сталеразливочного ковша с плавкой, включая перестановку ковша и подачу сталевоза под агрегат, $\tau_1 = 10$ мин.;

Продувка аргоном для усреднения ванны, $\tau_2 = 3$ мин.;

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

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

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

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

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

Отсюда количество агрегатов для внепечной обработки:

$$n = \frac{49 \cdot 58,3}{1440} = 1,98 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 агрегата для внепечной обработки.

2.5.2 Расчёт количества вакууматоров

Расчёт количества вакууматоров выполняется по формуле:

$$n = \frac{z \cdot T}{1440}, \quad (51)$$

Где T – задолженность вакууматора на одну плавку, мин.

Задолженность вакууматора складывается из следующих операций:

1. Ожидание сталеразливочного ковша с плавкой, включая подачу ковша сталевозом под установку, $\tau_1 = 10$ мин.;
2. Обработка металла вакуумом с корректировкой химического состава, $\tau_2 = 30$ мин.;
3. Подъем камеры, выдача ковша из-под установки, ожидание передачи на МНЛЗ, $\tau_3 = 10$ мин.

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

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

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

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

$$n = \frac{\frac{49}{3} \cdot 55}{1440} = 0,62 \text{ шт.}$$

Принимаем 1 вакууматор.

2.5.3 Определение производительности и основных параметров МНЛЗ

1) Определение производительности слябовых МНЛЗ.

Годовая производительность МНЛЗ рассчитывается по формуле:

$$P = \frac{1440 \cdot M}{n \cdot T_1 + T_2} \cdot n \cdot K_B \cdot \Phi, \quad (52)$$

где M – масса плавки, т;

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

T_1 – продолжительность разливки одной плавки, мин.;

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

K_B – выход годных литых заготовок;

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

Продолжительность разливки одной плавки (T_1) оценивается по
формуле:

$$T_1 = \frac{1000 \cdot M}{V \cdot n_p \cdot m \cdot K_p}, \quad (53)$$

Где M – масса плавки, т;

V – нормативная скорость разливки, м/мин.;

n_p – количество ручьев, принимаем 2 ручья;

m – масса погонного метра заготовки, кг., принимаем $m = 2123$ кг.;

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

Расчет коррикативных скоростей разливки м/мин, по формуле:

$$V = \frac{K \cdot (1 + \frac{a}{b})}{b}, \quad (54)$$

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

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

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

Отсюда:

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

Тогда:

$$T_1 = \frac{1000 \cdot 100}{0,95 \cdot 2 \cdot 2123 \cdot 0,9} = 27,55 \text{ мин.}$$

Длину головной обрезки на один ручей примем равной 300 мм, тогда масса головной обрезки на плавку составит: $0,3 \times 2 \times 2123 = 1274$ кг. 2123 кг – масса погонного метра заготовки 300×1000 . Длину хвостовой обрезки с учетом усадки металла в конце кристаллизации примем равной 1000 мм, тогда масса хвостовой обрезки на одну плавку составит: $1,0 \times 2 \times 2123 = 4246$ кг. Масса скрапа равна: $2 \times 100 = 200$ кг. Масса аварийного скрапа равна: $5 \times 100 = 500$ кг. Масса металла в шламе: $100000 \times 0,5 / 100 = 500$ кг.

Следовательно, масса отходов составит:

$$1274 + 4246 + 200 + 500 + 500 + 200 = 6,92 \text{ т.}$$

Тогда выход годных заготовок составит:

$$K_B = (100 - 6,92) / 100 = 0,93 \text{ или } 93 \%. \quad (55)$$

Отсюда годовая производительность МНЛЗ:

$$P = \frac{1440 \cdot 100}{3 \cdot 27,55 + 25} \cdot 3 \cdot 0,93 \cdot 320 = 815497 \text{ т/год.}$$

Количество МНЛЗ рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{Q_{ц}}{P}, \quad (56)$$

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

$$n = \frac{1500000}{815497} = 1,83 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 слябовые МНЛЗ.

2.5.4 Расчет количества сталеразливочных ковшей

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

$$n = \frac{N \cdot T_1}{1440} + \frac{N \cdot T_2}{24 \cdot m} + 2, \quad (57)$$

Где N – число плавков в цехе за сутки;

T_1 – задолженность ковша на одну плавку, мин.;

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

m – средняя стойкость рабочей футеровки; принимаем 60 плавков.

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

1. Ожидание выпуска металла, включая захват ковша на стенде для сушки, $\tau_1 = 5$ мин.;
2. Выпуск металла, $\tau_2 = 1,5$ мин.;
3. Изменение температуры, выдержка и подача ковша к составу для обработки под АКОСом, $\tau_3 = 10$ мин.;
4. Обработка металла АКОСом, $\tau_4 = 33$ мин.;
5. Ожидание и подача ковша с металлом на вакуумирование, $\tau_5 = 3$ мин.;
6. Обработка металла вакууматором, $\tau_6 = 10$ мин.;
7. Ожидание и подача ковша с металлом на МНЛЗ, $\tau_7 = 10$ мин.;
8. Разливка стали на МНЛЗ, $\tau_8 = 27,55$ мин.

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

1. Слив шлака из ковша, $\tau_1 = 5$ мин.;
2. Охлаждение ковша, $\tau_2 = 100$ мин.;
3. Текущий ремонт ковша, включая удаление скрапины, удаление шиберного затвора, очистку и мелкий футеровки, $\tau_3 = 50$ мин.;
4. Установка шиберного затвора, включая перестановку ковша на стенд

для монтажа шиберного затвора, $\tau_4 = 20$ мин.;

5. Сушка в разогрев ковша, включая установку ковша на стенд для сушки, $\tau_5 = 70$ мин.

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

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

Отсюда количество сталеразливочных ковшей:

$$n = \frac{49 \cdot 100,05}{1440} + \frac{49 \cdot 245}{24 \cdot 60} + 2 = 17,9.$$

Принимаем 18 сталеразливочных ковшей.

2.5.5 Расчет количества промежуточных ковшей

Количество промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_k = \frac{T \cdot z}{24 \cdot C} + 1, \quad (58)$$

Где T – продолжительность ремонта футеровки ковша, ч;

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

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

Продолжительность ремонта промежуточного ковша складывается из продолжительности следующих операций:

1. Смена ковша на МНЛЗ, принимаем 0,05 ч.;
2. Охлаждение футеровки, принимаем 2,5 ч.;
3. Выдавливание стаканчиков, принимаем 0,416 ч.;
4. Ломка футеровки, принимаем 0,416 ч.;
5. Кладка арматурного слоя футеровки, принимаем 0,83 ч.;
6. Выполнение наливной (или кладка кирпичной) футеровки, принимаем 5 ч.;
7. Сушка футеровки, принимаем 12 ч.;
8. Установка гнездового кирпича, сталеразливочных стаканчиков, стопоров, принимаем 1 ч.;

9. Разогрев футеровки, принимаем 3,5 ч.;

10. Крановые операции по перестановке и транспортировке ковша, принимаем 0,416 ч.

Отсюда:

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

Тогда количество промежуточных ковшей составит:

$$n_k = \frac{26,1 \cdot 49}{24 \cdot 10} + 1 = 6,3.$$

Принимаем 7 промежуточных ковшей.

2.5.6 Количество стенов для сушки промежуточных ковшей

Количество стенов для сушки промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{T \cdot z}{24 \cdot C}, \quad (59)$$

Где T – время сушки ковша на стенде, ч.

$$n_c = \frac{12 \cdot 49}{24 \cdot 10} = 2,45.$$

Принимаем 3 стенов для сушки промежуточных ковшей.

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

2.5.7 Количество стенов для охлаждения футеровки промежуточных ковшей

Количество стенов для охлаждения футеровки промежуточных ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{2,5 \cdot 49}{24 \cdot 10} = 0,51.$$

Принимаем 1 стенд для охлаждения футеровки.

2.5.8 Количество стендов для ломки футеровки

Количество стендов для ломки футеровки определяется по формуле:

$$n_c = \frac{0,416 \cdot 49}{24 \cdot 10} = 0,084.$$

Принимаем 1 стенд для ломки футеровки.

2.5.9 Количество стендов для кладки футеровки ковшей

Количество стендов для кладки футеровки ковшей определяется по формуле:

$$n_c = \frac{5 \cdot 49}{24 \cdot 10} = 1,02.$$

Принимаем 2 стенда для кладки футеровки ковшей.

2.5.10 Расчет количества кранов

Количество кранов рассчитывается по формуле:

$$n = \frac{z \cdot T_{кр}}{1440 \cdot 0,8}, \quad (60)$$

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

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

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

1. Подъем со сталевоза, $\tau_1 = 3,5$ мин.;
2. Установка на стенд МНЛЗ, $\tau_2 = 3,5$ мин.;
3. Съём со стенда МНЛЗ, $\tau_3 = 3,5$ мин.;

4. Кантовка шлака, $\tau_4 = 3,5$ мин.;
5. Стенд для охлаждения, $\tau_5 = 3,5$ мин.;
6. Стенд для выдавливания стаканов, $\tau_6 = 3,5$ мин.;
7. Стенд подготовки к плавке, $\tau_7 = 3,5$ мин.;
8. Стенд для сушки, $\tau_8 = 3,5$ мин.;
9. Сталевоз, $\tau_9 = 3,5$ мин.;
10. Установка ковша на АКОС, $\tau_{10} = 3,5$ мин.;
11. Съём ковша с АКОСа, $\tau_{11} = 3,5$ мин.;
12. Установка ковша на вакууматор, $\tau_{12} = 1,16$ мин.;
13. Съём ковша с вакууматора, $\tau_{13} = 1,16$ мин.

Отсюда:

$$T_1 = 3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+1,16+1,16 = 40,82 \text{ мин.}$$

Выход ковша на холодный ремонт складывается из следующих операций:

1. Съём со стенда, $\tau_1 = 3,5$ мин.;
2. Стенд для охлаждения, $\tau_2 = 3,5$ мин.;
3. Установка на стенд для ломки футеровки, $\tau_3 = 3,5$ мин.;
4. Ремонтная яма, $\tau_4 = 3,5$ мин.;
5. Стенд для сушки, $\tau_5 = 3,5$ мин.;
6. Стенд для подготовки плавки, $\tau_6 = 3,5$ мин.

Отсюда:

$$T_2 = 3,5+3,5+3,5+3,5+3,5+3,5 = 21 \text{ мин.}$$

Тогда задолженность крана составит:

$$T_{\text{кр.}} = T_1 + T_2 = 40,82 + 21 = 61,82 \text{ мин.}$$

Продолжительность неучтенных работ составляет 10 %:

$$T = 61,82 \cdot 1,1 = 68,002 \text{ мин.}$$

Тогда:

$$n = \frac{49 \cdot 68,002}{1440 \cdot 0,8} = 2,8 \text{ шт.}$$

Принимаем 3 крана.

2.5.11 Расчет количества автобадьевозов

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

Расчет количества автобадьевозов проводится по формуле:

$$n = \frac{N \cdot T}{1440}, \quad (61)$$

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

T – задолженность автобадьевоза на плавку, мин.

$$T = T_1 + T_2 + T_3, \quad (62)$$

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

T_2 – время на разгрузку бады с шихтой в печь;

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

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

$$T_1 = \frac{2 \cdot V \cdot L}{\omega}, \quad (63)$$

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

ω – скорость автобадьевоза, 250 м/мин;

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

Отсюда:

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

Время на разгрузку бады с шихтой в печь складывается из

продолжительности следующих операций:

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

Отсюда задолженность автобадьевого на плавку составляет:

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

Тогда количество автобадьевого составит:

$$n = \frac{49 \cdot 39}{1440} = 1,3 \text{ шт.}$$

Принимаем 2 автобадьевого.

4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение [20]

4.1 Техничко-экономическое обоснование цеха

Проектируемый ЭСПЦ будет расположен в городе Комсомольск-на-Амуре и будет входить в состав ОАО «АмурМеталл». Данное предприятие имеет выгодное географическое местоположение ОАО «АмурМеталл» по отношению к рынкам сбыта стран Юго – Восточной Азии. Имеет развитую транспортную инфраструктуру. Близость морских портов, обуславливает конкурентное преимущество для ОАО «Амурметалл» при реализации продукции за рубеж. Морские перевозки намного дешевле железнодорожных.

В ЭСПЦ будет установлено две дуговые электросталеплавильные печи вместимостью 100 тонн, два агрегата комплексной обработки стали (АКОС-100), циркуляционный вакууматор и две слябовые машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). Производительность цеха составляет 1500000 тыс. тонн стали в год.

Проектируемый сортамент продукции:

- Кремнемарганцевая марка стали ГОСТ 5058-65 – 800000 т/год;
- Хромокремнемарганцевая ГОСТ 4543-71 – 300000 т/год;
- Хромоникелевая ГОСТ 4543-71 – 250000 т/год;
- Углеродистая качественная конструкционная ГОСТ 1050-74 – 150000 т/год;

4.2 Расчет основных фондов цеха и вложения при его строительстве

Капитальные вложения предназначены для строительства ЭСПЦ производительностью 1500000 т/год:

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

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

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

n_i – количество единиц i -того оборудования.

Таблице 28 – Смета капитальных вложений на строительство цеха

Наименование	Количество единиц	Цена единицы, руб	Стоимость единицы с учетом G_T и G_M	Полная стоимость, руб	Норма амортизации, %	Годовая сумма амортизации, руб
№	1	2	3	4	5	6
1. Здания						
Главный корпус	1	601844093	746286675	746286675	3,7	27613607
Всего по зданиям				746286675		27613607
2. Сооружения						
Трансформаторная	2	142575000	175367250	350734500	4,7	16488521
Газоочистное сооружение	1	501989886	617447559	617447559	4,7	29040035
Прочее		5172445	6362108	6362108	4,7	299019
Всего по сооружениям				974544167		45827575
3. Рабочее оборудование						
ДСП-100	2	398111240	489676825	979353650	6,7	46029622
АКОС	2	462130070	568419986	1136839972	6,7	76168278
Вакууматор	1	112510064	138387379	138387379	6,7	9271954
МНЛЗ	2	360000000	442800000	885600000	6,7	59335200
Стальковши	18	636591	783007	14094126	11,1	1564447
Сталевоз	2	1500013	1845016	3690032	11,1	409594
Шлаковая чаша	8	621899	764936	6119488	11,1	679263
Бадья завалочная	4	356514	438512	1754048	11,1	195899
Автошлаковоз	2	800500	984615	1969230	10,5	206769
Автобадьевоз	2	748376	920503	1841006	10,5	193306
Трайб аппарат	2	600525	738646	1477292	10,5	159116
Всего по раб.оборуд.				3171126223		194213248

Продолжение таблицы 28

№	1	2	3	4	5	6
1. Крановое оборудование						
Кран 180+63/20 т	2	20449283	25152618	50305236	5,8	2917704
Кран 120+63/20 т	2	18554823	22822432	45644864	5,8	2647402
Кран 50/12 т	2	1332645	1639153	3278306	5,8	190142
Кран 15 т	1	900000	1107000	1107000	5,8	64206
Всего по крановому оборудованию				100335406		5819454
Всего				4412346472		273473884

4.3 Расчет производственной мощности

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

$$T_{ном} = T_{кал} - (T_{кр} + T_{х.р}) \quad (64)$$

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

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

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

Отсюда:

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

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

$$T_{ф} = T_{ном} - T_{г.п.}, \quad (65)$$

Где $T_{г.п.}$ – продолжительность горячих простоев, $T_{г.п.} = 37$ сут.

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

Суточная производительность печь в фактические сутки составляет:

$$N_{сут.} = \frac{24 \cdot Q_c \cdot B}{T_{пл.}}, \quad (66)$$

Где Q_c – масса садки печи, 100 т;

B – выход годного, 98 %;

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

Отсюда:

$$N_{сут.} = \frac{24 \cdot 100 \cdot 0,98}{0,995} = 2363,8 \text{ т/сут.};$$

Фактическая годовая производительность стали по цеху определяется по формуле:

$$V_{г.} = N_{сут.} \cdot n_{п.} \cdot T_{ф.}, \quad (67)$$

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

Отсюда:

$$V_{г.} = 2363,8 \cdot 2 \cdot 313 = 1479738,8 \text{ т/год.}$$

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

$$ПМ = \frac{N_{г.}}{K_{и.м.}} = \frac{1479738,8}{0,97} = 1525503,9 \text{ т.} \quad (68)$$

Таблица 29 – Производственные показатели цеха

Показатели	Индекс	Проектные данные
Мощность трансформатора, кВА	W	95000
Масса садки, т	Q_c	100
Баланс времени, сут:	$T_{к.р.}$	7
– капитальные простои		
– холодные простои	$T_{х.р.}$	8
– горячие простои	$T_{г.р.}$	37
– фактическое время работы	$T_{ф.}$	313
– календарное время	$T_{к.}$	365
Длительность плавки, ч	$T_{пл.}$	0,995

Продолжение таблицы 29

Количество плавков в сутки	$N_{пл}$	49
Суточная производительность цеха, т/сут	$N_{сут}$	2363,8
Фактическая производительность, т/год	$B_{г}$	1479738,8
Производственная мощность цеха, т/год	ПМ	1525503,9

4.4 Расчёт штата работников и заработной платы

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

Численность персонала приведена в таблице 30.

Таблица 30 – Штатное расписание рабочего персонала.

Профессия	Тарифный разряд	Расстановочный штат					Резерв штата на отпуск	Резерв штата на выходные	Списочный штат
		Смены			Итого в сутки	подменной Итого с			
1	2	I 3	II 4	III 5			6	7	8
1. Печной пролет									
Ремонтный персонал	4	4	4	4	10	11	1	1	13
Огнеупорщик	5	3	3	3	9	10	1	1	12
На ДСП – 100 №1									
Сталевар печи	7	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный	6	1	1	1	3	4	1	1	6
2-ой подручный	5	1	1	1	3	4	1	1	6
3-ий подручный	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Пультовщик	4	2	2	2	6	7	1	1	10
Машинист крана	5	1	1	1	3	4	1	1	6
На ДСП – 100 №2									

Продолжение таблицы 30

Сталевар печи	7	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный	6	1	1	1	3	4	1	1	6
2-ой подручный	5	1	1	1	3	4	1	1	6
3-ий подручный	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Пультовщик	4	2	2	2	6	7	1	1	10
Машинист крана	5	1	1	1	3	4	1	1	6
Всего		21	21	21	61	75	14	14	115
2. Бункерный пролет									
Шихтовщик	3	3	3	3	9	10	1	1	12
Машинист крана	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Всего		4	4	4	12	14	2	2	18
3. Разливочный пролет									
Оператор сталевова	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Огнеупорщик	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Шлаковщик	3	3	3	3	9	10	1	1	12
Оператор циркуляционного вакууматора	7	2	2	2	6	7	1	1	10
Подручный оператора	6	2	2	2	6	7	1	1	9
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Оператор АКОСа №1	7	1	1	1	3	4	1	1	6
Сталевар АКОСа №1	6	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный сталевара	5	1	1	1	3	4	1	1	6
2-ой подручный сталевара	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Оператор АКОСа №2	7	1	1	1	3	4	1	1	6
Сталевар АКОСа №2	6	1	1	1	3	4	1	1	6
1-ый подручный сталевара	5	1	1	1	3	4	1	1	6
2-ой подручный сталевара	4	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Всего		24	24	24	72	88	16	16	121
4. Пролет МНЛЗ									
Оператор слябовой МНЛЗ №1	6	6	6	6	18	19	1	1	21
Оператор системы гидравлики и охлаждения	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Оператор разливочного поста	5	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Ремонтный персонал	4	4	4	4	12	13	1	1	15
Бригадир газорезчик	7	2	2	2	6	6	1	1	8
Оператор газорезки	6	2	2	2	6	6	1	1	8

Продолжение таблицы 30

Оператор слябовой МНЛЗ №2	6	6	6	6	18	19	1	1	21
Оператор системы гидравлики и охлаждения	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Оператор разливочного поста	5	1	1	1	3	4	1	1	6
Машинист крана	6	1	1	1	3	4	1	1	6
Бригадир газорезчик	7	2	2	2	6	6	1	1	8
Оператор газорезки	6	2	2	2	6	6	1	1	8
Всего		34	34	34	102	111	13	13	137
5. Вспомогательный пролет									
Машинист крана	6	2	2	2	6	7	1	1	10
Обработчик поверхности заготовок	5	3	3	3	9	10	1	1	12
Всего		5	5	5	15	17	2	2	22
Итого по цеху	413								

Таблица 31– Штатное расписание для руководителей, ИТР, служащих, МОП и учеников

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

Продолжение таблицы 31

Мастер по ремонту энергооборудования	1	1	3
Мастер по ремонту механического оборудования	1	1	3
Мастер по ремонту электрооборудования	1	1	3
Бюро программного обеспечения	1	1	3
Начальник смены	1	3	3
Старший мастер печь-ковш и УВС	1	1	1
Старший мастер электропечей	1	1	1
Старший мастер разливки	1	1	1
Старший мастер МНЛЗ	1	1	1
Начальник технологического бюро	1	1	1
Диспетчер	1	3	3
Сменный мастер печь-ковш и УВС	1	3	3
Сменный мастер электропечи	1	3	3
Сменный мастер разливки	1	3	3
Сменный мастер МНЛЗ	1	3	3
Инженер технолог	2	1	2
Учетно-экономическое бюро	2	1	2
Инженер по организации и нормированию труда	2	1	2
Инженер по подготовке кадров	1	1	1
Инженер по ОТ и ТБ	1	1	1
Табельщик	1	1	1
Секретарь	1	1	1
Завхоз	1	1	1
Электрики	1	1	1
Водители	2	3	6
Итого ИТР и служащих			66

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

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

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

Виды доплат:

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

Районный коэффициент принимаем равным 1,2.

Тарифная ставка – это размер оплаты, на основе которого производится расчет заработной платы работников.

Таблица 32 – Тарифные ставки по разрядам

Тарифная ставка, руб/ч	Разряд			
	4	5	6	7
	64,6	72,8	83	93,5

Для расчета средней заработной платы принимаем, что в цехе средний разряд шестой, тогда тарифная ставка будет равна 83 рублей. Исходные данные для расчета заработной платы приведены в таблице 35.

Таблица 33 – Исходные данные для расчета заработной платы

Разряд	Тарифная ставка	Отработано часов			
		всего	ночных	вечерних	праздничных
6	83	192	64	32	8

Заработная плата по тарифной ставке за месяц определяется по формуле:

$$ЗП_{ппр} = ТС \cdot K_{час} \cdot K_{вп}, \quad (69)$$

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

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

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

$$ЗП_{ппр} = 83 \cdot 192 \cdot 1 = 15936 \text{ руб./мес.}$$

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

$$Д_{ночн} = K_{ч.ночн} \cdot ТС \cdot K_n \quad (70)$$

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

$ТС$ – тарифная ставка, руб;

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

$$D_{\text{ночн}} = 64 \cdot 83 \cdot 0,40 = 2124,8 \text{ руб./мес.}$$

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

$$D_{\text{веч}} = K_{\text{ч. веч}} \cdot TC \cdot K_{\text{веч}}, \quad (71)$$

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

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

$$D_{\text{веч}} = 32 \cdot 83 \cdot 0,2 = 531,2 \text{ руб./мес.}$$

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

$$D_{\text{пр}} = K_{\text{ч. пр}} \cdot TC \cdot K_{\text{пр}}, \quad (72)$$

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

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

$$D_{\text{пр}} = 8 \cdot 83 \cdot 1 = 664 \text{ руб./мес.}$$

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

$$D_{\text{вр}} = K_{\text{час}} \cdot TC \cdot K_{\text{вр}}, \quad (73)$$

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

$$D_{\text{вр}} = 192 \cdot 83 \cdot 0,24 = 3824,64 \text{ руб./мес.}$$

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

$$PP_{\text{мес}} = TC \cdot K_{\text{час}} \cdot K_{\text{п}}, \quad (74)$$

Где $K_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий размер премии (50 % к TC).

$$PP_{\text{мес}} = 192 \cdot 83 \cdot 0,50 = 7968 \text{ руб./мес.}$$

Основная заработная плата без начисления районного коэффициента определяется по формуле:

$$ЗП_{\text{осн}} = ЗП_{\text{ппр}} + D_{\text{ночн}} + D_{\text{веч}} + D_{\text{пр}} + D_{\text{вр}} + PP_{\text{мес}}, \quad (75)$$

$$ЗП_{\text{осн}} = 15936 + 2124,8 + 531,2 + 664 + 3824,64 + 7968 = 31048,64 \text{ руб./мес.}$$

Основная заработная плата с учётом районного коэффициента (Хабаровский край, г. Комсомольск-на-Амуре = 1,2):

$$ЗП_{\text{мес}} = 31048,64 \cdot 1,2 = 37258,37 \text{ руб./мес.}$$

Основной фонд оплаты труда рабочих составит:

$$\text{ОФОТ}_{\text{раб}} = ЗП_{\text{мес}} \cdot Ч_{\text{р}},$$

Где $Ч_{\text{р}}$ – численность рабочих, равная 413 человек.

$$\text{ОФОТ}_{\text{раб}} = 37258,37 \cdot 413 = 15387706,81 \text{ руб/мес.}$$

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

$$\text{ОФОТ}_{\text{рук}} = 15387706,81 \cdot 0,20 = 3077541,36 \text{ руб/мес.}$$

Таким образом, получаем среднемесячную заработную плату ИТР равной:

$$\frac{3077541,36}{66} = 46629 \text{ руб/мес.}$$

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

$$\text{ФЗП}_{\text{год}} = (15387706,81 + 3077541,36) \cdot 12 = 221582973,72 \text{ руб/год.}$$

Величина страховых взносов СВ:

$$\text{СВ} = 221582973,72 \cdot 30/100 = 66474892,116 \text{ руб/год.}$$

Затраты по ЗП на 1 тонну стали составляют:

$$З_{\text{ЗП}} = \frac{\text{ФЗП}_{\text{год}}}{V_{\text{г}}}; \quad (76)$$

$$З_{\text{ЗП}} = \frac{221582973,72}{1479738,8} = 149,8 \text{ руб/т.}$$

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

$$\text{СВ} = \frac{66474892,116 \cdot 0,3}{1479738,8} = 13,48 \text{ руб/т.}$$

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

$$\text{Ц}_{p,\text{год}} = \frac{\text{ФЗП} \cdot 380}{100}, \quad (77)$$

$$\text{Ц}_{p,\text{год}} = \frac{221582973,72 \cdot 380}{100} = 842015300,136 \text{руб/т.}$$

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

$$\text{Ц}_p = \frac{\text{Ц}_{p,\text{год}}}{V_r}, \quad (78)$$

$$\text{Ц}_{p,\text{год}} = \frac{842015300,136}{1479738,8} = 569,03 \text{руб/т.}$$

4.5 Расчёт затрат на основные и вспомогательные материалы

Таблица 34 – Затраты на материалы на одну тонну стали

Статья затрат	Проектный вариант		
	Норма расхода, кг	Цена за 1 кг, руб.	Сумма затрат, руб.
Стальной лом	1005,5	20	20110
Ферросилиций ФС75	10,12	68	688,16
Ферромарганец ФМн80	15,88	124	1969,12
Алюминий	0,78	150	120
Кокс	7,55	38,88	293,544
Железная руда	15,54	3,094	48,08
Известь	106,04	3,87	410,38
Плавиновый шпат	18,82	20	376,4
Шамот	18,82	17	319,94
Никель	3,01	700	2107
Всего затрат на материалы ($\text{Ц}_{\text{мат.}}$)	1202,06		26442,7

4.6 Расчёт затрат на тепло – энергоресурсы

Цена электроэнергии на выплавку одной тонны стали:

$$\text{Э}_{\text{тс}} = \frac{S_H \cdot k \cdot C_{\text{э}}}{M_c}, \quad (79)$$

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

$S_{\text{н}}$ – мощность трансформатора, 95000 кВА;

k – коэффициент использования трансформатора, $k = 0,9$;

$C_{\text{э}}$ – стоимость 1 кВт электроэнергии, $C_{\text{э}} = 5,17$ руб/кВт;

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

$$\mathcal{E}_{\text{тс}} = \frac{95000 * 0,9 * 5,17}{100} = 4420,35 \text{ руб./т}$$

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

$$\mathcal{E}_{\text{тгэ}} = P_{\text{пара}} \cdot C_{\text{тэ}}, \quad (80)$$

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

$C_{\text{тэ}}$ – стоимость теплоэнергии, $C_{\text{тэ}} = 315$ руб.

$$\mathcal{E}_{\text{т.эн}} = 0,385 \cdot 315 = 121,7 \text{ руб.}$$

Затраты на кислород для выплавки 1 тонны стали составляют:

$$\mathcal{E}_{\text{кислород}} = P_{\text{кислород}} \cdot C_{\text{кислород}}, \quad (81)$$

где $P_{\text{кислород}}$ – расход кислорода, $P_{\text{кислород}} = 6$ м³/т;

$C_{\text{кислород}}$ – стоимость кислорода, $C_{\text{кислород}} = 82$ руб.

$$\mathcal{E}_{\text{кислород}} = 6 \cdot 82 = 492 \text{ руб.}$$

Стоимость сжатого воздуха для выплавки 1 тонны стали составляет:

$$\mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} = P_{\text{сж.возд.}} \cdot C_{\text{сж.возд.}}, \quad (82)$$

где $P_{\text{сж.возд.}}$ – расход сжатого воздуха, $P_{\text{сж.возд.}} = 5$ м³/т;

$C_{\text{сж.возд.}}$ – стоимость 1 м³ сжатого воздуха, $C_{\text{сж.возд.}} = 96$ руб.

$$\mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} = 5 \cdot 96 = 480 \text{ руб.}$$

Определяем затраты на техническую воду:

$$\mathcal{E}_{\text{техн.вода}} = P_{\text{техн.вода}} \cdot C_{\text{техн.вода}}, \quad (83)$$

где $P_{\text{техн.вода}}$ – расход технической воды, $P_{\text{техн.вода}} = 61,155 \text{ м}^3$;

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

$\mathcal{E}_{\text{техн.вода}} = 61,155 \cdot 17 = 1039,64 \text{ руб.}$

Затраты на аргон для продувки стали составляют:

$$\mathcal{E}_{\text{аргон}} = P_{\text{аргон}} \cdot C_{\text{аргон}}, \quad (84)$$

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

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

$C_{\text{аргон}}$ – стоимость аргона, $C_{\text{аргон}} = 139 \text{ руб.}$

$\mathcal{E}_{\text{аргон}} = 1,0 \cdot 139 = 139 \text{ руб.}$

Общая сумма затрат по расходу теплоэнергоресурсов составляет:

$\mathcal{E}_{\text{общ}} = \mathcal{E}_{\text{тс}} + \mathcal{E}_{\text{т.эн}} + \mathcal{E}_{\text{кислород}} + \mathcal{E}_{\text{сж.возд.}} + \mathcal{E}_{\text{техн.вода}} + \mathcal{E}_{\text{аргон}},$	(85)
$\mathcal{E}_{\text{общ}} = 4420,35 + 121,7 + 492 + 480 + 1039,64 + 139 = 6692,69 \text{ руб/т.}$	

4.7. Планирование себестоимости продукции

С учетом принятых технических и технологических решений все расходные коэффициенты, цены и затраты, необходимые для калькуляции себестоимости 1 тонны выплавляемой стали в проектируемом ЭСПЦ, и составляется проектная калькуляция себестоимости продукции в таблице 35.

Проектная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции включает:

- материальные затраты на единицу продукции P'_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

$$A = \frac{A_{\text{общ}}}{B_{\Gamma}}, \quad (86)$$

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

$$A = \frac{273443883,98}{1479738,8} = 184,8 \text{ руб/год.}$$

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

$$C_{\text{пр}} = Z_{\text{м}} + Э_{\text{общ}} + ЗП + СВ' + Ц_{\text{р}} + A', \quad (87)$$

$$C_{\text{пр}} = 26442,7 + 6692,69 + 149,8 + 13,48 + 569,03 + 184,8 = 34055 \text{ руб.}$$

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.

$$P'_{\text{оз}} = C_{\text{пр}} \cdot 15 \% \quad (88)$$

$$P'_{\text{оз}} = 34055 \cdot 0,15 = 5108 \text{ руб/т.}$$

$$P'_{\text{ком}} = 34055 \cdot 0,15 = 5108 \text{ руб/т.}$$

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

$$C'_{\text{пр}} = P'_{\text{м}} + P'_{\text{тэ}} + ФЗП' + СВ' + A' + P'_{\text{оз}} + P'_{\text{ком}} = 26442,7 + 6692,69 + 149,8 + 13,48 + 184,8 + 569,03 + 5108 + 5108 = 44268,7 \text{ руб.}$$

Таблица 35 – Укрупненная калькуляция себестоимости 1 тонны продукции

Затраты на материалы	26442,7
Затраты на теплоресурсы	121,7
Затраты на энергоресурсы	6692,69
Затраты на заработную плату	149,8
Социальные страховые взносы	13,48
Затраты на амортизацию	184,8
Общехозяйственные расходы	570
Общезаводские расходы	5108
Коммерческие расходы	5108
Полная себестоимость 1 тонны	44391,37

4.8 Расчет вложений в оборотные средства цеха.

Сумма этих затрат определяется по формуле:

$$K_{OC} = H_{пз} + H_{зч} + H_{гп}, \quad (89)$$

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

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

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

1) Норматив на производственные запасы сырья:

$$H_{пз} = \frac{\sum C_i \cdot B_{ni} \cdot d_i}{365}, \quad (90)$$

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

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

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

$$H_{пз} = \frac{14194,4 \cdot 1479738,8 \cdot 15}{365} = 863178264 \text{ руб.}$$

2) Норматив на незавершенное производство:

$$H_{зч} = \frac{B_n \cdot T_{ц}}{350} \cdot C_m \cdot K_n, \quad (91)$$

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

T_r – время ремонтов, дни;

C_g – себестоимость единицы продукции, руб.;

K_n – коэффициент нарастания затрат.

$$K_n = \frac{M + 0,5 \cdot P}{M + P}, \quad (92)$$

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

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

$$K_n = \frac{14194,4 + 0,5 \cdot 20897,9}{14194,4 + 20897,9} = 0,70.$$

$$H_{ПЗ} = \frac{1479738,8 \cdot 15}{350} \cdot 20897,9 \cdot 0,70 = 927703338,4 \text{ руб}$$

3) Норматив на готовую продукцию:

$$H_{гп} = \frac{B_N \cdot C_R \cdot d_R}{365}, \quad (93)$$

где dR – норма запаса готовой продукции, дни.

$$H_{гп} = \frac{1479738,8 \cdot 20897,9 \cdot 4}{365} = 338886942,12 \text{ руб.}$$

4) Сумма капитальных вложений в оборотные средства:

$$K_{oc} = 863178264 + 927703338,4 + 338886942,12 = 2129768544,52 \text{ руб.}$$

5) Расчет удельных капитальных вложений в производственные фонды:

Рассчитывается по формуле:

$$K = \frac{K_{оф} + K_{oc}}{B}, \quad (94)$$

где $K_{оф}$ -капитальные вложения в основные фонды руб;

K_{oc} -капитальные вложения в оборотные средства, руб.

$$K = \frac{5294815766,4 + 2129768544,52}{1479738,8} = 5017,5 \text{ руб.}$$

6) Определение экономической эффективности реконструкции.

$$\Pi = C_{гп} \cdot 10\% \quad (95)$$

$$\Pi = 28073,58 \cdot 0,10 = 2807,36 \text{ руб.}$$

Прибыль:

$$\Pi = \sum \Pi \cdot B_{гп} = 2089,79 \cdot 1479738,8 = 3092343346,852 \text{ руб.} \quad (96)$$

Коэффициент экономической эффективности проекта:

$$E = \frac{\Pi}{(K_{\text{оф}} + K_{\text{ос}})} = \frac{3092343346,852}{5294815766,4 + 2129768544,52} = 0,42. \quad (97)$$

Тогда срок окупаемости составит:

$$T = \frac{1}{E} = \frac{1}{0,41} = 2,5 \quad (98)$$

Таблица 36 – Техничко-экономические показатели.

Наименование показателей	Проектные данные
Капитальные вложения на строительство, руб	5294815766,4
Прибыль, руб	3092343346,852
Суточная производительность цеха, т/сут	2363,8
Производственная мощность, т/год	1525503,9
Годовая производительность, т/год	1500000
Себестоимость 1 тонны стали, руб.	44391,37
Среднемесячная заработная плата, руб:	
- рабочих	37258,37
- ИТР	46629
Численность рабочих	
- рабочих	413
- руководителей	66
Срок окупаемости, год	2,5