

Министерство образования Республики Беларусь

**Учреждение образования
«Гомельский государственный технический
университет имени П. О. Сухого»**

Кафедра «Металлургия и литейное производство»

В. А. Жаранов

РАСЧЕТ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
к курсовому проектированию
по одноименному курсу для студентов
специальности 1-42 01 01 «Металлургическое
производство и материалобработка (по направлениям)»
направления 1-42 01 01-01 «Металлургическое
производство и материалобработка (металлургия)»
специализации 1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия
черных и цветных металлов»
дневной и заочной форм обучения**

Гомель 2013

УДК 669.041(075.8)
ББК 34.314я73
Ж34

*Рекомендовано научно-методическим советом
механико-технологического факультета ГГТУ им. П. О. Сухого
(протокол № 2 от 06.12.2012 г.)*

Рецензент: зав. каф. «Инженерная графика» ГГТУ им. П. О. Сухого
канд. физ.-мат. наук, доц. *О. М. Остриков*

Жаранов, В. А.

Ж34 Расчет и проектирование электропечей : метод. указания к курсовому проектированию по одноим. курсу для студентов специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка (по направлениям)» направления 1-42 01 01-01 «Металлургическое производство и материалобработка (металлургия)» специализации 1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия черных и цветных металлов» днев. и заоч. форм обучения / В. А. Жаранов. – Гомель : ГГТУ им. П. О. Сухого, 2013. – 103 с. – Систем. требования: PC не ниже Intel Celeron 300 МГц ; 32 Mb RAM ; свободное место на HDD 16 Mb ; Windows 98 и выше ; Adobe Acrobat Reader. – Режим доступа: <http://alis.gstu.by/>. – Загл. с титул. экрана.

В методических указаниях представлены задания, теоретические сведения и общие требования к выполнению курсового проекта.

Для студентов технических специальностей дневной и заочной форм обучения.

УДК 669.041(075.8)
ББК 34.314я73

© Учреждение образования «Гомельский
государственный технический университет
имени П. О. Сухого», 2013

СОДЕРЖАНИЕ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ.....	4
2. ТЕМАТИКА КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ.....	5
3. ЗАДАНИЕ НА КУРСОВОЙ ПРОЕКТ.....	8
4. ОБЪЕМ И СОДЕРЖАНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА.....	9
4.1 Графическая часть проекта.....	9
4.2 Расчетно-пояснительная записка.....	18
5 РАСЧЕТ ИНДУКТОРА КАНАЛЬНОЙ ИНДУКЦИОННОЙ ПЕЧИ....	22
ВОПРОСЫ К ЗАЩИТЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА.....	32
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	35
ПРИЛОЖЕНИЕ А – ОБОЗНАЧЕНИЯ В СХЕМАХ.....	40
ПРИЛОЖЕНИЕ Б – ПРИМЕР ОФОРМЛЕНИЯ ТИТУЛЬНОГО ЛИСТА	52
ПРИЛОЖЕНИЕ В – ПРИМЕР ОФОРМЛЕНИЯ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ КУРСОВОГО ПРОЕКТА.....	53
ПРИЛОЖЕНИЕ Г – ПРИМЕР ОФОРМЛЕНИЯ ЧЕРТЕЖЕЙ КУРСОВОГО ПРОЕКТА.....	96

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Курсовой проект по расчету и проектированию электропечей является одним из основных этапов подготовки инженера по специальности 1–42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка».

Курсовой проект закрепляет и углубляет знания, приобретенные студентами при изучении специальных курсов: «Металлургическая теплотехника и теплоэнергетика», «Общая металлургия», «Теория металлургических процессов», завершая подготовку студента в области проектирования печей металлургического производства. Проект является самостоятельной работой по практическому применению полученных знаний при проектировании параметров электропечей, применяемых в металлургическом производстве.

Работа над проектом помогает систематизировать, расширить и углубить знания не только непосредственно по курсу, но и за весь предшествующий период обучения, и подготавливает студента к выполнению дипломного проекта. Знания, приобретаемые при выполнении курсового проекта, окажутся необходимыми при дальнейшей практической деятельности в качестве инженера, специалиста в области металлургического производства.

Работая над проектом, студент должен критически анализировать существующие схемы конструкций металлургических агрегатов, использовать современные технологии при проектировании, разрабатывать более совершенную, экономичную и рациональную технику.

2. ТЕМАТИКА КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Курсовой проект представляет собой комплексную работу, включающую расчетно-теоретические, конструкторские, технологические и технико-экономические задачи, связанные с проектированием электропечей.

Разработки по теме проекта должны быть реальными и применимы к практическому использованию. Целесообразно выполнение проектов с элементами научно-исследовательского характера.

Общие требования к печам:

- достаточно высокая тепловая мощность, обеспечивающая данную производительность;
- в рабочем пространстве печи должны быть достигнуты необходимые температуры, соответствующие технологическому режиму;
- высокая удельная производительность, высокое качество продукции при заданной производительности;
- наибольшая экономичность, легкость и простота обслуживания;
- наибольшая продолжительность работы без ремонтов, т. е. высокая стойкость огнеупорной кладки;
- печь должна быть автоматизированным тепловым агрегатом.

Задание на курсовое проектирование составляется руководителем проекта и содержит название темы, развернутое её содержание, объём проекта, его специальный раздел, содержание графического материала.

В курсовом проекте студенту может быть предложено проектирование электропечей различных типов с детальной проработкой вопросов конструктивной прочности, тепловой стойкости элементов охлаждения, интенсификации плавильных процессов, технологии выплавки специальных сплавов.

Курсовой проект предусматривает этапы проектирования:

- анализ типа печи предложенного в задании;
- выбор и обоснование основных элементов конструкции печи, технологии плавки и др. параметров проектируемого агрегата (для реализации этого этапа проектирования целесообразно использовать дополнительные источники информации: патентный поиск, реферативные журналы, научно-технические публикации);
- расчеты и эскизную проработку геометрических параметров проектируемой печи;

- расчеты энергетических составляющих металлургических процессов в электропечи, составление энергетического баланса;
- расчеты тепловых процессов, составление теплового баланса, разработка системы принудительного охлаждения элементов конструкции печи (при необходимости), выбор и обоснование материалов для изготовления футеровки;
- расчет электрических параметров печи, проработка вопросов автоматизации процессов;
- разработку общего вида печи, определение порядка ведения монтажных работ.

В порядке исключения темой курсового проекта может быть выбрана подробная разработка элементов конструкторской документации и других частей проекта электропечей, требующая проведения студентом специальной научно-исследовательской и опытно-конструкторской работы в плане научно-исследовательских и учебно-методических работ, проводимых выпускающей кафедрой.

Примерный список тем для курсового проектирования.

1. Спроектировать дуговую сталеплавильную печь переменного тока емкостью (12, 25, 50, 75, 100, 120, 150, 200, 250 т) (Варианты 1–9).

2. Спроектировать дуговую печь постоянного тока емкостью (10, 15, 20, 25, 30 т). (Варианты 10–14).

3. Спроектировать нагревательную печь непрерывного действия для нагрева заготовок перед прокаткой производительностью (10, 20, 40, 60, 85 т.) (Варианты 15–19).

4. Спроектировать комплекс печей для работы по дуплекс процессу с применением следующих типов печей (в скобках указаны емкости в тоннах):

Индукционная промышленной частоты (3, 6, 7, 5, 10, 12) – индукционная канальная печь (10, 15, 20, 25, 30) (Варианты 20–24).

Дуговая переменного тока (1, 5, 2, 3, 5, 6) – индукционная канальная печь (10, 15, 20, 25, 30) (Варианты 25–29).

5. Спроектировать печь сопротивления для термообработки заготовок емкостью (1, 2, 3, 6, 10 т.) (Варианты 30–34).

6. Спроектировать индукционную вакуумную печь емкостью (0.5, 0.75, 1.25, 1.5, 1.75, 2.00 т) (Варианты 35–40).

Порядок определения задания на проектирование по вариантам:

Емкость печи (по варианту) = Исходная емкость • ((100 %) + (2 последние цифры года)% – (5 % для заочного отделения) + (7,5 % для дневного)).

Пример

1 Исходная емкость по варианту 100 т (группа МЛ – дневное отделение) год 2013:

$$100\text{т} \cdot (100 \% + 13 \% + 7,5 \%) = 120,5 \text{ т.}$$

2 Исходная емкость по варианту 50 т (группа ЗМЛ – заочное отделение) год 2015:

$$50\text{т} * 1(100 \% + 15 \% - 5 \%) = 60,0 \text{ т.}$$

3. ЗАДАНИЕ НА КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

Задание на курсовой проект выдается кафедрой на бланке в течение первых двух недель семестра.

В бланке задания указывается тема проекта, объём и содержание основных этапов разработки, и сроки заполнения.

Задание подписывается руководителем курсового проекта и утверждается заведующим кафедрой.

Задание на курсовой проект должно быть разработано так, чтобы студент проявил максимум инициативы и самостоятельности при его выполнении.

Курсовой проект выполняется в установленные графиком сроки, представленные материалы должны быть выполнены с совладением всех положений, установленных единой системой конструкторской и технологической документации (ЕСКД, ЕСТД).

Курсовой проект является самостоятельной работой студента, поэтому руководитель или консультант не должны выбирать или подсказывать ему технические решения. Они могут ознакомить его с возможными вариантами решений, методами расчёта, имеющимися техническими возможностями на момент проектирования. Студент полностью отвечает за принятые решения, правильность выполнения расчётов, и литературное изложение пояснительной записки. Особое внимание он должен уделить технико-экономическому обоснованию принимаемых решений с учётом экологии и техники безопасности.

4. ОБЪЕМ И СОДЕРЖАНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Курсовой проект должен быть представлен чертежами на 5 листах формата А1 (допускается с целью повышения информативности чертежей использовать совмещение на форматах А0) по ГОСТ 2.301–68 и расчетно-пояснительной запиской, включающей описание всех этапов работы, в объеме не более 50 страниц, включая приложения. Текстовый материал должен быть оформлен в соответствии с правилами оформления текстовых документов, установленными ГОСТ 2.105–95.

4.1 Графическая часть проекта

Графическая часть проекта иллюстрирует результаты работы и выполняется карандашом черного цвета или с использованием средств ЭВМ (плоттеров и принтеров) на листах ватмана формата А1 (594x841 мм). Общее число графических листов - 8-9. Форматы и масштабы изображений, и их обозначение на чертежах установлены ГОСТ 2.301-68* ГОСТ 2.302-68*.

Формат	Размеры сторон, мм
А0	841x1189
А1	594x841
А2	420x594

При выполнении чертежей, схем, диаграмм и тому подобного небольших размеров и при необходимости совмещения их на одном листе допускается формат А1 делить в любой комбинации на форматы:

- А2 (420 х 594 мм);
- А3 (297 х 420 мм);
- А4 (210 х 297 мм).

При этом формат А1 не разрезается, а основные надписи на выделенных форматах выполняются на каждом выделенном формате. На форматах А4 основная надпись может размещаться только вдоль короткой стороны.

Допускается использование дополнительных форматов, образуемых увеличением сторон основных форматов на величину, кратную размерам формата А4 согласно ГОСТ 2.301-68*

Все надписи на схемах выполняют чертежным шрифтом по ГОСТ 2.304-81. Масштабы и степень детализации графического материала выбираются из условия целесообразности. На каждом листе графический материал следует располагать равномерно по всей площади так, чтобы в среднем было заполнено 70-80% общей площади листа.

Не допускается выполнение чертежей в необоснованно крупном масштабе или размещении их на большом формате с недостаточной заполненностью пространства.

Не рекомендуется принимать мелкие масштабы и большую скученность графических изображений, при которых страдает наглядность чертежа.

Графические разработки проекта должны отражать результаты работы, выполненной студентом или при его значительном участии. Не допускается предъявление чертежей, которые не содержат результатов работы студента, за исключением тех, на которых далее будет представлены предлагаемые изменения, разрабатываемые в проекте.

Чертежи должны быть выполнены чисто и аккуратно. В тех случаях, когда информация об изделии (схеме) невозможно или нецелесообразно выразить в виде изображения или условными обозначениями, в графической части проекта включают текстовую часть, надписи и таблицы (ГОСТ 2.316-68). Содержание текста и надписей должно быть кратким и точным. Текст на поле чертежа, таблицы и надписи, связанные непосредственно с изображением, располагают параллельно основной надписи. Текстовая часть состоит из технических требования и технических характеристик. Между текстовой частью и основной надписью не должно быть изображений таблиц и тому подобного.

Технические требования на чертеже излагают, группируя вместе однородные и близкие по своему характеру сведения: требования к настройке и регулировки изделия; условия и методы испытаний; особые условия эксплуатации; ссылки на другие документы и тому подобное. Заголовок «Технические требования» пишут только в том случае, если на чертеже приводится техническая характеристика изделия. Заголовок не подчеркивается.

Техническую характеристику размещают отдельно от технических требований на свободном поле чертежа под заголовком «Техническая характеристика». Заголовок не подчеркивается.

Надписи, относящиеся непосредственно к изображению, могут содержать не более двух строк, располагаемых над полкой линии-выноски или под ней.

На принципиальной схеме должны быть однозначно определены все элементы и устройства, входящие в состав изделия и изображенные на схеме. Данные об элементах должны быть записаны в перечень элементов (таблице). Таблицы размещают на свободном месте поля чертежа справа от изображения или ниже его. При этом связь перечня с условными графическими обозначениями элементов должна осуществляться через позиционные обозначения.

Каждый чертеж должен иметь основную надпись, расположенную в правом нижнем углу формата. Формы, размеры и содержание основной надписи определены ГОСТ 2.104-68 и должны соответствовать нормам принятым в университете. Пример оформления основной надписи приведён в Приложении Н.

В графы, номера которых проставлены в Приложения Н вписываются:

- в графе (1) – формулировка темы проекта;
- в графе (2) – курсовой проект;
- в графе (3) – обозначение документа, например, МЛ – 14 – 00.00. СБ,

где первые два знака - шифр специальности; вторые два знака – год разработки (последние две цифры); третьи два знака – обозначение типа чертежа (например: ПЛ- планировка, СБ-сборочный, СХ-схема, МЧ-монтажный чертеж, ИЛ-иллюстрация и т.д.); четвертые два знака – номер сборочной единицы; последние два знака – вид и тип схемы (например: Э4 – схема электрическая монтажная).

Схемы выполняются без соблюдения масштаба. Действительное пространственное расположение составных частей не учитывается или учитывается приблизительно.

Графическое обозначение элементов схемы и соединяющих их линий следует располагать так, чтобы обеспечивалось наилучшее представление о структуре установок и взаимодействие её основных элементов. Расстояние между двумя соседними линиями графического изображения должно быть не менее 1 мм. Расстояние между параллельными линиями должно быть не менее 3 мм. Расстояние между отдельными условными графическими изображениями должно быть не менее 2 мм.

Условное графическое изображение элементов схем устанавливаются ЕСКД. Могут использоваться изображения в виде упрощённых внешних очертаний элементов схем.

При необходимости возможно применение нестандартизованные условные графические обозначения и упрощённые внешние очертания. При этом на схемах необходимо привести принятые условные обозначения и дать соответствующие пояснения.

Размеры некоторых условных графических обозначений устанавливаются стандартами. Толщина линий должна быть одинаковой на всех схемах. Размеры графических обозначений допускается изменить пропорционально.

Линии связи выполняются толщиной от 0,2 до 1,0 мм, в зависимости от формата листов и размеров графических обозначений. Линии связи должны состоять из горизонтальных и вертикальных

отрезков и иметь минимальное число изломов и взаимных пересечений. В отдельных случаях допускается применять наклонные линии связи. Линии связи должны вычерчиваться полностью.

Данные об элементах, изображённых на схеме, записывают в перечень элементов. Связь между условными графическими обозначениями и перечнем элементов осуществляется через позиционные обозначения.

Перечень элементов схемы помещается на первом листе схемы или выполняется в виде самостоятельного документа (таблицы). При оформлении таблицы ей присваивается код, состоящий из буквы «П» и кода схемы. Например, ПЭЗ – код схемы принципиальной электрической. Таблицу заполняют сверху вниз и она имеет следующие данные:

- в графе «порядковый номер» – номер элемента схемы в таблице;
- в графе «позиционное обозначение» – позиционное обозначение элемента схемы;
- в графе «наименование» – наименование элемента схемы;
- в графе «количество» – число одинаковых элементов;
- в графе «примечание» – технические данные элемента схемы, не содержащиеся в его наименовании.

На схемах допускается помещать различные технические данные, которые указывают либо около графических обозначений, либо на свободном поле схемы.

Текстовые данные приводят в тех случаях, когда содержащиеся в них сведения нецелесообразно или невозможно выразить графически. Содержание текста должно быть кратким и точным, но без сокращений за исключением общепринятых.

На принципиальных схемах изображают все элементы, необходимые для осуществления в схеме заданных электрических процессов. Схемы вычерчивают для элементов, находящихся в отключенном положении. В технически обоснованных случаях допускается отдельные элементы схемы вычерчивать в выбранном рабочем положении с указанием на поле схемы режима, для которого вычерчены эти элементы схемы.

Каждый элемент или устройство, имеющие самостоятельную принципиальную схему, должны иметь позиционное двухбуквенное кодовое обозначение (табл. 1) в соответствии с ГОСТ 2.710–81.

В общем случае обозначение состоит из трёх частей, определяющих вид элемента. Его номер и выполняемую функцию. Первые две являются обязательными составляющими обозначения. Например, LRK – реактор токоограничивающий, межсекционный.

Порядковые номера элементам следует присваивать, начиная с единицы, в пределах группы элементов, которым на схеме присвоено одинаковое буквенное позиционное обозначение, например, Q1, Q2, Q3, в соответствии с последовательностью их расположения на схеме сверху вниз и слева направо. Позиционные обозначения проставляют рядом с условными графическими обозначениями элементов с правой стороны или под ними.

При изображении на схеме элемента «разнесённым» способом позиционное обозначение элемента проставляется около каждой составной части.

На принципиальной схеме должны быть однозначно определены все элементы, входящие в состав установки и изображённые на схеме. При выполнении схемы на неполных листах должны выполняться следующие требования:

- нумерация позиционных обозначений элементов должна быть сквозной в пределах установки;
- перечень элементов должен быть общим;
- при повторном изображении отдельных элементов на других листах схемы следует охранять позиционные обозначения, присвоенные им на одном из первых листов схемы.

Между представляемыми чертежами и схемами должна быть однозначная связь, которая обеспечивает возможность отыскания одних и тех же элементов, устройств, связей или соединений на всех схемах представляемого графического материала к дипломному проекту.

Таблица 1
Буквенные коды, определяющие вид электрических элементов в соответствии с ГОСТ 2.710–81

Первая буква кода	Группа видов элементов	Примеры электрических приборов	Двухбуквенный код
1	2	3	4
А	Устройства (общие обозначение)	Усилители, приборы телеуправления, лазеры, мазеры. Устройство АПВ	АКС
В	Преобразователи неэлектрических величин электрические (кроме генераторов и источников питания) или наоборот, аналоговые или многозарядные преобразователи или датчики для указания или измерители	Громкоговоритель Магнитострикционный элемент Детектор ионизирующих излучений Сельсин-приёмник Телефон (капсюль) Сельсин-датчик Тепловой датчик Фотоэлемент Микрофон Датчик давления Пьезоэлемент Датчик частоты вращения (тахогенератор) Звукосниматель Датчик скорости	ВА ВВ ВД ВЕ ВF ВС ВR ВL ВV ВP ВQ ВR BS BV
С	Конденсаторы	Силовая батарея конденсаторов	СВ
Д	Схемы интегральные, микросборки	Схема интегральная аналоговая Схема интегральная цифровая, логический элемент Устройство хранения информации Устройство задержки	DA DD DS DT
Е	Элементы разные (осветительные устройства, нагревательные элементы)	Нагревательные элемент Лампы осветительные Пиропатрон	EK EL Т

Продолжение табл. 1

1	2	3	4
F	Разрядники, предохранители, устройства защитные	Дискретный элемент защиты по току мгновенного действия Дискретный элемент защиты по току инерционного действия Предохранитель плавкий Дискретный элемент защиты по напряжению, разрядник	FA FP FU FV
G	Генераторы, источники питания, кварцевые осцилляторы	Генератор, аккумулятор батареи Батарея Синхронный компенсатор	G GB GC
H	Устройства индикационные и сигнальные	Прибор звуковой сигнализации Индикатор символьный Прибор световой сигнализации Лампа сигнальная с белой линзой Лампа сигнальная с зелёной линзой Лампа сигнальная с красной линзой	HA HG HL HLW HLG HLR
K	Реле, контакторы, пускатели	Реле токовое Реле указательное Реле электротепловое Реле напряжения Контактор, магнитный пускатель Реле частоты Реле времени Реле промежуточное	KA KH KK KV KM KF KT KL
L	Катушка индуктивности, дрессели	Дрессели люминесцентного освещения	LL
		Реакторы Реактор секционный	LR LRK
M	Двигатели постоянного и переменного тока		

Продолжение табл. 1

1	2	3	4
Р	Приборы, измерительное оборудование (сочетание РЕ применять не допускается)	Амперметр Счётчик импульсов Частотометр Счётчик активной энергии Счётчик реактивной энергии Омметр Регистрирующий прибор Часы, измеритель времени действия Вольтметр Ваттметр	РА РС РF РI РK РR РS РT РV РW
Q	Выключатели и разъединители в силовых цепях (энергоснабжение, питание оборудования и т.д.)	Выключатель в силовых цепях Выключатель автоматический Выключатель нагрузки Выключатель секционный Выключатель шиносоединительный Разъединитель Короткозамыкатель Отделитель Рубильник Разъединитель заземляющий	Q QF QW QK QA QS QN QR QS QSG
R	Резисторы	Терморезистор Потенциометр Шунт измерительный Варистор	RK RP RS RU
S	Устройства коммутационные в цепях управления, сигнализации и измерительные (обозначение SF применяют для аппаратов, не имеющих контактов силовых цепей)	Выключатель или переключатель Выключатель кнопочный Выключатель автоматический Выключатели, срабатывающие от различных воздействий: уровня давления положения (путевой) частоты вращения температуры	SA SB SF SL SP SQ SR SK

Окончание табл. 1

1	2	3	4
T	Трансформаторы, автотрансформаторы	Трансформатор тока Электромагнитный стабилизатор Трансформатор напряжения	TA TS TV
U	Устройства связи Преобразователи электрических величин	Модулятор Демодулятор Преобразователь частотный. Выпрямитель	UB UR UF UD
V	Приборы электровакуумные и полупроводниковые	Диод, стабилитрон Прибор электровакуумный Транзистор Тиристор	VD VL VT VS
W	Линия и элементы СВЧ	Линия электропередачи	W
		Ответвитель	WE
		Короткозамыкатель	WK
		Вентиль	WS
	Антенны	Трансформатор, фазовращатель	WT
		Аттенюатор	WU
	Антенна	WA	
x	Соединения контактные	Токосъёмник, контакт скользящий	XA
		Штырь	XP
		Гнездо	XS
		Соединение разборное	XT
		Соединитель высокочастотный	XW
Y	Устройства механические с электромагнитным приводом	Электромагнит включения	YAC
		Электромагнит отключения	YAT
		Муфта с электромагнитным приводом	YC
		Электромагнитный патрон или плита	YH
Z	Устройства конечные, фильтры, ограничители	Ограничитель	ZL
		Фильтр кварцевый	ZQ

4.2 Расчетно-пояснительная записка

Расчетно-пояснительная записка является документом, в котором приводятся обоснования принятых проектантом технологических и конструкторских решений, а также необходимые расчеты, таблицы, графики и иллюстрации.

Содержание определяется характером работы. Но в любом случае, работа должна содержать введение, основную часть, состоящую из разделов подразделов и пунктов, заключения, списка использованных источников, приложений (при необходимости), спецификацию.

Текстовый документ должен включать следующие структурные элементы:

- титульный лист;
- задание;
- реферат;
- содержание;
- введение;
- основную часть;
- заключение;
- список использованных источников;
- приложения.

Рубрикация частей работы должна быть выполнена в соответствии с рекомендациями.

Введение, заключение, список использованных источников, приложения, не нумеруются. Нумеруются только разделы основной части. В Содержание вносят только три ступени рубрикации, т.е. разделы, подразделы и пункты.

Слово «Содержание» записывают в виде заголовка (симметрично тексту) прописными буквами. Наименование разделов, включенных в содержание, записывают прописными буквами. Наименование подразделов и пунктов записываются строчными буквами, начиная с прописной буквы.

Заголовки всех частей работы (разделов, подразделов, пунктов) должны быть напечатаны без отступа. Пример:

1 _____
1.1 _____
1.2 _____
1.3 _____
1.3.1 _____
1.3.2 _____
2 _____

2.1 _____

2.2 _____

2.2.1 _____

2.2.2 _____

3 _____

В Содержании обязательно должны быть указаны номера страниц, на которых размещается начало каждой части работы (разделов, подразделов, пунктов).

Колонку с номерами страниц размещают у правого края листа. Последнее слово каждого заголовка и соответствующий номер страницы можно соединить штриховой или точечной линией.

Текст пояснительной записки должен отвечать следующим требованиям:

– при оформлении пояснительной записки с применением текстовых редакторов, печатающих и графических устройств вывода ПЭВМ рекомендуется использовать шрифт *Times New Roman Cyr* размером 14 пт, отступ для первой строки 15 – 17 мм, интервал между строками одинарный;

– для акцентирования внимания на определенных терминах, формулах разрешается использование компьютерных шрифтов разной гарнитуры в соответствии с ГОСТ 7.32 – 2001;

– опечатки, описки и графические неточности, обнаруженные в процессе написания работы, допускается исправлять подчисткой или закрашиванием белой краской и нанесением на том же месте исправленного текста.

Нумерация страниц, разделов, подразделов, пунктов, рисунков, таблиц, формул дается арабскими цифрами без знака №.

Первой страницей проекта является титульный лист, который включают в общую нумерацию страниц проекта. На титульном листе номер страницы не ставят, на последующих листах номер проставляют в нижнем углу рамки без точки в конце.

Ведение курсового проекта должно состоять из трех смысловых частей.

В первой части приводятся данные анализа передовых достижений науки и техники по теме проекта, дается общая оценка ситуационной обстановки, требующей разработки проекта, с обоснованием основных принимаемых решений.

Во второй части формулируются цель и задачи проекта, оценивается актуальность и новизна темы, указывается связь с общегосударственными задачами в области металлургии, роль и значение определенного типа электропечей (в соответствии с темой курсового проекта).

В третьей части приводятся наименования директивных документов, на основании которых будет выполняться курсовой проект.

Объем раздела «Введение» 1-1,5 страницы.

Библиографический список размещают в конце основной.

Заголовок печатают прописными буквами, как и названия всех разделов.

Сведения об источниках следует располагать в порядке появления ссылок на источники в тексте записки и нумеровать арабскими цифрами без точки и печатать с абзацного отступа

Ссылки на источники в тексте указываются в квадратных скобках (например [4], [5-9]).

В перечне литература для каждого источника по ГОСТ 7.1-2003 должны указывать: фамилию и инициалы автора (авторов), заглавие издания, место издания, издательство, год издания, количество страниц. Название места издания указывается без сокращений, в именительном падеже. Допускается сокращение только для двух городов: Москва (М) и Ленинград (Л), Санкт-Петербург (СПб).

Сведения о статье из периодического издания должны включать: фамилию и инициалы автора; заглавие статьи; название издания (журнала); название серии (если таковое имеется); год выпуска; том (при необходимости); номер выпуска (журнала); страницы, на которых напечатана статья.

Заглавия издания, название периодического издания, фамилию и инициалы авторов следует приводить в том виде, в каком они даны на титульном листе с соответствующими дополнениями (например: пояснением содержания; назначением; указанием о переводе; языке оригинала; повторности издания и тому подобное).

Библиотека ГГТУ им. П.О.Сухого

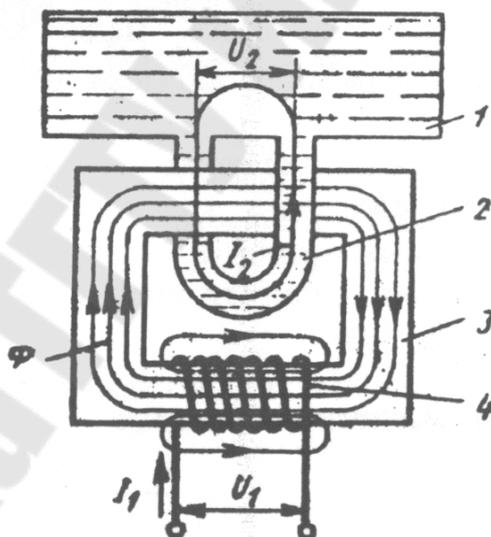
5 РАСЧЕТ ИНДУКТОРА КАНАЛЬНОЙ ИНДУКЦИОННОЙ ПЕЧИ

Канальные индукционные печи используются в литейном производстве в качестве миксеров, раздаточных и плавильных печей.

Принцип действия канальной печи (рисунок 5.1) состоит в том, что переменный магнитный поток Φ пронизывает замкнутый контур (канал), образованный жидким металлом, и возбуждает в этом контуре напряжение U_2 и I_2 . Расплав в канале и прилегающем участке ванны образует замкнутое проводящее кольцо.

Внутри этого кольца помещен индуктор, навитый на стержень замкнутого магнитопровода.

Индуктор представляет собой выполненную из медного провода катушку. Для предохранения элементов индуктора от перегрева предусматривают принудительное охлаждение.



1- ванна печи; 2 – канал; 3 – магнитопровод; 4 – первичная катушка

Рисунок 5.1 – Принцип действия канальной индукционной печи

Для расчета параметров печи задаются следующими исходными данными: назначение, режим работы, производительность, температура перегрева, марка сплава, напряжение и частота питающего тока.

Полезная тепловая мощность, передаваемая жидкому металлу, определяется по формуле:

$$P_{пол.} = W_{теор.} \cdot \Delta t \cdot \Pi, \quad (5.1)$$

где $P_{пол.}$ - полезная тепловая мощность, кВт;

$W_{теор}$ - теоретический удельный расход электроэнергии для перегрева металла на 1°C , кВт·ч/т (для чугуна $W_{теор} = 0,23$ кВт·ч/т);
 Δt – температура перегрева металла в печи, $^{\circ}\text{C}$;

P – производительность печи, т/ч

Активная мощность печи:

$$P = \frac{P_{пол.}}{\eta_{терм.}}, \quad (5.2)$$

где P – активная мощность индуктора, кВт;

$\eta_{терм.}$ – термический КПД печи, равный $0,7 - 0,85$

Активная мощность индуктора:

$$P_{инд.} = \frac{P}{N}, \quad (5.3)$$

где N – число индукторов на печи

Площадь поперечного сечения стержня магнитопровода:

$$F_{мг} = 0,3 \cdot \sqrt{\frac{10^5 \cdot P_{инд.} \cdot \psi}{B \cdot j_1 \cdot f \cdot \cos \varphi}}, \quad (5.4)$$

где $F_{мг}$ – площадь поперечного сечения стержня магнитопровода, см^2 ;

ψ – коэффициент, учитывающий отношение массы стали магнитопровода к массе меди катушки индуктора; при воздушном охлаждении катушки

$\psi = 5-25$, при водяном – $\psi = 0,9-1,3$;

B – магнитная индукция в стержне магнитопровода,

Тл;

j_1 – допустимая плотность электрического тока в катушке; при воздушном охлаждении катушки

$j_1 \leq 4$ А/мм²; при водяном – $j_1 \leq 20$ А/мм²;

f – частота тока, $f = 50$ Гц;

$\cos \varphi$ – коэффициент мощности индуктора (для чугуна $0,5-0,8$; для алюминия $0,35-0,5$)

Диаметр стержня магнитопровода:

$$d_{мг} = 11,3 \cdot \sqrt{\frac{F_{мг}}{k_d}}, \quad (5.5)$$

где $d_{мг}$ – диаметр стержня магнитопровода, мм;
 k_d – коэффициент заполнения окружности стержнем,
 $k_d = 0,78–0,88$

Наружный диаметр катушки:

$$d_{кат.} = d_{мг} + 2 \cdot (S_3 + S_{кат.}), \quad (5.6)$$

где $d_{кат.}$ – наружный диаметр катушки, мм;
 S_3 – толщина зазора между стержнем магнитопровода и катушкой,
 $S_3 = 10–20$ мм;
 $S_{кат.}$ – толщина катушки, $S_{кат.} = 20–50$ мм

Внутренний диаметр канала:

$$d_{к.в.} = d_{кат.} + 2 \cdot (S_1 + S_2), \quad (5.7)$$

где S_1 – толщина футеровки между каналом и катушкой;
 $S_1 = 65–150$ мм;
 S_2 – толщина зазора между катушкой и футеровкой,
 $S_2 = 10–30$ мм

Ширина канала b_k принимается равной: для чугуна 60 – 120 мм, для алюминия до 150 мм.

Длина канала l_k : построив по полученным данным эскиз индуктора, находим длину канала (по средней линии), представляющего собой часть замкнутого контура, находящегося в индукторе.

Площадь поперечного сечения канала:

$$F_k = \frac{10^3 \cdot P_{инд.}}{j_2^2 \cdot \rho_m \cdot l_k}, \quad (5.8)$$

где F_k – площадь поперечного сечения канала, м²;
 j_2 – плотность тока в канале, А/м²; для меди $j_2 \leq 13 \cdot 10^6$, для латуни $j_2 \leq 9 \cdot 10^6$, для чугуна $j_2 \leq 6 \cdot 10^6$;
 ρ_m – удельное электросопротивление металла, Ом·м

Форма поперечного сечения канала. В поперечном сечении канал может иметь форму окружности, эллипса, овала или другой фигуры, не имеющей углов. Размеры поперечного сечения канала определяются с учетом уже найденных площади поперечного сечения и ширины канала.

Активное сопротивление канала:

$$R = \frac{\rho_m l_k}{F_k}, \quad (5.9)$$

где R – активное сопротивление канала, Ом

Индуктивность канала:

$$L = L_{внеш.} + L_{в}, \quad (5.10)$$

где $L_{внеш.}$ и $L_{в}$ – внешняя и внутренняя индуктивность канала, Гн;

$$L_{внеш.} = 2 \cdot 10^{-7} \cdot l_p \cdot l_k \cdot \ln(R_1 / R_2)$$

$$L_{в} = 10^{-7} \cdot l_k / 2$$

R_1 – расстояние от оси канала до катушки плюс глубина проникновения тока в катушку, м;

R_2 – расстояние от оси канала до поверхности канала, м, т. е. $R_2 = b_k/2$;

l_p – коэффициент, учитывающий рассеяние энергии индуктором в зависимости от индукции в стержне.

При B до 1 Тл $l_p = 1$; при $B = 1,5$ Тл $l_p = 1,2$; при

$B = 1,85$ Тл $l_p = 1,55$

Индуктивное сопротивление канала:

$$X_L = 2 \cdot \pi \cdot f \cdot L, \quad (5.11)$$

где X_L – индуктивное сопротивление канала, Ом

Полное сопротивление канала:

$$Z = \sqrt{R^2 + X_L^2} \quad (5.12)$$

Коэффициент мощности канала:

$$\cos \varphi = \frac{R}{Z} \quad (5.13)$$

Активное напряжение в канале:

$$U_{KA} = \sqrt{P_{\text{инд.}} \cdot R}, \quad (5.14)$$

где U_{KA} – активное напряжение в канале, В

Полное напряжение в канале:

$$U_K = \frac{U_{KA}}{\cos \varphi} \quad (5.15)$$

Полная мощность индуктора:

$$S_{\text{инд.}} = \frac{P_{\text{инд.}}}{\cos \varphi} \quad (5.16)$$

Реактивная (индуктивная) мощность, выделяющаяся в индукторе:

$$Q_{\text{инд.}} = \sqrt{S_{\text{инд.}}^2 - P_{\text{инд.}}^2} \quad (5.17)$$

Полная мощность печи:

$$S = N \cdot S_{\text{инд.}}, \quad (5.18)$$

где S – полная мощность печи, кВА

Реактивная (индуктивная) мощность печи:

$$Q = N \cdot Q_{\text{инд.}} \quad (5.19)$$

Число витков катушки индуктора:

$$n = U_I / U_K \quad (5.20)$$

где U_I – напряжение, подаваемое на катушку и зависящее от выбранного тока трансформатора, В

Сила тока в катушке:

$$I_1 = \frac{S_{\text{инд.}}}{U_1}, \quad (5.21)$$

где I_1 - сила тока в катушке, А

Площадь поперечного сечения витка катушки:

$$F_{\text{вит.}} = I_1 / j_1, \quad (5.22)$$

где $F_{\text{вит}}$ - площадь поперечного сечения витка катушки, мм²

Емкость конденсаторной батареи индуктора (для компенсации $\cos \varphi$):

$$C = \frac{10^9 \cdot Q_{\text{инд.}}}{2 \cdot \pi \cdot f \cdot U_1^2}, \quad (5.23)$$

где C – емкость конденсаторной батареи индуктора, мкФ

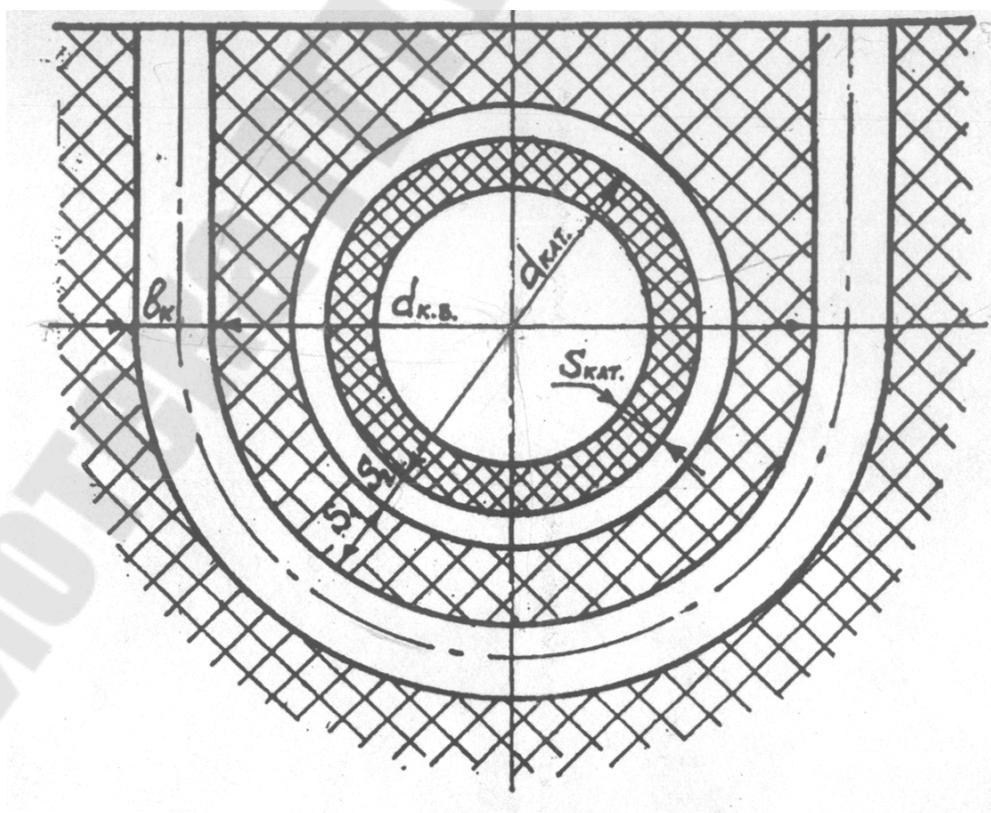


Рисунок 5.2 – Эскиз канала индуктора

Пример расчета индукционной канальной печи

Рассчитать индукторы канальной печи. Рассчитать индукторы канальной печи. Назначение – перегрев чугуна; производительность 45 т/ч; температура перегрева 100 °С; температура заливаемого в печь чугуна 1400 °С; напряжение питающей сети 10 кВ; частота тока 50 Гц.

1. Полезная тепловая мощность, передаваемая жидкому металлу $W_{теор} = 0,23$ кВт·ч/т:

$$P_{пол.} = W_{теор.} \cdot \Delta t \cdot \Pi = 0,23 \cdot 100 \cdot 45 = 1035 \text{ кВт}$$

2. Активная мощность печи. Принимаем $\eta_{терм.} = 0,75$, тогда:

$$P = \frac{P_{пол.}}{\eta_{терм.}} = \frac{1035}{0,75} = 1380 \text{ кВт}$$

3. Активная мощность индуктора. Принимаем, что на печи будет два индуктора, тогда:

$$P_{инд.} = \frac{P}{N} = \frac{1380}{2} = 690 \text{ кВт}$$

4. Площадь поперечного сечения стержня магнитопровода. Принимаем $\psi = 7$; $B = 1,85$ Тл; $j_1 = 3$ А/мм²; $\cos\varphi = 0,55$, тогда:

$$F_{мг} = 0,3 \cdot \sqrt{\frac{10^5 \cdot P_{инд.} \cdot \psi}{B \cdot j_1 \cdot f \cdot \cos\varphi}} = 0,3 \cdot \sqrt{\frac{10^5 \cdot 690 \cdot 7}{1,85 \cdot 3 \cdot 50 \cdot 0,55}} = 534 \text{ см}^2$$

5. Диаметр стержня магнитопровода. Принимаем $k_d = 0,8$, тогда:

$$d_{мг} = 11,3 \cdot \sqrt{\frac{F_{мг}}{k_d}} = 11,3 \cdot \sqrt{\frac{534}{0,8}} = 292 \text{ мм}$$

6. Наружный диаметр катушки. Принимаем $S_3 = 16$ мм, $S_{кат.} = 50$ мм, тогда:

$$d_{кат.} = d_{мг} + 2 \cdot (S_3 + S_{кат.}) = 292 + 2 \cdot (16 + 50) = 424 \text{ мм}$$

7. Внутренний диаметр канала. Принимаем $S_1 = 95$ мм, $S_2 = 30$ мм, тогда:

$$d_{к.в.} = d_{кат.} + 2 \cdot (S_1 + S_2) = 424 + 2 \cdot (95 + 30) = 674 \text{ мм}$$

8. Ширину канала принимаем равной 110 мм: $b_k = 110$ мм.

9. Длина канала. На рисунке (по форме рис. 1.4) определяем длину канала по его средней линии: $l_k = 1819$ мм.

10. Площадь поперечного сечения канала. Принимаем $j_2 = 4,2 \cdot 10^6$ А/мм², тогда:

$$F_k = \frac{10^3 \cdot P_{инд.}}{j_2 \cdot \rho_m \cdot l_k} = \frac{10^3 \cdot 700}{(4,2 \cdot 10^6)^2 \cdot 125 \cdot 10^{-8} \cdot 1,819} = 0,0172 \text{ м}$$

11. Форма поперечного сечения канала принимается в виде окружности.

12. Активное сопротивление канала:

$$R = \frac{\rho_m l_k}{F_k} = \frac{125 \cdot 10^{-8} \cdot 1,819}{0,0172} = 1,32 \cdot 10^{-4} \text{ Ом}$$

13. Индуктивность канала. Расстояние от оси канала до катушки 180 мм. Глубина проникновения тока в катушку 10 мм, поэтому $R_1 = 190$ мм, $R_2 = 55$ мм. Принимаем индукцию в стержне магнитопровода равной!, 85 Тл, тогда $l_p = 1,55$.

$$L_{внеш.} = 2 \cdot 10^{-7} \cdot l_p \cdot l_k \cdot \ln(R_1 / R_2) = 2 \cdot 10^{-7} \cdot 1,55 \cdot 1,819 \cdot$$

$$l_n(0,19/0,055) = 6,98 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$L_e = 10^{-7} \cdot l_k / 2 = 10^{-7} \cdot 1,819 / 2 = 0,91 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$L = L_{\text{внеш.}} + L_e = 6,98 \cdot 10^{-7} + 0,91 \cdot 10^{-7} = 7,9 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

14. Индуктивное сопротивление канала:

$$X_L = 2 \cdot \pi \cdot f \cdot L = 2 \cdot 3,14 \cdot 50 \cdot 7,9 \cdot 10^{-7} = 2,48 \cdot 10^{-4} \text{ Ом}$$

15. Полное сопротивление канала:

$$Z = \sqrt{R^2 + X_L^2} = \sqrt{(1,32 \cdot 10^{-4})^2 + (2,48 \cdot 10^{-4})^2} = 2,81 \cdot 10^{-4} \text{ Ом}$$

16. Коэффициент мощности канала:

$$\cos \varphi = \frac{R}{Z} = \frac{1,32 \cdot 10^{-4}}{2,81 \cdot 10^{-4}} = 0,47$$

17. Активное напряжение в канале:

$$U_{KA} = \sqrt{P_{\text{инд.}} \cdot R} = \sqrt{690000 \cdot 1,32 \cdot 10^{-4}} = 9,55 \text{ В}$$

18. Полное напряжение в канале:

$$U_K = \frac{U_{KA}}{\cos \varphi} = \frac{9,55}{0,47} = 20,32 \text{ В}$$

19. Полная мощность индуктора:

$$S_{\text{инд.}} = \frac{P_{\text{инд.}}}{\cos \varphi} = \frac{690}{0,47} = 1468 \text{ кВА}$$

20. Реактивная (индуктивная) мощность, выделяющаяся в индукторе:

$$Q_{\text{инд.}} = \sqrt{S_{\text{инд.}}^2 - P_{\text{инд.}}^2} = \sqrt{1468^2 - 690^2} = 1296 \text{ кВА}$$

21. Полная мощность печи:

$$S = N \cdot S_{\text{инд.}} = 2 \cdot 1468 = 2936 \text{ кВА}$$

22. Реактивная мощность печи:

$$Q = N \cdot Q_{\text{инд.}} = 2 \cdot 1296 = 2592 \text{ кВА}$$

23. Число витков катушки индуктора. Принимаем напряжение в катушке индуктора 810 А, тогда:

$$n = U_1 / U_K = 810 / 20,32 = 40 \text{ витков}$$

24. Сила тока в катушке:

$$I_1 = \frac{S_{\text{инд.}}}{U_1} = \frac{1468 \cdot 1000}{810} = 1812 \text{ А}$$

25. Площадь поперечного сечения витка катушки (при $j_1 = 3 \text{ А/мм}^2$):

$$F_{\text{вст.}} = I_l / j_l = 1812 / 3 = 604 \text{ мм}^2$$

26. Емкость конденсаторной батареи индуктора (для компенсации $\cos \varphi$):

$$C = \frac{10^9 \cdot Q_{\text{инд.}}}{2 \cdot \pi \cdot f \cdot U_1^2} = \frac{10^9 \cdot 1296}{2 \cdot 3,14 \cdot 50 \cdot 810^2} = 6291 \text{ мкФ}$$

Библиотека ГГТУ им. П.О.Сухого

ВОПРОСЫ К ЗАЩИТЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

1. Значение электрических печей в металлургии
2. Классификация электрических печей
3. Техничко – экономические показатели работы электроплавильных печей
4. Общие сведения о дуговом разряде
5. Особенности дуги постоянного и переменного тока
6. Стабилизация дуги и регулирование ее мощности
7. Горение дуги в вакууме. Плазменная дуга
8. Теплообмен в рабочем пространстве
9. Параметры рабочего пространства
10. Влияние геометрии рабочего пространства на стойкость футеровки
11. Футеровка дуговых печей (особенности службы футеровки, огнеупорные материалы, выполнение кладки, охлаждение футеровки)
12. Основные типы дуговых печей
13. Корпус и сводовое кольцо
14. Электрододержатели
15. Уплотнители электродных отверстий
16. Механизмы наклона, поворота и перемещения корпуса и свода печей
17. Отвод печных газов
18. Элементы электрического оборудования
19. Короткая сеть
20. Электроды
21. Электрический режим работы печи и его регулирование
22. Электромагнитное перемешивание металла
23. Дуговые сталеплавильные печи постоянного тока
24. Основы электрической работы и электрооборудование индукционной тигельной печи
25. Конструкции индукционных тигельных печей
26. Использование вакуума в металлургии
27. Вакуумные индукционные печи: классификация, устройство и работа печей полунепрерывного действия
28. Вакуумные дуговые печи: типы и конструкции
29. Установки ЭШП: сущность способа ЭШП, схемы его осуществления
30. Конструкция установок ЭШП
31. Печи для выплавки синтетических шлаков
32. Флюсоплавильные печи

33. Электронно-лучевые установки: принцип электронно-лучевого нагрева, типы установок, их конструкции

34. Плазменно-дуговые печи: получение и применение плазменной дуги, плазменно-дуговые печи с керамическим тиглем, установки плазменно-дугового переплава заготовок в водоохлаждаемый кристаллизатор

Библиотека ГГТУ им. П.О.Сухого

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Автоматизация металлургических печей [Учебник для студ. вузов, обуч. по спец. "Теплотехника и автоматизация металлург. печей] /под ред. О.М. Блинова Блинов О.М. – Москва: Металлургия, 1975. -376 с
2. Автоматическое управление электротермическими установками / Под. ред. А.Д. Свенчанского. – М.: Энергоатомиздат, 1990. – 416 с.
3. Альтгаузен А.П. Применение электронагрева и повышение его эффективности. – М.: Энергоатомиздат, 1987. – 128 с.
4. Аншин В.Ш., Крайз А.Г., Мейксон В.Г. Трансформаторы для промышленных электропечей. – М.: Энергоиздат, 1982. – 296 с.
5. Арутюнов В.А. Математическое моделирование тепловой работы промышленных печей: учебник для вузов / под науч. ред. В.А. Арутюнова: учебник для вузов Бухмиров В.В. – Москва: Металлургия, 1990. -238 с.
6. Болотов А.В., Шпель Г.А. Электротехнологические установки. – М.: Высшая школа, 1988. – 336 с.
7. Борисов Б.П., Вагин Г.Я. Электроснабжение электротехнологических установок. – М.: Киев: Наукова думка, 1985. – 248 с.
8. Великин Б.А. Торкретирование металлургических печей – Москва: Металлургия, 1972. -280 с.
9. Воителев В.В. Механическое оборудование печей: учеб. пособие для вузов / В.В. Воителев, Е.И. Могилевский: учеб. пособие для вузов Могилевский Е.И. – Москва: Металлургия, 1991. -148 с
10. Глинков Марк Алексеевич Общая теория печей: учеб. пособие для вузов / М.А. Глинков, Г.М. Глинков: учеб. пособие для вузов Глинков Герман Маркович – Москва: Металлургия, 1978. -264 с.
11. Глуханов Н.П., Федорова И.Г. Высокочастотный нагрев диэлектрических материалов в машиностроении. – Л.: Машиностроение, 1983. – 160 с.
12. Головкин И.П. Улучшение коэффициента мощности преобразовательных подстанций повышенной частоты. – М.: Энергоатомиздат, 1983. – 80 с.
13. ГОСТ 2.105–95. Единая система конструкторской документации. Общие требования к текстовым документам. – М.: Изд-во стандартов, 1995. – 36 с.
14. ГОСТ 2.309–95. Единая система конструкторской документации. Обозначение шероховатости поверхностей. – М.: Изд-во стандартов, 1995. – 11 с.

15. ГОСТ 7.1–84. Библиографическое описание документа. Общие требования и правила составления. – Взамен ГОСТ 7.1–76; Введ. 01.01.86. – М.: Изд-во стандартов, 1984. – 78 с.

16. Данцис Я.Б. Методы электротехнических расчетов мощных электропечей. – Л.: Энергоиздат, 1982. – 229 с.

17. Егоров А.В. Расчет мощности и параметров электроплавильных печей: учеб. пособие для вузов / А.В. Егоров: учеб. пособие для вузов – Москва: МИСИС, 2000. -272 с.

18. Кацевич Л.С. Теория теплопередачи и тепловые расчеты электрических печей: учебник для электромеханических техникумов: учебник для электромеханических техникумов – Москва: Энергия, 1977. -304 с.

19. Княжевская Г.С., Фирсова М.Г., Килькеев Р.Ш. Высококачественный нагрев диэлектрических материалов. – Л.: Машиностроение, 1989. – 64 с.

20. Короткие сети и электрические параметры дуговых электропечей / Под ред. Я.В. Данциса, Г.М. Жилова. – М.: Металлургия, 1986. – 208 с.

21. Лапшин И.В. Автоматизация дуговых печей – Москва: МГУ, 2004. -166 с.

22. Математическое моделирование и проектирование промышленных печей: учебное пособие / Ивановский энергетич. ин-т им. В.И. Ленина: учебное пособие – Иваново: Ивановский гос. ун-т, 1984. -89 с.

23. Минеев Р.В., Михеев А.П., Рыжнев Ю.Л. Графики нагрузок дуговых электропечей. – М.: Энергия, 1977. – 120 с.

24. Минеев Р.В., Михеев А.П., Рыжнев Ю.Л. Повышение эффективности электроснабжения печей. – М.: Энергоатомиздат, 1986. – 208 с.

25. Миронов Ю.М., Миронова А.Н. Электрооборудование и электроснабжение электротермических, плазменных и лучевых установок. – М.: Энергоатомиздат, 1991. – 376 с.

26. Повышение эффективности использования электроэнергии в системах электротехнологии / В.П. Борисов, Г.Я. Вагин, А.Б. Лоскутов, А.К. Шидловский. – Киев: Наукова думка, 1990. – 237 с.

27. Пономаренко О.И. Расчет оптимального количества плавильных печей. // Литейное производство. – 1997. – N2. – С. 21–23. Пелих В.Ф.

28. Попкович В.Н. Оптимизация расчетов при определении теплового режима работы нагревательных печей // Известия ВУЗов. сер. Энергетика. – 2000. – N5. – С. 97–100. Каснерик Е.Н.

29. Проектирование электрометаллургических цехов / М.И. Гасик, В.А. Гладких, В.С. Игнатьева и др. – Киев: Донецк: Высшая школа, 1987.–143 с.
30. Рапутов Б.М. Электрооборудование кранов металлургических предприятий. – М.: Металлургия, 1990. – 272 с.
31. Ровин Л.Е. Модернизация действующих плавильных печей // Литье и металлургия. – 2003. – № 3. – С.99–103. Ровин С.Л.
32. Ровин Л.Е. Системы очистки выбросов плавильных печей // Литье и металлургия. – 2002. – №4. – С. 109–111. Ровин С.Л.
33. Самохвалов Г.В. Электрические печи черной металлургии: учеб. пособие для вузов по спец. "Теплотехника и автоматизация металлург. печей": учеб. пособие для вузов по спец. "Теплотехника и автоматизация металлург. печей" Металлургические печи – Москва: Металлургия, 1984. -232 с.
34. Сойфер В.М. Огнеупоры для дуговых сталеплавильных печей малой емкости: справочник: справочник – Москва: Металлургия, 1994. -192 с.
35. Сооружение промышленных печей / под ред. канд. техн. наук И.А. Шишкова – Москва: Стройиздат, 1978. -413 с
36. Справочник по электропотреблению в промышленности / Г.П. Минин, Ю.В. Копытов. – М.: Энергия, 1978. – 495 с.
37. Тайц А.А. Электроснабжение металлургических заводов. – М.: Металлургия, 1967. – 288 с.
38. Теплотехнические расчеты металлургических печей: учеб. пособие для вузов / под ред. А.С. Телегина: учеб. пособие для вузов – Москва: Металлургия, 1982. -358 с.
39. Ус А.Г. Оптимизация электропотребления индукционных тигельных печей РУП ГЛЗ "Центролит" // Современные проблемы машиноведения: тез. докл. VI I Междунар. науч.-техн. конф. (науч. чтения, посвящ. П.О. Сухому), Гомель, 23–24 окт. 2008 г.. – 2008. – С. 154–155.
40. Установки индукционного нагрева / Под ред. А.Е. Слухоцкого. – Ленинград: Энергоиздат, 1981. – 325 с.
41. Фотиев М.М. Электрооборудование предприятий черной металлургии. – М.: Металлургия, 1980. – 312 с.
42. Фотиев М.М. Электроснабжение и электрооборудование металлургических цехов. – М.: Металлургия, 1979. – 255 с.
43. Фотиев М.М. Электропривод и электрооборудование металлургических заводов. – М.: Металлургия, 1990. – 352 с.
44. Чалых Б.Ф. Оборудование электродных заводов. – М.: Металлургия, 1990. – 257 с.

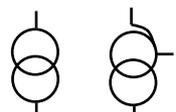
45. Шевцов М.С., Бородачев А.С. Развитие электротермической техники. – М.: Энергоатомиздат, 1983. – 360 с.
46. Электрификация металлургических предприятий Сибири / Под ред. В.И. Кудрина. – Томск: ТГУ, 1989. – 214 с.
47. Электрические печи сопротивления и дуговые печи / Под ред. М.Б. Гутмана. – М.: Энергоатомиздат, 1983. – 360 с.
48. Электрические промышленные печи. Дуговые печи и установки специального нагрева / Под. общ. ред. А.Д. Свенчанского. – М.: Энергоиздат, 1981. – 296 с.
49. Электрооборудование и автоматика электротермических установок / Под ред. А.П. Альтгаузена. – М.: Энергия, 1978. – 303 с.
50. Электроснабжение и автоматизация электротермических установок / А.Д. Свенчанский., З.П. Трейзон., Л.А. Мнухин. – М.: Энергия, 1980. – 320 с.
51. Электротермическое оборудование: Справочник / Под ред. А.П. Альтгаузена. – М.: Энергия, 1980. – 416 с.
52. Электротехнологические промышленные установки / Под ред. А.Д. Свенчанского. – М.: Энергоатомиздат, 1982. – 400 с.
53. Электрофизические и электрохимические методы обработки материалов; в 2 т. / Под ред. В.П. Смолянцева. – М.: Высшая школа, 1983. – 240 с.
54. Эффективное использование электроэнергии / Под ред. К.Смита. – М.: Энергоиздат, 1981. – 400 с.
55. Эффективные режимы работы электротехнологических установок / И.В. Жежеленко, В.М. Божко, Г.Я. Вагин, М.Л. Рабинович. – Киев: Техника, 1987. – 184 с.
56. Ярошенко Ю.Г. Тепловая работа и автоматизация печей: введение в специальность: учеб. пособие для вузов: введение в специальность: учеб. пособие для вузов – Москва: Металлургия, 1984. -207 с

Библиотека ГГТУ им. П.О.Сухого

ПРИЛОЖЕНИЕ А – Обозначения в схемах

Таблица П.А1

Обозначение условное графическое и буквенный код
элементов электрических схем

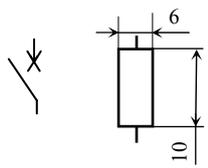
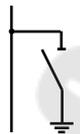
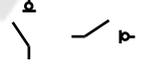
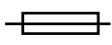
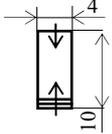
Наименование элемента схемы	Графическое обозначение	Буквенный код
1	2	3
<p>Машина электрическая. Общее обозначение.</p> <p>Примечание. Внутри окружности допускается размещение квалифицирующих символов и дополнительной информации, при этом диаметр окружности при необходимости изменяют</p>		G, M
<p>Генератор переменного трёхфазного тока с отмоткой статора, соединенной в звезду с параллельными ветвями</p>		G
<p>Синхронный компенсатор</p>		GC
<p>Электродвигатель переменного тока</p>		M
<p>Генератор постоянного тока (возбудитель)</p>		GE
<p>Обмотка статора (каждой фазы) машины переменного тока</p>		—
<p>Обмотка возбуждения синхронного генератора</p>		LG
<p>Трансформатор (автотрансформатор) силовой. Общее обозначение.</p> <p>Примечание. Внутри окружности допускается размещение квалифицирующих символов и дополнительной информации. Допускается увеличение диаметра окружности</p>		T

Продолжение табл. П А1

1	2	3
Трансформатор и автотрансформатор с РПН с указанием схемы соединений обмоток		T
Трансформатор силовой, трёхобмоточный. Трансформатор собственных нужд основного напряжения		T
Трансформатор силовой, двухобмоточный с расщеплением обмотки НН на две, с РПН		T
Обмотка (одной фазы) трансформатора, дросселя. Начало обмотки указывается точкой		T
Трансформатор напряжения		TV
Два однофазных трансформатора натяжения, соединённых в открытый треугольник		TV
Трансформатор натяжения трёхфазный, трёхобмоточный. Трансформатор натяжения обходной системы шин		TV TVB
Трансформатор тока измерительный		TA
Дугогасительный реактор Реактор токоограничивающий		L LR
Реактор линии Реактор сдвоенный		LW LR

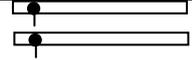
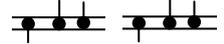
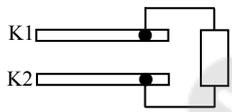
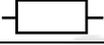
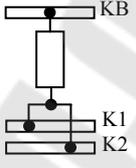
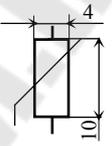
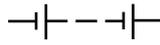
Продолжение табл. П.А1

1	2	3
---	---	---

Выключатель высокого напряжения Выключатель генератора (синхронного компрессора)		Q QG
Разъединитель		QS
Разъединитель заземляющий		QSG
Отделитель		QR
Короткозамыкатель		QN
Выключатель нагрузки		QW
Предохранитель плавкий		F
Разрядник вентильный магнетовентильный		FV
Выключатель автоматический в силовых цепях (автомат), в цепях управления		QF SF
Выключатель неавтоматический (рубильник)		S

Окончание табл. П.А1

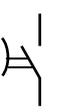
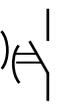
1	2	3
Сборные шины распределительных устройств		K1

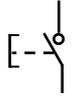
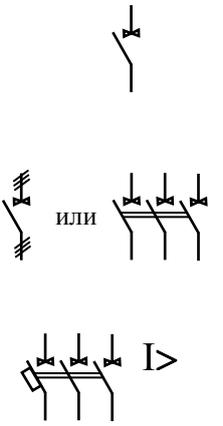
высокого напряжения		K2
Секция сборных шин		K1,K2 BA,BB,BC
Секция сборных шин с.н. 6...10 кВ		CV,CP,CN
Секция сборных шин с.н. 0,4 кВ		
Шиносоединительный выключатель		QK
Секционный выключатель		QK
Обходной выключатель		QB
Ограничитель перенапряжений		RU
Аккумуляторная батарея	 	GB

Выдержка из ГОСТ 2.755–87. Обозначения условные
графические в электрических схемах.

Устройства коммутационные и контактные соединения

Наименование	Обозначение
1	2
Квалифицирующие символы, поясняющие принципы работы коммутационных устройств	
1. Функция: контактора выключателя разъединителя выключателя-разъединителя 2. Автоматическое срабатывание 3. Функция путевого или концевого выключателя 4. Самовозврат 5. Отсутствие самовозврата 6. Дугогашение	
Контакты коммутационного устройства	
замыкающий размыкающий переключающий переключающий с нейтральным центральным положением	
Примеры построения обозначений контактных соединений	
Контакт контактора: замыкающий Размыкающий	

1	2
замыкающий дугогасительный	
размыкающий дугогасительный	
замыкающий с автоматическим срабатыванием	
Контакт: выключателя разъединителя выключателя-разъединителя	  
Контакт концевого выключателя: замыкающий размыкающий	 
Контакт, замыкающий с замедлением, действующим: при сбрасывании при возврате	   
при срабатывании и возврате	 

1	2
<p>Контакт, размыкающий с замедлением, действующим: при сбрасывании</p> <p>и возврате</p> <p>при срабатывании и возврате</p>	
<p>Контакт, замыкающий нажимного кнопочного выключателя без самовозрата, с размыканием и возвратом элемента управления:</p> <p>автоматически</p>	
<p>посредством вторичного нажатия кнопки</p>	
<p>посредством вытягивания кнопки</p>	
<p>Примеры построения обозначений контактов коммутационных устройств</p>	
<p>1. Контакт, замыкающий выключателя: однополюсного</p> <p>трёхполюсного</p> <p>трёхполюсного с автоматическим срабатыванием максимального тока</p>	

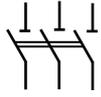
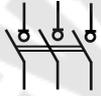
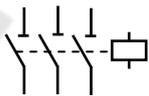
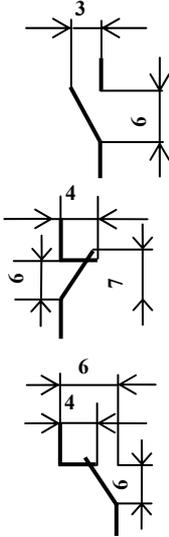
1	2
2. Разъединитель трёхполюсный	
3. Выключатель-разъединитель	
4. Выключатель электромагнитный (реле)	
5. Перемычка коммутационная на размыкание	
Размеры	
<p>Контакт коммутационного устройства:</p> <p>Замыкающий</p> <p>Размыкающий</p> <p>переключающий</p>	

Таблица П.А3

Выдержка из ГОСТ 2.729–68. Обозначения условные графические
в схемах. Приборы электронагревательные

Наименование 1	Обозначение 2
Способы нагрева: дуговой	
плазменный	
электронный	
сопротивлением	
смешанный (дуговой и сопротивлением)	
индукционный	
Примечание. Если необходимо указать род тока, используют обозначение по ГОСТ 2.721–74, например, индукционный, током повышенной частоты	
Установка электротермическая (общее обозначение)	
Устройство электротермическое с камерой нагрева. Промышленная печь	
Устройство электротермическое без камеры нагрева. Электронагреватель	
Электронагреватель: прямого нагрева	
косвенного нагрева	

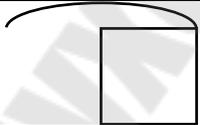
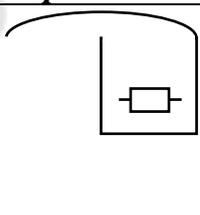
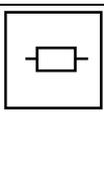
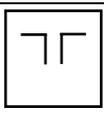
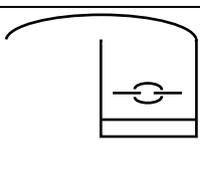
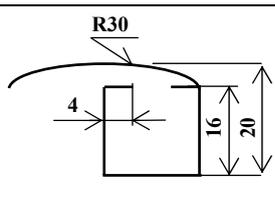
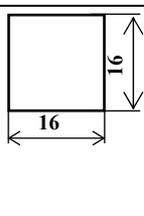
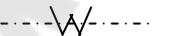
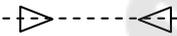
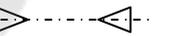
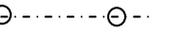
1	2
Электropечь промышленная:	
прямого нагрева	
косвенного нагрева	
Примеры обозначений промышленных печей и электронагревателей	
Электropечь сопротивления (общее обозначение)	
Электронагреватель сопротивления (общее обозначение)	
Электropечь электродная (общее обозначение)	
Электropечь дуговая (общее обозначение)	
Размеры	
Установка электротермическая	
Электронагреватель	

Таблица П.А4 - Графическое обозначение электроэнергетических объектов на схемах

Наименование объекта	Обозначение объекта		
	существующего	проектируемого	намечаемого
1	2	3	4
Электростанция атомная			
Подстанция. Общее обозначение			
Подстанция переменного тока 35 кВ			
Подстанция переменного тока 110 кВ			
Подстанция переменного тока 220 кВ			
Подстанции переменного тока 500 кВ			
Подстанции тяговые переменного тока			
Подстанция тяговая постоянного тока			
Линия электропередач. Общее обозначение			
Линия электропередачи до 1 кВ			

Наименование объекта	Обозначение объекта		
	существующего	проектируе- мого	намечаемого
1	2	3	4
Линия электропередач свыше 1 кВ			
Кабельная линия			
Воздушная линия			
Линия электропередач постоянного тока			
	± 110	±110	±110

**ПРИЛОЖЕНИЕ Б – Пример оформления титульного
листа**

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ

УЧРЕЖДЕНИЕ ОБРАЗОВАНИЯ ГОМЕЛЬСКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ
П.О. СУХОГО
КАФЕДРА МЕТАЛЛУРГИЯ И ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к курсовому проекту по предмету
«РАСЧЕТ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ»
на тему: _____

Автор проекта _____

Обозначение курсового проекта (работы) _____
группа _____

Руководитель проекта _____
подпись, дата инициалы, фамилия

Проект (работа) защищен (а) _____ Оценка _____
дата

Члены комиссии: _____
подпись, дата инициалы, фамилия

подпись, дата инициалы, фамилия

подпись, дата инициалы, фамилия

Гомель 2012

ПРИЛОЖЕНИЕ В – Пример оформления пояснительной записки курсового проекта

ВВЕДЕНИЕ

В дуговых электропечах преобразование электрической энергии в тепло происходит в основном в электрическом разряде, протекающем в газовой или паровой среде. В таком разряде можно сосредоточить в сравнительно небольших объёмах большие мощности и получить очень высокие температуры. При этом в камере печи возникают резкие температурные перепады, и поэтому в ней невозможно получить равномерное распределение температур. По этой же причине здесь трудно обеспечить точное регулирование температуры нагрева и, следовательно, проводить термическую обработку. Для плавки металлов дуговая печь удобна, т. к. высокая концентрация энергии позволяет быстро проводить расплавление. Дуговые устройства удобны так же для проведения высокотемпературных химических реакций в жидкой или газовой фазе и подогрева газа. Во всех этих случаях неравномерность нагрева не играет роли, т. к. благодаря теплопроводности и конвекции в жидкой ванне или газовом потоке температура быстро выравнивается.

В данном курсовом проекте я рассчитываю дуговую сталеплавильную печь ёмкостью 25 тонн (ДСП – 25). Печь такого типа относят по классификации к дуговым печам прямого действия. В таких печах дуга горит между электродами и расплавленным металлом, непосредственно нагревая металл. Очаг высокой температуры (дуга) находится около поверхности металла. Благодаря экранирующему действию электродов свод печи частично защищен от непосредственного излучения дуг, поэтому здесь допустимы очень большие объёмные мощности, и можно проводить

высокотемпературные процессы. Электроды в таких печах подвешены вертикально и работают в основном на растяжение, и лишь при наклоне печи – на изгиб. Поэтому здесь можно применять сравнительно длинные графитированные электроды большого сечения, допускающие значительные рабочие токи. Дуговые печи могут быть весьма мощными и производительными, и работать на трёхфазном токе. Это крупные мощные трёхфазные печи, предназначенные для плавления металлов с высокой температурой испарения, в основном – сталеплавильные печи. Благодаря технологическим преимуществам в печах этого типа выплавляются в виде слитков, почти все высоколегированные стали и многие конструкционные стали. Кроме того, в них выполняют значительную часть стального фасонного литья. Электропечь лучше других приспособлена для переработки металлического лома, причем твердой шихтой может быть занят весь объем печи, и это не затрудняет процесс расплавления. Металлизированные окатыши, заменяющие металлический лом, можно загружать в электропечь непрерывно при помощи автоматических дозирующих устройств.

В электропечах можно выплавлять сталь обширного сортамента.

1 ОПИСАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЛАВКИ

1.1 Общее описание дуговой электропечи

Дуговая печь состоит из рабочего пространства (собственно печи) с электродами и токоподводами и механизмов, обеспечивающих наклон печи, удержание и перемещение электродов и загрузку шихты.

Плавку стали ведут в рабочем пространстве, ограниченном сверху куполообразным сводом, снизу сферическим подом и с боков стенками. Огнеупорная кладка пода и стен заключена в металлический кожух. Съёмный свод набран из огнеупорных кирпичей, опирающихся на опорное кольцо. Через три симметрично расположенных в своде отверстия в рабочее пространство введены токопроводящие электроды, которые с помощью специальных механизмов могут перемещаться

вверх и вниз. Печь питается трехфазным током.

Шихтовые материалы загружают на под печи, после их расплавления в печи образуется слой металла и шлака. Плавление и нагрев осуществляется за счет тепла электрических дуг, возникающих между электродами и жидким металлом или металлической шихтой.

Выпуск готовой стали и шлака осуществляется через сталевыпускное отверстие и желоб путем наклона рабочего пространства. Рабочее окно, закрываемое заслонкой, предназначено для контроля за ходом плавки, ремонта пода и загрузки материалов.

1.2 Шихтовые материалы

Основной составляющей шихты (75–100 %) электроплавки является стальной лом. Лом не должен содержать цветных металлов и должен иметь минимальное количество никеля и меди; желательно, чтобы содержание фосфора в ломе не превышало 0,05 %. при более высоком содержании фосфора продолжительность плавки возрастает. Лом не должен быть сильно окисленным (ржавым). С ржавчиной (гидратом окиси железа) вносится в металл много водорода. Лом должен быть тяжеловесным, чтобы обеспечивалась загрузка шихты в один прием (одной бадьей). При легковесном ломе после частичного расплавления первой порции шихты приходится вновь открывать печь и подсаживать шихту, что увеличивает продолжительность плавки.

В последнее время расширяется применение металлизированных окатышей и губчатого железа – продуктов прямого восстановления обогащенных железных руд. Они содержат 85–93 % Fe, основными примесями являются окислы железа, SiO_2 и Al_2O_3 . Отличительная особенность этого сырья – наличие углерода от 0,2–0,5 до 2 % и очень низкое содержание серы, фосфора, никеля, меди и других примесей, обычно имеющих в стальном ломе. Это позволяет выплавлять сталь, отличающуюся повышенной чистотой от примесей. Переплавление отходов легированных сталей позволяет экономить дорогие ферросплавы. Эти отходы сортируют по химическому составу и используют при выплавке сталей, содержащих те же легирующие элементы, что и отходы.

Для повышения содержания углерода в шихте используют чугуны, кокс и электродный бой. Основное требование к чугуну – минимальное содержание фосфора, поэтому чтобы не вносить много фосфора в шихту малых (<40 т) печей не более 10 % чугуна, а в большегрузных не

более 25 %.

В качестве шлакообразующих в основных печах применяют известь, известняк, плавиковый шпат, боксит, шамотный бой; в кислых печах – кварцевый песок, шамотный бой, известь. В качестве окислителей используют железную руду, прокатную окалину, агломерат, железные окатыши, газообразный кислород. К шлакообразующим и окислителям предъявляются те же требования, что и при других сталеплавильных процессах: известь не должна содержать более 90 % CaO, менее 2 % SiO₂, менее 0,1 % S и быть свежееобожженной, чтобы не вносить в металл водород. Железная руда должна содержать менее 8 % SiO₂, поскольку он понижает основность шлака, менее 0,05 % S и мене 0,2 % P; желательна применять руду с размером кусков 40–100 мм, поскольку такие куски легко проходят через слой шлака и непосредственно реагирует с металлом. В плавиковом шпате, применяемом для разжижения шлака содержание CaF₂ должно превышать 85 %.

В элекросталеплавильном производстве для легирования и раскисления применяются практически все известные ферросплавы и легирующие.

1.3 Плавка стали в основной печи

Данная технология также носит название технологии плавки на свежей шихте с окислением и применяется на печах малой и средней (≤ 40 т) емкости при выплавке качественных легированных сталей. Плавка состоит из следующих периодов:

- заправка печи;
- загрузка шихты;
- плавление;
- окислительный период;
- восстановительный период;
- выпуск стали.

– Заправка печи

Заправка – это исправление изношенных и поврежденных участков футеровки пода. После выпуска очередной плавки с подины удаляют остатки металла и шлака. На поврежденные подины и откосов забрасывают магнезитовый порошок или же магнезитовый порошок, смешанный с каменноугольным пеком (связующим). Длительность

заправки 10–15 мин.

– Загрузка шихты

При выплавке стали в печах малой и средней емкости шихта на 90–100 % состоит из стального лома. Для повышения содержания углерода в шихту вводят чугуны (<10 %), а также электродный бой или кокс. Общее количество чугуна и электродного боя или кокса должно быть таким, чтобы содержание углерода в шихте превышало нижний предел его содержания в готовой стали на 0,3 % при выплавке высокоуглеродистых сталей, на 0,3–0,4 % при выплавке среднеуглеродистых и на 0,5 % для низкоуглеродистых. Этот предел несколько снижается при росте емкости печи. Чтобы совместить удаление части фосфора с плавлением шихты в завалку рекомендуется давать 2–3 % извести.

Загрузку ведут бадьями или корзинами. В корзины и бадьи шихту укладывают в следующей последовательности: на дно кладут часть мелочи, чтобы защитить подину от ударов тяжелых кусков стального лома, затем в центре укладывают крупный лом, а по периферии средний и сверху – оставшийся мелкий лом. Плотная укладка шихты улучшает ее проводимость, обеспечивая устойчивое горение дуги, ускоряя плавление. Для уменьшения угара кокс и электродный бой кладут под слой крупного лома.

– Плавление

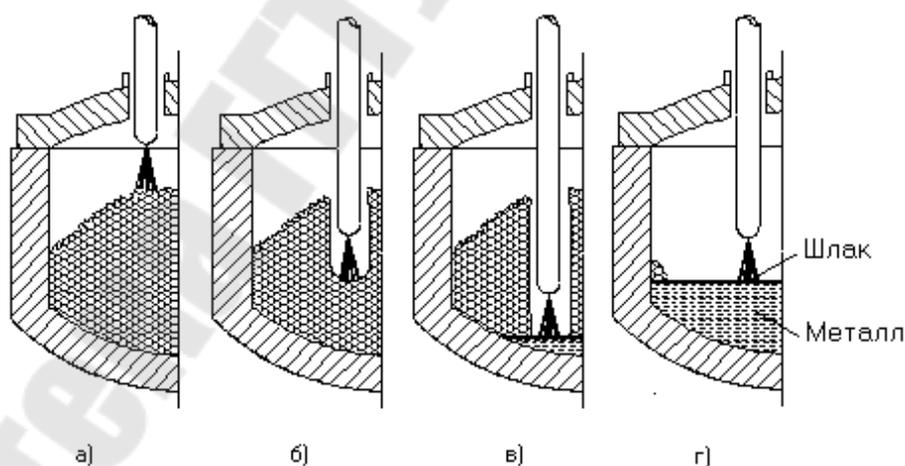
После окончания завалки электроды опускают почти до касания с шихтой и включают ток. Под действием высокой температуры дуги шихта под электродами плавится, жидкий металл стекает вниз, накапливаясь в центральной части подины. Электроды постепенно опускаются, проплавливая в шихте "колодцы" и достигая крайнего нижнего положения. По мере увеличения количества жидкого металла электроды поднимаются. Это достигается при помощи автоматических регуляторов для поддержания определенной длины дуги. Плавление ведут при максимальной мощности печного трансформатора.

Во время плавления происходит окисление составляющих шихты, формируется шлак, происходит частичное удаление в шлак фосфора и серы. Окисление примесей осуществляется за счет кислорода воздуха, окалина и ржавчины, внесенных металлической шихтой.

За время плавления полностью окисляется кремний, 40–60 %

марганца, частично окисляется углерод и железо. В формировании шлака наряду с продуктами окисления (SiO_2 , MnO , FeO) принимает участие и окись кальция, содержащаяся в извести. Шлак к концу периода плавания имеет примерно следующий состав, %: 35–40 CaO ; 15–25 SiO_2 ; 8–15 FeO ; 5–10 MnO ; 3–7 Al_2O_3 ; 0,5–1,2 P_2O_5 . низкая температура и наличие основного железистого шлака благоприятствует дефосфорации. В зоне электрических дуг за время плавания испаряется от 2 до 5 % металла, преимущественно железа.

Для ускорения плавания иногда применяют газо-кислородные горелки, вводимые в рабочее пространство через под или стенки печи. Для уменьшения продолжительности плавания часто применяют продувку кислородом, вводимым в жидкий металл после расплавления $\frac{3}{4}$ шихты с помощью фурм или стальных футерованных трубок. При расходе кислорода 4–6 $\text{м}^2/\text{т}$ длительность плавания сокращается на 10–20 мин. Продолжительность периода плавки определяется мощностью трансформатора и составляет от 1,1 до 3,0 ч. Расход электроэнергии за время плавания составляет 400–480 кВт/ч.



а – начало плавания; б – опускание электрода; в-подъём электрода;
г – окончание плавания

Рисунок 1 – Этапы плавания шихты
 – Окислительный период

Задача окислительного периода плавки состоит в следующем:

а) уменьшить содержание в металле фосфора до 0,01–0,015 %;

- б) уменьшить содержание в металле водорода и азота;
- в) нагреть металл до температуры близкой к температуре выпуска (на 120–130 °С выше температуры ликвидуса).

Кроме того, за время периода окисляют углерод до нижнего предела его содержания в выплавляемой стали. За счет кипения (выделения пузырьков СО при окислении углерода) происходит дегазация металла и его перемешивание, что ускоряет процессы дефосфорации и нагрева.

Окисление примесей ведут, используя либо железную руду (окалину, агломерат), либо газообразный кислород.

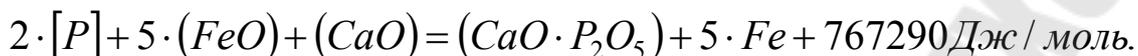
Окислительный период начинается с того, что из печи сливают 65–75 % шлака, образовавшегося в период плавления. Шлак сливают, не выключая печь, наклонив её в сторону рабочего окна на 10–12°. Слив шлака производят для того, чтобы удалить из печи перешедший в шлак фосфор. Удалив шлак, в печь присаживают шлакообразующие: 1–1,5 % извести и при необходимости 0,15–0,25 % плавикового шпата, шамотного боя или боксита.

После формирования жидкоподвижного шлака в ванну в течение всего окислительного периода ведут продувку кислородом; печь для слива шлака в течение периода наклонена в сторону рабочего окна. Присадка руды вызывает интенсивное кипение ванны – окисляется углерод, реагируя с окислами железа руды с выделением большого количества пузырьков СО. Под воздействием газов шлак вспенивается, уровень его повышается, и он стекает в шлаковую чашу через порог рабочего окна. Новую порцию руды присаживают, когда интенсивность кипения металла начинает ослабевать.

Общий расход руды составляет 3–6,5 % от массы металла. С тем, чтобы предотвратить сильное охлаждение металла, единовременная

порция руды не должна быть более 0,5–1 %.

В течение всего окислительного периода идет дефосфорация металла по реакции:



Для успешного протекания той реакции необходимы высокие основность шлака и концентрация окислов железа в нем, а также пониженная температура. Эти условия создаются при совместном введении в печь извести и руды.

Из-за высокого содержания окислов железа в шлаках окислительного периода условия для протекания реакции десульфурации являются неблагоприятными, и десульфурация получает ограниченное развитие: за все время плавления и окислительного периода в шлак удаляется до 30–40 % серы, содержащейся в шихте.

При кипении вместе с пузырьками CO из металла удаляются водород и азот. Этот процесс имеет большое значение для повышения качества электростали, поскольку в электропечи в зоне электрических дуг идет интенсивное насыщение металла азотом и водородом. В связи с этим электросталь обычно содержит азота больше, чем мартеновская и кислородно-конвертерная сталь.

Кипение и перемешивание обеспечивает также ускорение выравнивания температуры металла и его нагрев. За время окислительного периода необходимо окислить углерода не менее 0,2–0,3 % при выплавке высокоуглеродистой стали (содержащей >6 % C) и 0,3–0,4 % при выплавке средне- и низкоуглеродистой стали.

Шлак в конце окислительного периода имеет примерно следующий состав, %: 35–50 CaO; 10–20 SiO₂; 4–12 MnO; 6–15 MgO; 3–7 Al₂ O₃; 6–30 FeO; 2–6 Fe₂ O₃; 0,4–1,5 P₂ O₅. содержание окислов железа в шлак зависит от содержания углерода в выплавляемой марке стали;

верхний предел характерен для низкоуглеродистых сталей, нижний – для высокоуглеродистых.

Окислительный период заканчивается тогда, когда углерод окисляется до нижнего предела его содержания в выплавляемой марке стали, а содержание фосфора снижено до 0,010–0,015 %. Период заканчивают сливом окислительного шлака. Полное скачивание окислительного шлака необходимо, чтобы содержащийся в нем фосфор не перешел обратно в металл во время восстановительного периода.

– Восстановительный период

Задачами восстановительного периода являются:

а) раскисление металла;

б) удаление серы;

в) доведение химического состава стали до заданного;

г) корректировка температуры.

Все эти задачи решаются параллельно в течение всего восстановительного периода; раскисление металла производят одновременно осаждающим и диффузионным методами.

После удаления окислительного шлака в печь присаживают ферромарганец в количестве, необходимом для обеспечения содержания марганца в металле на его нижнем пределе для выплавляемой стали, а также ферросилиций из расчета введения в металл 0,10–0,15 % кремния и алюминий в количестве 0,03–0,1 %. Эти добавки вводят для обеспечения осаждающего раскисления металла.

Далее наводят шлак, вводя в печь известь, плавиковый шпат и шамотный бой. Через 10–15 мин. шлаковая смесь расплавляется, и после образования жидкоподвижного шлака приступают к диффузионному раскислению. Вначале, в течение 15–20 мин. раскисление ведут смесью, состоящей из извести, плавикового шпата и

кокса в соотношении 8:2:1, иногда присаживают один кокс. Далее начинают раскисление молотым 45 или 75 %-ным ферросилицием, который вводят в состав раскислительной смеси, содержащей известь, плавиновый шпат, кокс и ферросилиций в соотношении 4:1:1:1, содержание в этой смеси уменьшают. На некоторых марках стали в конце восстановительного периода в состав раскислительной смеси вводят более сильные раскислители – молотый силикокальций и порошкообразный алюминий, а при выплавке ряда низкоуглеродистых сталей диффузионное раскисление ведут без введения кокса в состав раскислительных смесей.

Суть диффузионного раскисления, протекающего в течение всего периода, заключается в следующем. Так как раскисляющие вещества применяют в порошкообразном виде, плотность их невелика, и они очень медленно опускаются через слой шлака. В шлаке протекают следующие реакции раскисления: $(\text{FeO}) + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$; $2 \cdot (\text{FeO}) + \text{Si} = 2 \cdot \text{Fe} + (\text{SiO}_2)$ и т. д., в результате содержание FeO в шлаке уменьшается и в соответствии с законом распределения $(\text{FeO}) / [\text{FeO}] = \text{const}$ кислород (в виде FeO) начинает путем диффузии переходить из металла в шлак (диффузионное раскисление). Преимущество диффузионного раскисления заключается в том, что поскольку реакции раскисления идут в шлаке, выплавляемая сталь не загрязняется продуктами раскисления – образующимися окислами. Это способствует получению стали с пониженным содержанием неметаллических включений.

По мере диффузионного раскисления постепенно уменьшается содержание FeO в шлаке и пробы застывшего шлака светлеют, а затем становятся почти белыми. Белый шлак конца восстановительного периода электроплавки имеет следующий состав, %: 53–60 CaO; 15–25 SiO₂; 7–15 MgO; 5–8 Al₂ O₃; 5–10 CaF₂; 0,8–1,5 CaS; < 0,5 FeO; < 0,5

MnO.

Во время восстановительного периода успешно идет десульфурация, поскольку условия для её протекания более благоприятные, чем в других сталеплавильных агрегатах. Хорошая десульфурация объясняется высокой основностью шлака восстановительного периода ($\text{CaO} / \text{SiO}_2 = 2,7 - 3,3$) и низким ($< 0,5 \%$) содержанием FeO в шлаке, обеспечивающим сдвиг равновесия реакции десульфурации $[\text{FeS}] + (\text{CaO}) = (\text{CaS}) + (\text{FeO})$ вправо (в сторону более полного перехода серы в шлак). Коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $(\text{S}) / [\text{S}]$ в восстановительный период электроплавки составляет 20–50 и может достигать до 60 в электропечи с основной футеровкой можно удалить серу до тысячных долей процента.

Для улучшения перемешивания шлака и металла и интенсификации медленно идущих процессов перехода в шлак серы, кислорода и неметаллических включений в восстановительный период рекомендуется применять электромагнитное перемешивание, особенно на большегрузных печах, где удельная поверхность контакта металл-шлак значительно меньше, чем в печах малой емкости.

Длительность восстановительного периода составляет 40–100 мин. За 10–20 мин. до выпуска проводят корректировку содержания кремния в металле, вводя в печь кусковой ферросилиций. Для конечного раскисления за 2–3 мин. до выпуска в металл присаживают 0,4–1,0 кг алюминия на 1 т стали. Выпуск стали из печи в ковш производят совместно со шлаком. Интенсивное перемешивание металла со шлаком в ковше обеспечивает дополнительное рафинирование – из металла в белый шлак переходит сера и неметаллические включения.

– Порядок легирования

При выплавке легированных сталей в дуговых печах порядок легирования зависит от сродства легирующих элементов к кислороду. Элементы, обладающие меньшим сродством к кислороду, чем железо (никель, молибден) во время плавки не окисляются и их вводят в начальные периоды плавки – никель в завалку, а молибден в конце плавления или в начале окислительного периода.

Хром и марганец обладают большим сродством к кислороду, чем железо. Поэтому металл легируют хромом и марганцем после слива окислительного шлака в начале восстановительного периода.

Вольфрам обладает большим сродством к кислороду, чем железо и он может окисляться и его обычно вводят в начале восстановительного периода. Особенность легирования вольфрамом заключается в том, что из-за высокой температуры плавления он растворяется медленно и для корректировки состава ферровольфрам можно присаживать в ванну не позднее, чем за 30 до выпуска.

Кремний, ванадий и особенно титан, и алюминий обладают большим сродством к кислороду и легко окисляются. Легирование стали феррованадием производят за 15–35 мин. до выпуска, ферросилиций – за 10–20 мин. до выпуска. Ферротитан вводят в печь за 5–15 мин. до выпуска, либо в ковш. Алюминий вводят за 2–3 мин. до выпуска в ковш.

2 РАСЧЁТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА

Плавка в дуговой сталеплавильной печи состоит из следующих основных периодов (цифры в скобках характеризуют примерную продолжительность каждого периода): 1) период расплавления (с подвалкой) (60 %); 2) окислительный период (9,4 %); 3) период рафинирования (18,2 %); 4) период межплавочных простоев, включающий выпуск, заправку, очистку и завалку (12,4 %).

В первый период происходит нагрев и расплавление загрузки и печь потребляет большую часть электроэнергии. Поэтому при проектировании дуговой сталеплавильной печи расчет проводят только для периода расплавления.

Расчет материального баланса осуществляют на 100 т (100 кг) шихты либо на общую массу металлозавалки.

Для выплавки сплава марки Сталь 70 использована шихта, содержащая 25,18 % лом; 18,0 % железо горячебрикетированное; 10,74 % чугун чушковый передельный. Остальной состав приведен ниже (см. таблицу 1).

Таблица 1 – Состав металлозавалки

Материал	Масса, кг	%
Чугун передельный	2990	10,74
Оборот кордовый	3000	10,78
Лом ж/д	4020	14,44
Железо горячебрикетированное	5010	18,0
Кокс кусковой	600	2,15
Известь	1200	4,31
Жидкий чугун	4000	14,37
Лом	7010	25,18
ИТОГО	27830	100

Химический состав компонентов шихты и стали в конце периода окисления приведены ниже (см. таблицу 2).

Таблица 2 – Химический состав шихтовых материалов, % по массе

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe	SiO ₂	MgO	CaO	FeO
Лом	0,27	0,36	0,66	0,03	0,04	0,22	0,24	0,3	97,86				
Чугун	4,3	0,36	0,27	0,06	0,04	0,022	0,03	0,04	94,82				
Оборот	0,75	0,21	0,52	0,005	0,009	0,05	0,05	0,05	98,36				
Лом ж/д	0,6	0,3	1,22	0,04	0,04				97,8				
Железо г/б	1,08			0,01	0,011	0,004	0,003	0,005	81	4,3		1,3	12,2
Кокс	89				0,8								
Известь		0,05								0,6	1,0	93,0	0,5

Масса, кг	954,2	69,3	129,7	8,5	12,8	17,3	20,6	25,6	24428				
%	3,429	0,249	0,466	0,030	0,046	0,062	0,074	0,091	87,77				

Определяем угар примесей (U) в период расплавления как разность между средним содержанием элемента в шихте и в конце периода расплавления:

$$U_i^p = m_{ш} \cdot (C_i - C_i'), \text{ кг};$$

где $m_{ш}$ – масса металлической части шихты, кг;

C_i – содержание примеси в шихте, % по массе;

C_i' – содержание элемента в стали в конце периода расплавления, % по массе;

i – выгорающие элементы (C, Si, S, Fe).

Определяем угар примесей:

$$C = (3,429 - 0,7) \cdot 27830 / 100 = 759 \text{ кг.}$$

$$Si = (0,249) \cdot 27830 / 100 = 69,3 \text{ кг.}$$

$$S = (0,046 - 0,035) \cdot 27830 / 100 = 3 \text{ кг.}$$

$$Fe \text{ (в дым)} = 695,75 \text{ кг. (принимаем 2,5 \% от массы шихты)}$$

Всего 1527,05 кг.

Принимаем, что 30 % C окисляется до CO_2 , а 70 % до CO. Исходя из этого, находим расход кислорода на окисление примесей и массу образовавшихся оксидов.

Расход кислорода в период расплавления:

$$B^{O_2} = \frac{U_i^p \cdot M_{O_2}}{M_i}, \text{ кг};$$

где M_i – молекулярная масса элемента;

M_{O_2} – молекулярная масса кислорода.

$$C \rightarrow CO_2 \quad 0,3 \cdot U_C \cdot \frac{32}{12} = 0,3 \cdot 759 \cdot \frac{32}{12} = 607,2 \quad \text{кг.}$$

$$C \rightarrow CO \quad 0,7 \cdot U_C \cdot \frac{16}{12} = 0,7 \cdot 759 \cdot \frac{16}{12} = 708,4 \quad \text{кг.}$$

$$Si \rightarrow SiO_2 \quad U_{Si} \cdot \frac{32}{28} = 69,3 \cdot \frac{32}{28} = 79,2 \quad \text{кг.}$$

$$S \rightarrow SO_2 \quad U_S \cdot \frac{32}{32} = 3 \cdot \frac{32}{32} = 3 \quad \text{кг.}$$

$$Fe_{(в \text{ дым})} \rightarrow Fe_2 O_{3(в \text{ дым})} \quad U_{Fe} \cdot \frac{48}{112} = 695,7 \cdot \frac{48}{112} = 298,1 \quad \text{кг.}$$

Расчеты представим в виде таблицы 3, принимая $C = 759$ кг, $Si = 69,3$ кг, $S = 3$ кг (см. угар примесей, рассчитанный выше).

Таблица 3 – Расход кислорода в период плавления

	Расход кислорода, кг		Масса оксида, кг	
$C \rightarrow CO_2$	$0,3 \cdot C \cdot 32/12$	607,2	$0,3 \cdot C + CO_2$	834,9
$C \rightarrow CO$	$0,7 \cdot C \cdot 16/12$	708,4	$0,7 \cdot C + CO$	1239,7
$Si \rightarrow SiO_2$	$Si \cdot 32/28$	79,2	$Si + SiO_2$	148,5
$S \rightarrow SO$	$S \cdot 32/32$	3	$S + SO$	6
$Fe \rightarrow Fe_2 O_3$ (в дым)	$Fe(в \text{ дым}) \cdot 48/112$	298,1	$Fe + Fe_2 O_3$	993,8
	Всего	1695	Всего	3222

Состав шлака в конце периода расплавления приведен в таблице 4.

Таблица 4 – Состав шлака в конце периода расплавления.

SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MnO	MgO	CaO	P ₂ O ₅	S	Cr ₂ O ₃
18,82	2,92	16,7	1,0	4,22	53,62	0,391	0,44	0,281

Содержание оксидов железа в шлаке зависит от содержания углерода в металле и определяется с помощью таблицы 5.

Таблица 5 – Зависимость содержания оксидов железа в шлаке от содержания углерода в металле

[C], %	0,08–0,18	0,20–0,32	0,28–0,42	0,67–1,09
--------	-----------	-----------	-----------	-----------

(Fe _{общ}), %	14,4	12,8	11,04	9,41
-------------------------	------	------	-------	------

По практическим данным отношение $\frac{Fe \text{ в } FeO}{Fe \text{ в } Fe_2O_3}$ принимается равным 2...4.

В соответствии с этим принимаем, что при содержании углерода в стали в конце периода расплавления равном 0,7 %, содержание оксидов железа в шлаке составит 9,41 %, причем FeO будет 7,058 % (доля – 0,75) а Fe₂O₃ – 2,353 % (доля – 0,25).

Масса шлака без оксидов железа – 2037,5 кг (см. ниже), составляет (100 – 9,41) = 90,59 %, а общая масса шлака:

$$L_{\text{шл}} = \frac{L'_{\text{шл}}}{100 - (Fe_{\text{общ}})}, \text{ кг};$$

где $L_{\text{шл}}$ – масса шлака без оксидов железа (по составу шлака к концу выплавки), кг; $(Fe_{\text{общ}})$ – содержание оксидов железа в шлаке, %.

Подставляем данные:

$$L_{\text{шл}} = \frac{2037,5}{100 - 9,41} = 2249,14 \text{ кг.}$$

Масса оксидов железа в шлаке:

$$L_{\text{шл}}^{\text{окс}} = L_{\text{шл}} - L'_{\text{шл}}, \text{ кг};$$

$$L_{\text{шл}}^{\text{окс}} = 2249,14 - 2037,4 = 211,64 \text{ кг.}$$

Общая масса шлака $L'_{\text{шл}}$ рассчитывается:

$$MgO + CaO = 53,62 + 4,22 = 57,84 \%$$

Составляем пропорцию и находим общую массу шлака:

$$57,84 \% - 1200 \text{ кг } 100 \% - x \text{ кг}$$

$$x = 2037,5 \text{ кг}$$

Масса оксидов железа в шлаке равна 211,64 кг, из которых 52,91 кг Fe_2O_3 (0,25) и 158,73 кг FeO (0,75).

Основность шлака:

$$B = \frac{(CaO)}{(SiO_2)};$$

где (CaO) – содержание CaO в шлаке, %;

(SiO_2) – содержание SiO_2 в шлаке, %.

$$B = 53,62 / 18,82 = 2,85.$$

С учетом того, что окислится железа, кг:

до Fe_2O_3 52,91 кг;

до FeO 158,73 кг;

поступит железа из металла в шлак (кг):

$$m_{Fe_2O_3} = \frac{m_{Fe_2O_3} \cdot 112}{160} + \frac{m_{FeO} \cdot 56}{72}, \text{ кг};$$

где $m_{Fe_2O_3}$ – масса Fe_2O_3 , кг;

m_{FeO} – масса FeO , кг;

112 и 56 – молекулярная масса железа в Fe_2O_3 и FeO соответственно;

160 и 72 – молекулярная масса Fe_2O_3 и FeO соответственно.

$$m_{Fe_2O_3} = \frac{52,91 \cdot 112}{160} + \frac{158,73 \cdot 56}{72} = 160,5 \text{ кг}.$$

Выход годного с учетом металла, скачиваемым шлаком (кг):

$$M_{\text{годн}} = m_{\text{ш}} - U_k - m_{Fe(\text{шл})} - m_{Fe(\text{ун.шл})};$$

где U_k – масса выгоревших примесей за всю плавку, определяется, как сумма выгоревших примесей за период расплавления и окислительный период плавки, кг; $m_{Fe(\text{шл})}$ – потери железа на образование оксидов железа в шлаке, кг; $m_{Fe(\text{ун.шл})}$ – количество железа,

уносимого шлаком, кг (принимаем 0,5 % от $m_{ш}$).

$$M_{зодн} = 26630 - 1527,05 - 160,5 - 139,15 = 24665 \text{ кг.}$$

Расход кислорода на окисление железа:

$$B_{O_2(FeO)} = \left[m_{Fe_2O_3} - \frac{m_{Fe_2O_3} \cdot 112}{160} \right] + \left[m_{FeO} - \frac{m_{FeO} \cdot 56}{72} \right], \text{ кг};$$

$$B_{O_2(FeO)} = \left[52,91 - \frac{52,91 \cdot 112}{160} \right] + \left[158,73 - \frac{158,73 \cdot 56}{72} \right] = 51,15 \text{ кг.}$$

Расход кислорода на окисление всех примесей:

$$B_{O_2} = [B_{O_2}]_{пр} + B_{O_2(Fe)}, \text{ кг};$$

$$B_{O_2} = 55,15 + 1695 = 1746,15 \text{ кг.}$$

Принимаем, что количество кислорода, вносимого воздухом 80 %, техническим кислородом вносится 20 %.

Принимая коэффициент усвоения кислорода равным 0,9, определим потребное количество кислорода:

$$V_{O_2} = \frac{B_{O_2}}{0,9}, \text{ кг};$$

$$V_{O_2} = \frac{1746,15}{0,9} = 1940,17 \text{ кг.}$$

Количество неусвоенного кислорода:

$$V_{O_2}^H = 0,1 \cdot B_{O_2}, \text{ кг};$$

$$V_{O_2}^H = 0,1 \cdot 1940,17 = 194 \text{ кг.}$$

Кислороду, вносимому воздухом, сопутствует азот в количестве:

$$V_{N_2} = V_{O_2} \cdot 0,8 \frac{77}{23}, \text{ кг};$$

где 77 и 23 – соответственно массовая доля азота и кислорода в воздухе.

$$V_{N_2} = 1940,17 \cdot 0,8 \frac{77}{23} = 5196,28 \text{ кг.}$$

При определении количества выделяющихся газов необходимо учесть образование CO и CO₂ (в отношении 70 и 30 %) при горении углерода электродов. Согласно практическим данным, расход электродов на плавку составляет 4 – 7 кг/т, причем приблизительно 60 % расходуется в период расплавления. Согласно экспериментальным данным расход электродов на плавку составляет $P_{эл} = 3 – 4$ кг/т стали. Принимаем 3,5 кг/т стали. С учетом массы завалки расход электродов $3,5 \cdot 1,27830 = 97,4$ кг.

С образованием CO сгорает $0,7 P_{эл}$ кг С и образуется $0,7 \cdot P_{эл} \cdot \frac{28}{12}$,

$$\text{кг CO}; \quad 0,7 \cdot 97,4 \cdot \frac{28}{12} = 159,1 \text{ кг.}$$

С образованием CO₂ сгорает $0,3 P_{эл}$ кг С и образуется $0,3 \cdot P_{эл} \cdot \frac{44}{12}$,
кг CO₂;

$$0,3 \cdot 97,4 \cdot \frac{44}{12} = 107,14 \text{ кг.}$$

Для горения углерода электродов требуется кислорода:

$$V_{O_2}^C = 0,7 \cdot P_{эл} \cdot \left(\frac{28}{12} - 1 \right) + 0,3 \cdot P_{эл} \cdot \left(\frac{44}{12} - 1 \right), \text{ кг};$$

$$V_{O_2}^C = 0,7 \cdot 97,4 \cdot \left(\frac{28}{12} - 1 \right) + 0,3 \cdot 97,4 \cdot \left(\frac{44}{12} - 1 \right) = 168,82 \text{ кг.}$$

Окисление углерода электродов происходит кислородом, подсасываемым в печь, которому сопутствует азот в количестве:

$$V_{N_2}^C = V_{O_2}^C \cdot \frac{77}{23}, \text{ кг};$$

$$V_{N_2}^C = 168,82 \cdot \frac{77}{23} = 585,18 \text{ кг.}$$

Таблица 6 – Таблица материального баланса ТКГ

Поступило	кг	Получено	кг
CH ₄	156,15	CO ₂	453,81
N ₂	14,34	H ₂ O	369,61
H ₂ O	4,82	N ₂	14,34
C ₂ H ₆	2,18	O ₂	34,2
C ₃ H ₈	2,76		
C ₄ H ₁₀	3,34		
O ₂	683,47		
Итого	867,06	Итого	871,96

Теперь по расчетам материального баланса и процесса горения газа (ТКГ) можно определить состав и количество V_{yx} выделяющихся газов и составить материальный баланс периода расплавления.

Таблица 7 – Материальный баланс плавки

Поступило	кг	Получено	кг
Лом	7010	Выход годного	24665
Чугун перерудельный	2990	Шлак	2249
Оборот кордовый	3000	Потери Me со шлаком	112
Лом ж/д	4020	Уходящие газы	
Железо г/б	5010	CO	942
Кокс	600	CO ₂	1398
Известь	1200	N ₂	5781
Жидкий чугун	4000	O ₂ неув.	194
Воздух	7696	Fe ₂ O ₃	993,8
Электроды	97,4		
Тех. Кислород	349		
Всего	35972,4	Всего	36334,8
ТКГ	876	ТКГ	871,96
ИТОГО	36848,4	ИТОГО	37206,76

Невязка составляет 0,96 %

3 РАСЧЁТ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ РАЗМЕРОВ ПЕЧИ

3.1 Определение геометрических параметров

Основными геометрическими параметрами ДСП являются:

H_M – глубина ванны по зеркалу жидкого металла;

H_B – глубина ванны до откосов печи;

$H_{пл}$ – высота плавильного пространства;

D_M – диаметр ванны по зеркалу жидкого металла;

$D_{п}$ – диаметр ванны на уровне порога рабочего окна;

D_k – внутренний диаметр кожуха печи;

$D_{от}$ – диаметр ванны на уровне откосов.

Наиболее распространенной является сфероконическая ванна с углом между образующей и осью конуса, равным 45° .

Объем ванны до откосов включает в себя объемы металла V_M , шлака $V_{ш}$ и дополнительный V_d , т. е.

$$V_B = V_M + V_{ш} + V_d$$

Если плотность жидкого металла ρ_M , а емкость печи M , т, то

$$V_M = \frac{M}{\rho_M} = \frac{25000}{7,15} = 3,49 \text{ м}^3.$$

Номинальную ёмкость печи принимаем равным 25 тонн, а $\rho_M = 7,15 \text{ т / м}^3$ – плотность жидкого металла.

Диаметр зеркала жидкого металла определяется из соотношения

$$D_M = 2000 \cdot c \cdot \sqrt[3]{V_M}, \text{ мм};$$

где D_M – диаметр зеркала жидкого металла, мм;

V_M – объем жидкого металла, м^3 ;

c – коэффициент, зависящий от отношения диаметра зеркала металла к глубине ванны по металлу.

Обычно коэффициент c определяется по формуле: $c = 0,875 +$

$0,042 \cdot a$, где $a = \frac{D_M}{H_M}$. Для большинства печей $a = 4,5 \dots 5,5$, причем меньшие значения характерны для небольшой емкости и технологического процесса, не требующего тщательного

рафинирования расплавленного металла в печи. При таких соотношениях с теплотехнологической точки зрения будет обеспечено и сравнительно равномерное облучение поверхности ванны от дуг и кладки печи, и более равномерный прогрев металла в объеме ванны.

Примем $a = 4,8$; Тогда

$$c = 0,875 + 0,042 \cdot 4,8 = 1,08$$

$$D_m = 2000 \cdot 1,08 \cdot \sqrt[3]{3,64} = 3322,7 \text{ мм} = 3,3227 \text{ м.}$$

Глубина ванны по жидкому металлу:

$$H_m = \frac{D_m}{a}, \text{ мм};$$

где H_m – глубина ванны жидкого металла;

$$H_m = \frac{3,32}{4,8} = 0,69 \text{ м.}$$

Глубина сферического сегмента

$$H_c = (0,02 \dots 0,25) \cdot V_m = 0,15 \cdot 0,69 = 0,1 \text{ м.}$$

Над жидким металлом в ванне предусмотрено пространство для шлака, объем которого составляет 20 % объема металла в небольших печах и 10...17 % – в крупных.

$$V_{ш} = (0,10 \dots 0,20) \cdot V_m, \text{ м}^3;$$

Принимаем $V_{ш} = 0,18 \cdot V_m = 0,18 \cdot 3,64 = 0,6552 \text{ м}^3$.

Высота слоя шлака определяется из выражения

$$H_{ш} = \frac{1000 \cdot V_{ш}}{0,785 \cdot D_m^2} = \frac{1000 \cdot 0,6552}{0,785 \cdot 3,32} = 75,6 \text{ мм} = 0,076 \text{ м.}$$

где 0,785 – эмпирический коэффициент;

1000 – переводной коэффициент;

Диаметр зеркала шлака:

$$D_{ш} = D_m + 2 \cdot H_{ш} = 3,32 + 2 \cdot 0,076 = 3,47 \text{ м.}$$

Уровень порога рабочего окна принимается на уровне шлака или на 20...40 мм выше $h' = 0...40$ мм.

Диаметр ванны на уровне порога рабочего окна выбираем с таким расчетом, чтобы уровень порога был на 30 мм выше уровня зеркала шлака

$$D_n = D_m + 2 \cdot (H_{ш} + h') = 3,32 + 2 \cdot (0,076 + 0,03) = 3,53 \text{ м.}$$

где h' – расстояние от зеркала шлака до уровня порога рабочего окна.

Уровень откосов рекомендуется принимать на 30...70 мм выше уровня порога рабочего окна во избежание размыва шлаком основания футеровки стен $h'' = 30...70$ мм.

Уровень откосов принимаем на 60 мм выше уровня порога рабочего окна.

Диаметр рабочего пространства на уровне откосов

$$D_o = D_n + 2 \cdot h'' = 3,352 + 2 \cdot 0,06 = 3,652 \text{ м.}$$

Глубина ванны до уровня откосов печи равна

$$H_e = H_m + H_{ш} + h' + h'', \text{ м;}$$

$$H_e = 0,69 + 0,076 + 0,03 + 0,06 = 0,856 \text{ м.}$$

Высота конической части ванны h_k равна

$$h_k = H_m - H_e, \text{ м;}$$

$$h_k = 0,69 - 0,1 = 0,59 \text{ м.}$$

Тогда диаметр основания шарового сегмента D_c находится из выражения

$$D_c = D_m - 2 \cdot h_k, \text{ м;}$$

$$D_c = 3,32 - 2 \cdot 0,59 = 2,14 \text{ м.}$$

Для современных дуговых сталеплавильных печей высота плавильного пространства $H_{пл}$ принимается в пределах, приведенных в таблице 8.

Таблица 8 – Зависимость высоты плавильного пространства от диаметра на уровне откосов

Емкость печи, т	Доля $H_{пл}$ от $D_{отк}$
0,5...5	0,5...0,45
10...50	0,45...0,4
100...	0,38...0,34

Высоту плавильного пространства $H_{пл}$ от уровня откосов до верха стены, принимаем равной на основании таблице 8.

$$H_{пл} = 0,42 \cdot D_o, \text{ м};$$

$$H_{пл} = 0,42 \cdot 3,652 = 1,53 \text{ м}.$$

Выше откосов стены делаются наклонными под углом 15..30° к вертикали. При таком наклоне их можно заправлять. В этом случае также увеличивается стойкость огнеупорной кладки, так как по высоте стен увеличивается расстояние от дуг и уменьшается плотность теплового потока на верхний пояс.

Принимаем угол наклона стен 30°.

Высота наклонной части стен составляет:

$$H_n = (0,25 \dots 0,33) \cdot (H_{пл} - h''), \text{ м};$$

$$H_n = 0,28 \cdot (1,53 - 0,42) = 0,42 \text{ м}.$$

Высота цилиндрической части стен составит

$$H_y = H_{пл} - H_n, \text{ м};$$

$$H_y = 1,53 - 0,42 = 1,11 \text{ м}.$$

Диаметр стен определяется по формуле

$$D_{ст} = D_{отк} - 2 \cdot H_n \cdot \text{tg} \alpha, \text{ м};$$

где α – угол наклона стен по вертикали.

$$D_{cm} = 3,652 - 2 \cdot 0,42 \cdot \operatorname{tg} 30^\circ = 3,17 \text{ м.}$$

3.2 Конструкция футеровки ДСП

Конструкция футеровки кроме внутреннего профиля рабочего пространства определяют материалы и толщину рабочего арматурного и теплоизоляционного слоев кладки, а также форму и размеры кожуха ДСП.

Конструкция футеровки ДСП-25

Для кладки рабочего слоя ДСП используем основные огнеупорные материалы.

Подина и откосы Исходя из данных, приведенных в таблице 9, принимаем общую толщину подины 600 мм. Футеровка подины состоит из рабочей части и теплоизоляционного слоя.

Нижний изоляционный слой выполняем из листового асбеста толщиной 10 мм, укладываемого на металлическое днище, шамотного порошка общей толщиной 30 мм и легковесного шамота марки ШЛБ – 1,3, суммарной толщиной 105 мм (один слоя «на плашку»).

Таблица 9 – Толщина отдельных слоев и всей футеровки подины ДСП, мм

Емкость печи, т	<12	25–50	100	200	300	400
Набивной слой, мм	100	100	150	150	160	180
Кирпичная кладка, мм	300–365	395–495	530	575	595	620
Изоляционный слой, мм	85	105	170	190	195	200
Общая толщина, мм	485–550	600–700	850	915	950	1000

Средний огнеупорный слой выполняется из магнезита марки МУ-91 суммарной толщиной 395 мм (пять слоёв «на плашку»).

Огнеупорная набивка выполняется из магнезитового порошка со связующим в виде смеси смолы и пека толщиной 100 мм.

Откосы ниже уровня шлака выкладываются обычным магнезитовым кирпичом марки МО-91, а в районе шлакового пояса плотным магнезитовым кирпичом.

Стены ДСП

С тем, чтобы облегчить тепловую работу и повысить стойкость футеровки, кладка стен обычно не имеет тепловой изоляции. Верх стен изнашивается меньше, поэтому он выкладывается кирпичом меньшего размера, с одним – двумя уступами.

В зависимости от емкости можно рекомендовать следующую толщину огнеупорной кладки стен (мм)

Таблица 10 – Толщина огнеупорной кладки стен ДСП

Емкость печи, т	<12	25–50	100	200	300–400
Общая толщина на уровне откосов δ_1 , мм	365–445	445–495	525–575	575–610	550–650
Общая толщина в верхней части δ_2 , мм	230–300	300–365	365–415	380–450	400–470

Толщину футеровки стены на уровне откосов принимаем равной 445 мм (445 мм кирпич магнезитохромитовый марки МХСП и 30 мм засыпка зазора между кирпичной кладкой и кожухом печи крошкой из отходов кладки). Засыпка выполняет роль демпферного слоя, компенсирующего тепловое расширение кирпичной кладки стены.

При цилиндрическом кожухе целесообразно выполнение вертикальной стены уступами с постепенным уменьшением толщины стены от основания до верха стены. Исходя из стандартных размеров длины огнеупорных кирпичей 300, 380 и 230 мм, принимаем три размера толщины стены, включая слой засыпки: 445 мм в нижней части, 365 мм в средней части и 300 мм в верхней части.

Выбрав материалы и толщину огнеупорной кладки стен, определяем внутренний диаметр кожуха на уровне откосов:

$$D_{к.от} = D_{от} + 2 \cdot \delta_1, \text{ м};$$

$$D_{к.от} = 3,652 + 2 \cdot 0,445 = 4,542 \text{ м.}$$

и его цилиндрической части:

$$D_{к} = D_{cm} + 2 \cdot \delta_2, \text{ м;}$$

$$D_{к} = 3,17 + 2 \cdot 0,3 = 3,77 \text{ м.}$$

где δ_1 – толщина футеровки стен на уровне откосов, м;

δ_2 – толщина футеровки цилиндрической верхней части стен, м.

Кожух сваривается из листовой котельной стали. Толщина кожуха определяется:

$$\Delta K = \frac{D_{к}}{200}, \text{ м;}$$

$$\Delta K = \frac{3,77}{200} = 0,019 \approx 0,02 \text{ м.}$$

В обшивке кожуха вырезают отверстия для летки и рабочего окна.

Рабочее окно печи имеет размеры:

Ширина $b = (0,22 \dots 0,33) \cdot D_{от}, \text{ м;}$

$$b = 0,28 \cdot 3,652 = 1,022 \text{ м.}$$

Высота $h = (0,65 \dots 0,7) \cdot b, \text{ м;}$

$$h = 0,65 \cdot 1,022 = 0,6643 \text{ м.}$$

Стрела выпуклости арки рабочего окна

$$h_{co} = \frac{1}{7} \cdot b, \text{ м;}$$

$$h_{co} = \frac{1}{7} \cdot 1,022 = 0,146 \text{ м.}$$

Свод

Футеровку сводов основных дуговых печей наиболее часто выполняют из прямого и небольшого количества клинового кирпича марки МХОП и в отдельных случаях из динасового кирпича.

Толщина футеровки свода соответствует длине стандартного кирпича и обычно составляет:

Таблица 11 – Толщина футеровки свода ДСП

Емкость печи, т	$\leq 12,5$	25 – 50	100
$\delta_{св}$, мм	230 – 300	380	380 – 460

Свод выполняется из магнезитохромитового кирпича марки МХСП длиной 380 мм без дополнительной тепловой изоляции.

В современных ДСП свод опирается на кожух печи и поэтому можно считать, что его диаметр примерно равняется диаметру верха кожуха, т. е.

$$D_{св} \approx D_{к}$$

$$D_{св} \approx D_{к} = 3,77 \text{ м.}$$

Стрела выпуклости свода $h_{свр}$ зависит от материала и пролета (диаметра) свода. Из соображения строительной прочности рекомендуется:

Таблица 12 – Геометрические параметры свода в зависимости от материала футеровки

Материал свода	$h_{свр}$
Магнезитовый (хромомагнезитовый)	$(0,11 \dots 0,12) D_{св}$
Динасовый	$(0,08 \dots 0,1) D_{св}$

Стрела выпуклости свода равна:

$$h_{свр} = (0,11 \dots 0,12) \cdot D_{св}, \text{ м;}$$

$$h_{свр} = 0,11 \cdot 3,77 = 0,4147 \text{ м.}$$

При этом высота центральной части свода над уровнем откосов составит:

$$H_{св} = H_{нл} + h_{свр}, \text{ м;}$$

$$H_{св} = 1,53 + 0,4147 = 1,94 \text{ м.}$$

Интенсивность облучения определяется диаметром распада электродов D_p , который задает расстояние «дуга-стенка». Поэтому задача определения рационального значения D_p сводится к выбору

величины соотношения $\frac{D_p}{D_{св}}$, обеспечивающего возможно более равномерное распределение тепловой нагрузки по периметру печи и высокой стойкости футеровки стен.

Наилучшее условие при минимальном значении $\frac{D_p}{D_{св}}$. Однако возможности его уменьшения ограничиваются соображениями конструктивного характера (необходимость размещения электрододержателей, обеспечения достаточно высокой строительной прочности центральной части свода.

Таблица 13 – Величины $\frac{D_p}{D_{св}}$ для различных ДСП

Емкость печи, т	12 – 50	100	200
$R = \frac{D_p}{D_{св}}$	0,40 – 0,35	0,25	0,20

На основании данных таблицы 13 принимаем отношение:

$$\frac{D_p}{D_{св}} = R = 0,37$$

$$D_p = 0,375 \cdot 3,77 = 1,41 \text{ м.}$$

4 РАСЧЕТ ТЕПЛОВОГО БАЛАНСА

ДСП является агрегатом периодического действия, в котором потребление электроэнергии в различные периоды плавки неодинаково.

При проектировании ДСП составляется расчетный энергетический баланс только для периода расплавления, т.к. печь потребляет наибольшую часть электроэнергии и плавка ведется на самой высокой мощности. По результатам этого баланса определяется необходимая мощность печного трансформатора и удельный расход электроэнергии в период расплавления, т.е. важнейшие параметры печи, определяющие ее производительность и технико-экономическую эффективность.

Энергетический баланс состоит из приходной Q_{np} и расходной $Q_{расх}$ частей:

$$Q_{np} = Q_{расх}$$

Приход энергии происходит за счет статей:

$$Q_{np} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4$$

где Q_1 – теплота, вносимая в печь с электроэнергией;

Q_2 – теплота, вносимая в печь с шихтой;

Q_3 – теплота экзотермических реакций, протекающих в ванне;

Q_4 – теплота от окисления графитовых электродов.

Теплота Q_1 на действующей печи определяется по показаниям счетчика активной энергии, установленного на печи, а по показаниям счетчика реактивной мощности определяется средний коэффициент мощности установки ($\cos \varphi$). Эта статья для печей одной емкости составляет 60–80 %.

Теплота Q_2 вносимая в печь с шихтой определяется по формуле:

$$Q_2 = M_{чуг} \cdot C_{чуг} \cdot t_{чуг}, \text{ МДж};$$

$$Q_2 = 4000 \cdot 850 \cdot 1400 = 4760 \text{ МДж.}$$

где $M_{чуг}$ – масса жидкого чугуна вносимого в печь, кг;

$C_{\text{чуг}}$ и $t_{\text{чуг}}$ – теплоёмкость и температура жидкого чугуна соответственно.

Теплота экзотермических реакций Q_3 определяется только по материальному балансу:

$$Q_3 = M_C \cdot q_C + M_{Si} \cdot q_{Si} + M_S \cdot q_S + M_{Fe} \cdot q_{Fe}, \text{ МДж};$$

$$Q_3 = 10 \cdot 759 + 69,3 \cdot 27 + 3 \cdot 5 + 695,7 \cdot 4,7 = 12745,9 \text{ МДж}.$$

где q_C , q_{Si} , q_S , q_{Fe} – тепловой эффект окисления этих элементов

$$q_{Si} = 27 \text{ МДж/кг}; \quad q_S = 3 \text{ МДж/кг}; \quad q_C = 10 \text{ МДж/кг}; \quad q_{Fe} = 4,7 \text{ МДж/кг}.$$

Теплоту, выделенную в печи от окисления графитовых электродов Q_4 , можно определить, зная тепловой эффект окисления графита до CO_2 :

$$Q_4 = 0,6 \cdot \Delta M_{\text{с}} \cdot q_c, \text{ МДж};$$

$$Q_4 = 0,6 \cdot 97,4 \cdot 27 = 584,4 \text{ МДж}.$$

где $\Delta M_{\text{с}} = 97,4$ кг – количество окислившихся графитированных электродов за период плавания (из материального баланса);

$$q_c = 27 \text{ МДж/кг} – \text{тепловой эффект окисления графита до } \text{CO}_2;$$

Определение полезной энергии для нагрева и расплавления металла и шлака.

Полезная теплота Q'_i определяется как сумма теплоты, необходимой для нагрева до температуры плавления, для расплавления и перегрева до заданной температуры металла и шлака, т. е.

$$Q'_i = Q_m + Q_{ш}$$

$$Q_m = M_{\text{загр}} \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_{\text{загр}}) + q_m + c_2 \cdot (t_{\text{пер}} - t_{\text{пл}})] + M_{\text{чуг}} \cdot c_{\text{чуг}} \cdot (t_{\text{пл}} - t_{\text{чуг}}),$$

МДж;

$$Q_m = 22030 \cdot [700 \cdot (1531 - 30) + 284000 + 750 \cdot (1681 - 1531)] + \\ + 4000 \cdot 850 \cdot (1631 - 1400) = 33606$$

МДж.

где $M_{загр}$ – масса скрапа, загружаемого в печь, кг;

c_1 – средняя теплоемкость металла в интервале от $t_{загр}$ – температуры загружаемого скрапа до $t_{пл}$ – температуры плавления, кДж / (кг·К);

c_2 – средняя теплоемкость металла в интервале температур от $t_{пл}$ до $t_{пер}$ – температуры перегрева, кДж / (кг·К);

q_m – скрытая теплота плавления металла, кДж/кг;

Принимаем, что завалка имеет температуру $t_{загр} = 30$ °С.

Температуру плавления завалки можно вычислить по формуле:

$$t_{пл} = 1539 - (73[C]^{1,05} + 5[Mn] + 8[Si] + 1,5[Cr] + 4[Ni] + 5[Cu] + 25[S] + 30[P])$$
$$t_{пл} = 1539 - \left(73[0,06]^{1,05} + 5[0,01] + 8[0,03] + 1,5[0,015] + 4[0,015] + 5[0,0160] + 25[0,003] + 30 \cdot [0,003] \right) = 1531^\circ\text{C}$$

Для упрощения расчетов среднюю удельную теплоемкость шлакообразующих материалов и расплавленного шлака можно принять равной $c_{шл} = 1,225$ кДж / (кг·К). Скрытая теплота плавления шлака $q_{шл}$ составляет 209 кДж/кг.

$$\omega_{шл} = c_{шл} \cdot (t_{пл} - t_{загр}) + q_{шл}$$

$$\omega_{шл} = 1,125 \cdot (1681 - 30) + 209 = 2065,3 \text{ кДж/кг.}$$

Энергия, необходимая для нагрева, расплавления и перегрева шлака:

$$Q_{шл} = M_{шл} \cdot \omega_{шл}$$

$$Q_{шл} = 2249 \cdot 2065,3 = 4644,8 \text{ МДж.}$$

Суммарная полезная энергия периода расплавления:

$$Q'_1 = 4644,8 + 33606 = 38250 \text{ МДж.}$$

Определение тепловых потерь через футеровку Q'_3 .

Удельные тепловые потоки определяем отдельно для стены, свода и подины.

В соответствии с конструкцией футеровки ДСП стена имеет три равных по высоте участка разной толщины: 460 мм на нижнем, 380 мм на среднем и 300 мм на верхнем участке. Материал огнеупорной кладки – магнезитохромит. Демпферный слой засыпки в расчет не вводим, полагая, что его тепловым сопротивлением можно пренебречь.

При работе ДСП огнеупорная кладка стен и свода с каждой плавкой изнашивается и утончается. Принимая, что к концу кампании кладка может износиться на 50 % первоначальной ее толщины, вводить в расчет 0,75 толщины огнеупорной кладки. К футеровке подины эта рекомендация не относится.

Определим удельный тепловой поток нижнего участка стены при толщине равной:

$$b_1 = 0,75 \cdot \delta_1 = 0,75 \cdot 0,445 = 0,277 \text{ м.}$$

Коэффициент теплопроводности магнезитохромитового кирпича:

$$\lambda_1 = 4,1 - 0,0016 \cdot t_{cp}$$

Температуру внутренней поверхности огнеупорной кладки принимаем равной $t_1 = 1500$ °С, температуру окружающего воздуха $t_6 = 20$ °С. Температурой внешней поверхности кладки задаемся в первом приближении $t'_2 = 350$ °С и для этих условий определяем коэффициент теплопроводности

$$\lambda_1 = 2,54 \text{ Вт / (м·С).}$$

$$q'_1 = \frac{t_1 - t_6}{\frac{b_1}{\lambda_1} + \frac{1}{\alpha_{нар}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,277}{2,54} + \frac{1}{31,35}} = 11209,4 \text{ Вт/м}^2.$$

где $\alpha_{нар} = 31,35 \text{ Вт} / (\text{м}^2 \cdot \text{К})$ – коэффициент теплоотдачи с поверхности кожуха.

Уточняем температуру t'_2 по формуле:

$$t'_2 = t'_1 - q'_1 \cdot \frac{b_1}{\lambda_1}$$
$$t'_2 = 1600 - 11209,4 \cdot \frac{0,277}{2,54} = 377^\circ\text{C}$$

Относительная погрешность равна:

$$\Delta = \frac{377 - 350}{350} \cdot 100 \approx 7,7\% \geq 5\%$$

Поэтому для расчета удельного теплового потока во втором приближении принимаем $t'_2 = 380 \text{ }^\circ\text{C}$.

При этих условиях:

$$\lambda'' = 4,1 - 0,0016 \cdot \left(\frac{1600 + 380}{2} \right) = 2,52 \text{ Вт} / (\text{м} \cdot \text{К}).$$

$$q''_1 = \frac{1600 - 20}{\frac{0,277}{2,52} + \frac{1}{29,2}} = 10959,5 \text{ Вт} / \text{м}^2.$$

Проверяем: $t''_2 = t'_1 - q''_1 \cdot \frac{b_1}{\lambda_1} = 1600 - 10959,5 \cdot \frac{0,277}{2,52} = 395^\circ\text{C}$

$$\Delta = \frac{395 - 380}{380} \cdot 100 \approx 3,14\% \leq 5\%$$

Толщина верхнего участка стены:

$$b_2 = 0,75 \cdot \delta_2 = 0,75 \cdot 0,3 = 0,17 \text{ м.}$$

Задаемся температурой кожуха $t'_2 = 500 \text{ }^\circ\text{C}$ и определяем коэффициент теплопроводности:

$$\lambda_2 = 4,1 - 0,0016 \cdot t_{cp} = 4,1 - 0,0016 \cdot \left(\frac{1600 + 500}{2} \right) = 2,42 \text{ Вт} / (\text{м} \cdot \text{C}).$$

Тепловой поток через стенку равен:

$$q'_2 = \frac{t_1 - t_g}{\frac{b_2}{\lambda_2} + \frac{1}{\alpha_{нар}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,17}{2,42} + \frac{1}{32,18}} = 15594 \text{ Вт/м}^2.$$

Уточняем температуру:

$$t'_2 = 1600 - 15594 \cdot \frac{0,17}{2,42} = 504,5^\circ\text{C}$$

Так как принятая и уточненная температуры близки, расчет во втором приближении не производим.

Расчетная внешняя поверхность каждого участка стен равна:

$$F_{cm} = \frac{\pi \cdot D_{к.нар} \cdot H_{пл}}{3} = \frac{3,14 \cdot 3,77 \cdot 1,53}{3} = 6 \text{ м}^2.$$

Суммарные тепловые потери через стены:

$$Q_{cm} = \frac{q_1 + q_2}{2} \cdot F_{cm} = \frac{10959,5 + 15594}{2} \cdot 6 = 30005 \text{ Вт.}$$

Тепловые потери через футеровку свода.

В качестве материала свода используется магнезитохромитовый кирпич длиной 300 мм, что и для нижнего участка стены. В этих условиях расчет потерь по существу сводится к определению расчетной поверхности свода, за которую следует принимать внешнюю поверхность свода $F_{св}$.

Для сферического сегмента радиусом R , высотой h боковая поверхность равна:

$$F_{св} = 2 \cdot \pi \cdot R \cdot h = 2 \cdot 3,14 \cdot 3,17 \cdot 0,4147 = 8,2 \text{ м}^2.$$

Тепловые потери свода при средней толщине огнеупорной кладки, равной $b = 0,75 \cdot \delta_{св} = 0,75 \cdot 0,3 = 0,255$ м составляют:

$$Q_{св} = q_1 \cdot F_{св} = 15994,5 \cdot 8,2 = 131115 \text{ Вт.}$$

Тепловые потери через футеровку подины ниже уровня откосов.

При конструировании подины было принято, что огнеупорная часть подины выполняется из шести слоев магнезитового кирпича марки МП-91 «на плашку» ($5 \cdot 65$ мм) и набивки толщиной 100 мм из магнезитового порошка, замешанного на смеси смолы и пека. Для

упрощения расчета коэффициент теплопроводности набивки принимаем таким же, как и для магнезитового кирпича. Для плотного магнезита марки МП-91 $\lambda = 13,8 - 7,6 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$.

Нижний изоляционный слой выполняем из листового асбеста толщиной 10 мм, укладываемого на металлическое днище, шамотного порошка общей толщиной 30 мм и легковесного шамота марки ШЛБ – 1,3, суммарной толщиной 105 мм (один слой «на плашку»). Для упрощения расчета заменяем слои порошка и асбеста слоем легковесного шамота «на плашку» марки ШЛБ – 1,3, т. е. толщина теплоизоляционной части равна 145 мм. Коэффициент теплопроводности такого кирпича $\lambda = 0,5 + 0,36 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$

Для определения удельных потерь принимаем температуру внутренней поверхности футеровки подины $t_1 = 1600^\circ\text{C}$ и задаемся в первом приближении температурой внешней футеровки $t'_3 = 200^\circ\text{C}$, а также температурой на границе огнеупорного и теплоизоляционного слоев футеровки $t'_2 = 1000^\circ\text{C}$.

При этих условиях: $\lambda'_1 = 3,9$ Вт / (м·С) и $\lambda'_2 = 0,716$ Вт / (м·С); $\alpha'_{нар} = 17$ Вт / (м²·К).

Удельные тепловые потери в первом приближении:

$$q'_2 = \frac{t_1 - t_g}{\frac{b_2}{\lambda'_2} + \frac{b_1}{\lambda'_1} + \frac{1}{\alpha'_{нар}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,13}{0,716} + \frac{1}{17} + \frac{0,585}{3,9}} = 4047 \text{ Вт/м}^2.$$

Уточняем принятые температуры:

$$t'_2 = t_1 - q'_1 \cdot \frac{b_1}{\lambda'_1} = 1600 - 4047 \cdot \frac{0,585}{3,9} = 992^\circ\text{C}$$

$$t'_3 = t_g + q'_1 \cdot \frac{1}{\alpha'_{нар}} = 20 + 4047 \cdot \frac{1}{17} = 258^\circ\text{C}$$

Так как принятая и уточненная температуры близки, расчет во втором приближении не производим.

Внешнюю поверхность футеровки подины определяем следующим упрощенным способом.

Примем, что эта поверхность состоит из двух поверхностей – поверхности F_1 – сферического сегмента, равной внешней поверхности футеровки свода $F_{св}$ и цилиндрической поверхности F_2 , определяемой диаметром $D_{к.от}$ и высотой, равной полной глубине ванны до уровня откосов за вычетом высоты сферического сегмента H_c .

При этом допущении, которое не дает существенной погрешности в практическом расчете, внешняя поверхность футеровки пода составляет:

$$F_n = F_1 + F_2 = F_{св} + \pi \cdot D_{к.от} \cdot (H_s - H_c)$$
$$F_n = 8,2 + 3,14 \cdot 4,5 \cdot (0,856 - 0,1) = 10,68 \text{ м}^2.$$

Тепловые потери через футеровку подины:

$$Q_n = q_1'' \cdot F_n$$
$$Q_n = 3910 \cdot 10,68 = 41758 \text{ Вт.}$$

Суммарные потери теплоты теплопроводностью через футеровку за период плавления равны:

$$Q'_3 = (Q_{ст} + Q_{св} + Q_n) \cdot \tau_{пл} = (41758 + 131115 + 30005) \cdot 7200 = 1460,7 \text{ МДж.}$$

Тепловые потери через рабочее окно.

В ДСП тепловые потери через рабочее окно могут достигать 2–6 %. Это объясняется значительными размерами оконного проема. Для защиты футеровки от разрушения окно обрамляется изнутри П-образной водоохлаждаемой коробкой. Тепловые потери излучения через рабочее окно определяются средней температурой печи и площадью рабочего проема

Площадь рабочего окна равна:

$$F = b \cdot h$$

$$F = 1 \cdot 0,6 = 0,6 \text{ м}^2.$$

Принимаем, что за период плавления рабочее окно открыто в течение 20 мин (0,33 ч).

Среднюю расчетную температуру излучающей поверхности печной камеры для периода расплавления примем равной $t = 1500 \text{ }^\circ\text{C}$, коэффициент диафрагмирования $\phi = 1$. Тогда искомые тепловые потери излучением через рабочее по формуле:

$$Q'_{4л} = c_0 \cdot \left(\frac{T_n}{100} \right)^4 \cdot F \cdot \phi \cdot \tau$$

$$Q'_{4л} = 5,7 \cdot \left(\frac{1823}{100} \right)^4 \cdot 0,6 \cdot 1 \cdot 1188 = 456 \text{ МДж.}$$

где $c_0 = 5,7 \text{ Вт} / (\text{м}^2 \cdot \text{К})$ – коэффициент излучения абсолютно черного тела;

ϕ – коэффициент диафрагмирования отверстия;

T_n – средняя температура в печи, К;

F – площадь рабочего окна, м^2 ;

τ – время, в течение которого окно открыто, ч.

Тепловые потери с газами.

В современных дуговых сталеплавильных печах отсос газов обычно осуществляют через специальное отверстие в своде, а вытяжка запыленных газов в систему газоочистки производится вентиляторами высокой производительности.

Принимаем теплоемкость газов приблизительно равной теплоемкости воздуха.

Принимая среднюю температуру печных газов $t_{yx} = 1500^\circ\text{C}$, то

теплоемкость воздуха $c_g = 1,470 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}}$.

Теплота, теряемая печью с уходящими газами, рассчитывается по уравнению:

$$Q'_{4z} = V_o \cdot c_{yx} \cdot t_{yx}$$

$$Q'_{4z} = 7089 \cdot 1470 \cdot 1500 = 15631 \text{ МДж.}$$

где V_o – объем уходящих газов, м^3 ; (из материального баланса)

c_{yx} – средняя теплоемкость газов, $\text{Вт} / (\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C})$;

t_{yx} – средняя температура уходящих газов, $^\circ\text{C}$;

Потери теплоты с охлаждающей водой.

Потери теплоты с охлаждающей водой рассчитываются по формуле:

$$Q'_{46} = V_g \cdot c_g \cdot (t_{g.z.} - t_{g.x.}) = 160 \text{ МДж.}$$

где V_g – расход воды через водоохлаждаемые элементы;

c_g – теплоемкость воды, $\text{Дж} / (\text{м}^3 \cdot \text{K})$;

$t_{g.z.}$ – температура уходящей воды (не должна превышать $40 - 45^\circ\text{C}$ во избежание интенсивного осаждения накипи на поверхности), $^\circ\text{C}$;

$t_{b.x}$ – температура воды в заводской магистрали, $^\circ\text{C}$. Обычно $t_{b.x} = 20^\circ\text{C}$.

Так как расход воды на охлаждение рамы и заслонки рабочего окна, сводовых уплотняющих колец и электрододержателей на рассчитываются, то принимаем тепловые потери с охлаждающей водой равными 2 % от затрат теплоты на нагрев, расплавление и перегрев металла и шлака.

Суммарные тепловые потери по этой статье равны:

$$Q'_4 = Q'_{4л} + Q'_{4г} + Q'_{4в} = 160 + 15631 + 456 = 16247 \text{ МДж.}$$

Теплота, аккумулированная кладкой.

Эта теплота идет на компенсацию потерь раскрытой под загрузку и подвалку печи.

Тепловые потери печи в период межплавочного простоя можно определить следующим образом:

$$Q'_5 = (Q'_3 + Q'_4) \cdot k_n$$

где k_n – коэффициент неучтенных потерь, принимаемый обычно в пределах 0,1 – 0,2.

Принимая коэффициент неучтенных тепловых потерь $k_n = 0,1$ определяем искомые потери:

$$Q'_5 = (16247 + 1460) \cdot 0,1 = 1770 \text{ МДж.}$$

Электрический расчёт печи.

Суммарное количество электрической энергии которую необходимо выделить в дуговой сталеплавильной печи в период расплавления, можно найти из выражения:

$$W_{эл} = \frac{Q'_1 + Q'_3 + Q'_4 + Q'_5 - Q_3 - Q_4 - Q_2 - Q_{ткг}}{\eta_{эл}}, \text{ где } W_{эл} - \text{ суммарное}$$

количество электроэнергии периода расплавления, кВт·ч;

Q'_1 – полезная энергия периода расплавления, МДж;

Q'_3 – потери тепла через футеровку;

Q_3 – теплота экзотермических реакций, протекающих в ванне в период расплавления, МДж;

Q_4 – теплота от окисления графитовых электродов, МДж;

Q'_4 – суммарные тепловые потери с уходящими газами и охлаждающей водой, а также через рабочее окно печи;

$Q_{\text{ткз}}$ – теплота от сжигания природного газа в топливно-кислородных горелках;

$\eta_{\text{эл}}$ – электрический к.п.д.

Искомое количество электрической энергии при $\eta_{\text{эл}} = 0,9$ равно:

$$W_{\text{эл}} = \frac{38250 + 1460 + 16247 + 1770 - 12745 - 584 - 4760 - 8160}{0,9} = 34975$$

МДж.

Определение мощности печного трансформатора.

Мощность трансформатора ДСП определяется по условиям расплавления, во время которого в печи расходуется наибольшая часть электроэнергии.

Средняя активная мощность, которую необходимо выделять в ДСП в период расплавления определяется по формуле:

$$P_{\text{акт.ср}} = \frac{W_{\text{эл}}}{\tau_{\text{р.т}}}$$

где $\tau_{\text{р.т}}$ – длительность расплавления, «под током», ч.

Принимая длительность расплавления «под током» $\tau_{\text{р.т}} = 1,75$ ч, определяем среднюю активную мощность печи в период расплавления:

$$P_{\text{акт.ср}} = \frac{34975}{6300} = 5,55 \text{ МВт.}$$

Зная среднюю активную мощность периода расплавления, можно определить необходимую кажущуюся мощность печного

трансформатора:

$$\zeta = \frac{P_{\text{акт.ср}}}{\kappa_{\text{исп}} \cdot \cos \varphi} = \frac{5,55}{0,8 \cdot 0,85} = 7,16 \text{ МВт.}$$

где $\kappa_{\text{исп}}$ – коэффициент использования печного трансформатора в период расплавления, принимается в пределах 0,8 – 0,9;

$\cos \varphi$ – средний коэффициент мощности электропечной установки в период расплавления.

Принимая расчетные значения $\cos \varphi = 0,8$ и $k_{исп} = 0,85$ определяем необходимую кажущуюся мощность трансформатора.

В качестве установленной мощности печного трансформатора принимают номинальную мощность печного трансформатора равной

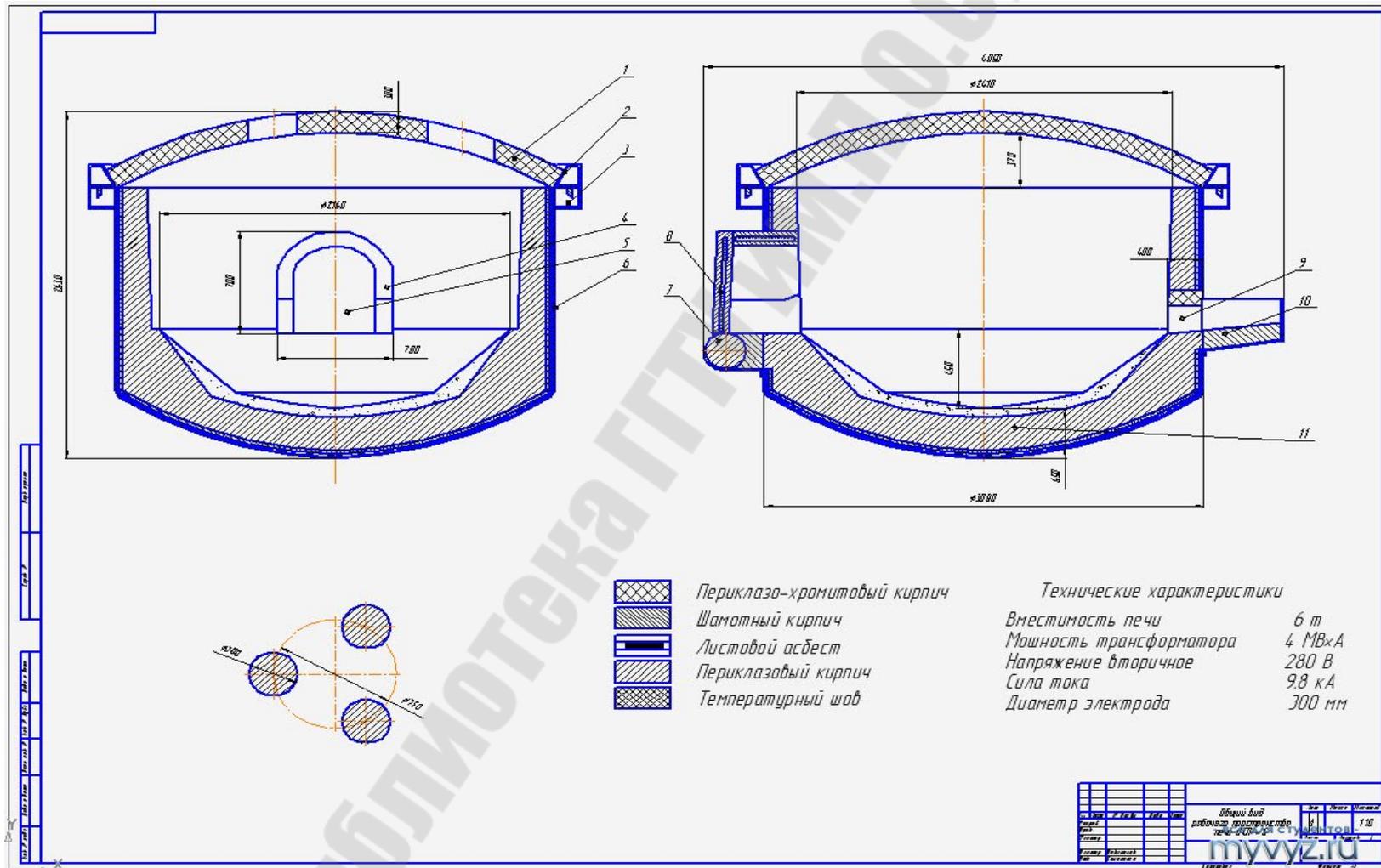
$$\zeta_n = 9 \text{ МВА.}$$

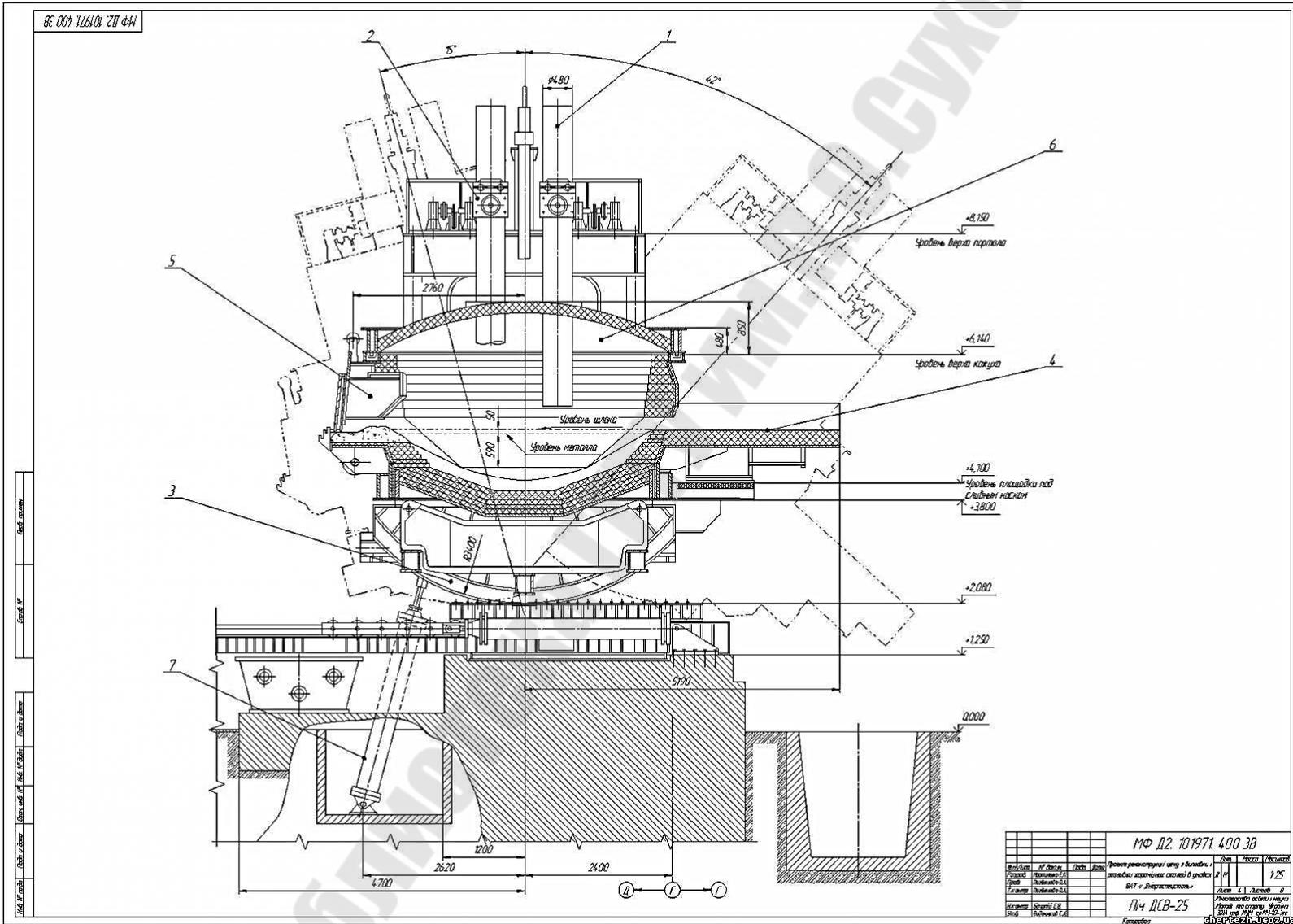
Таблица 14 – Тепловой баланс периода плавания ДСП-25

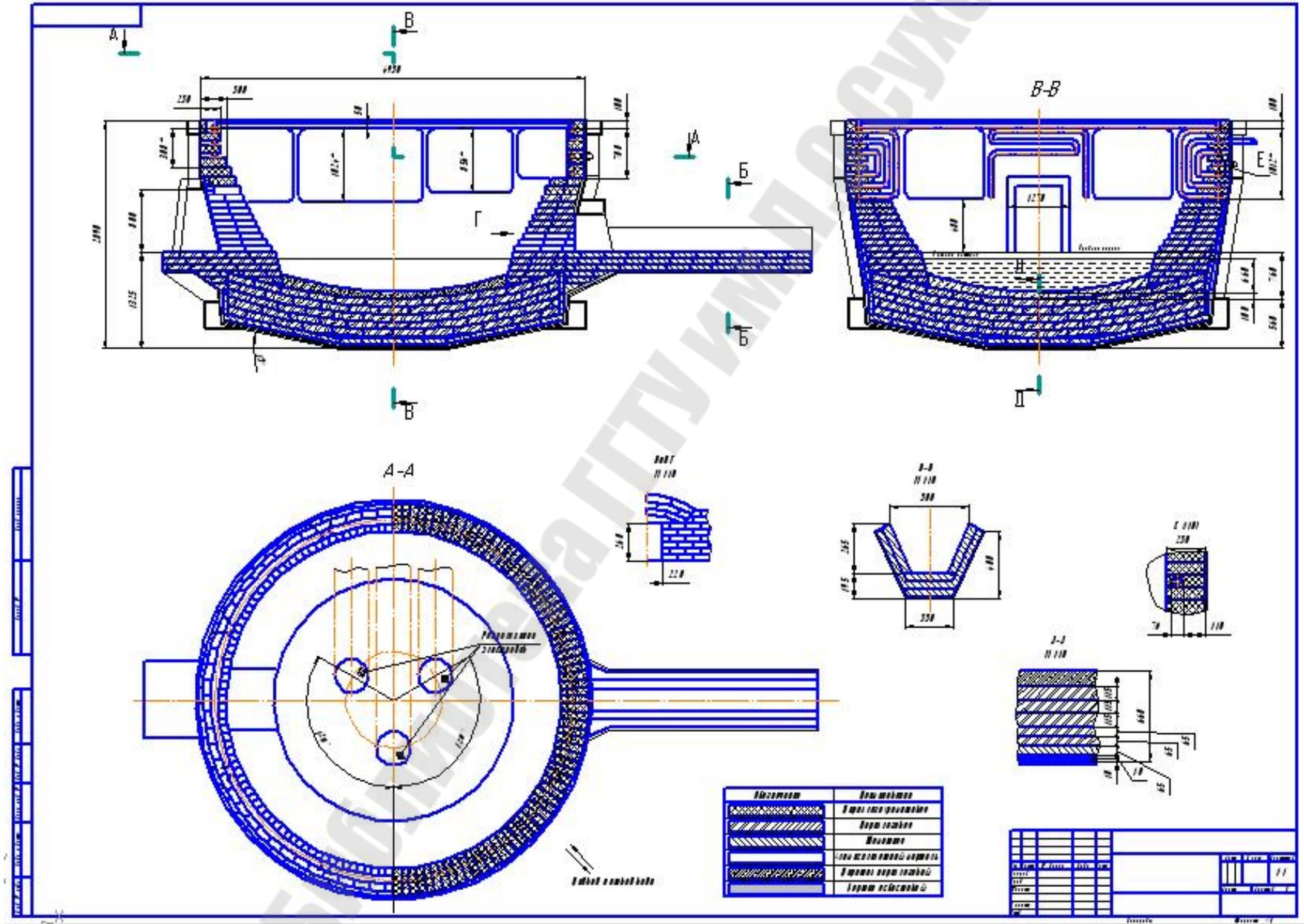
Приход	МДж	%	Расход	МДж	%
Теплота вносимая с электроэнергией	34975	57	Теплота, пошедшая на нагрев, расплавление, перегрев металла и шлака	38250	62,3
Теплота вносимая в печь с шихтой	4860	7,9	Тепловые потери теплопроводностью через футеровку	1460	2,3
Теплота экзотермических р-ций протекающих в ванне	12745	20,7	Тепловые потери с излучением, охлаждающей водой и печными газами.	16247	26,4
Теплота от окисления графитовых электродов	584	1,1	Теплота, аккумулированная кладкой	1770	2,8
ТКГ	8160	13,3	Потери из-за неполноты трансформации электроэнергии	3597	5,8
ИТОГО	61324	100	ИТОГО	61324	100

Библиотека ГГТУ им. П.О.Сухого

ПРИЛОЖЕНИЕ Г – Пример оформления чертежей курсового проекта

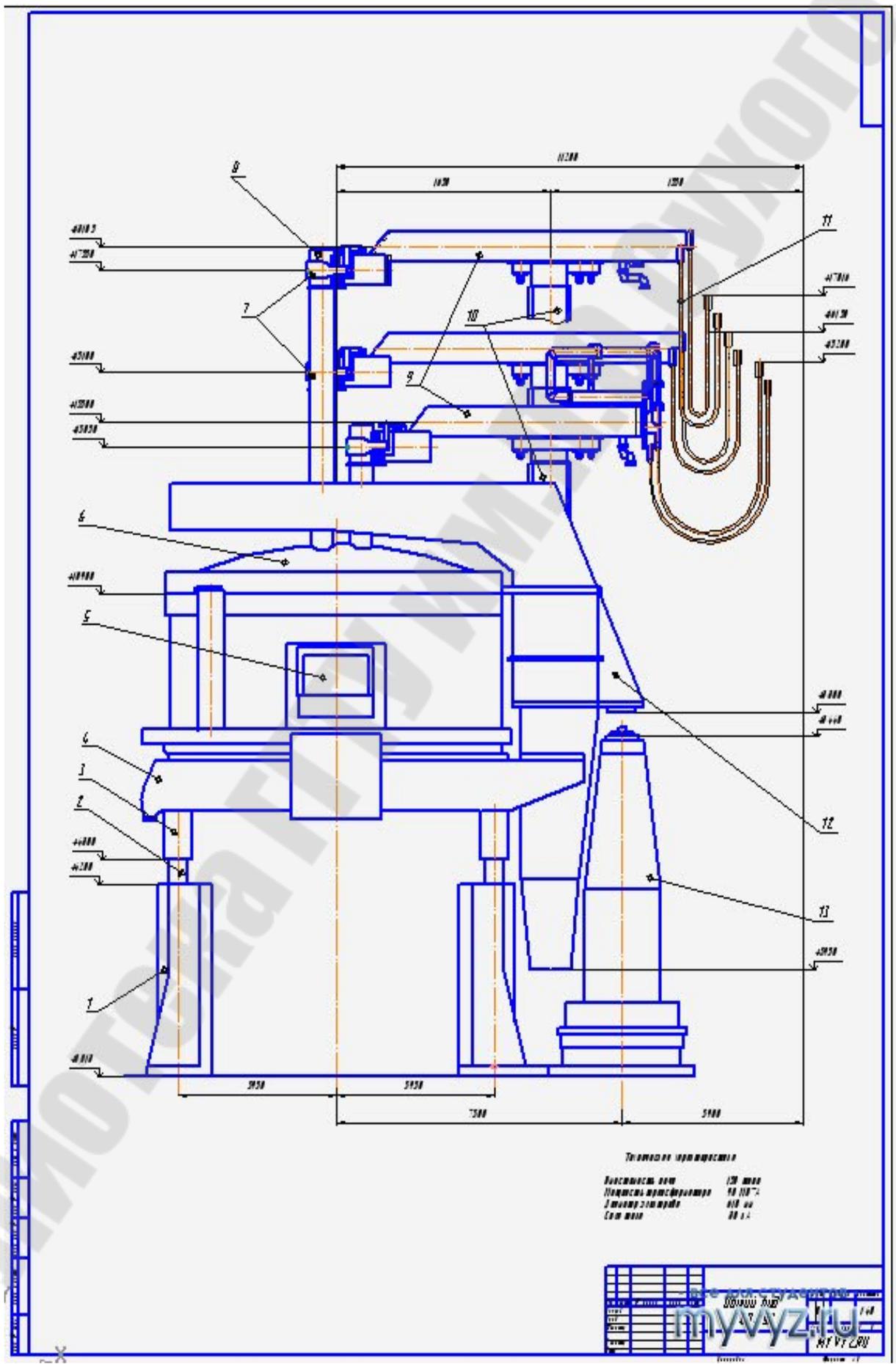


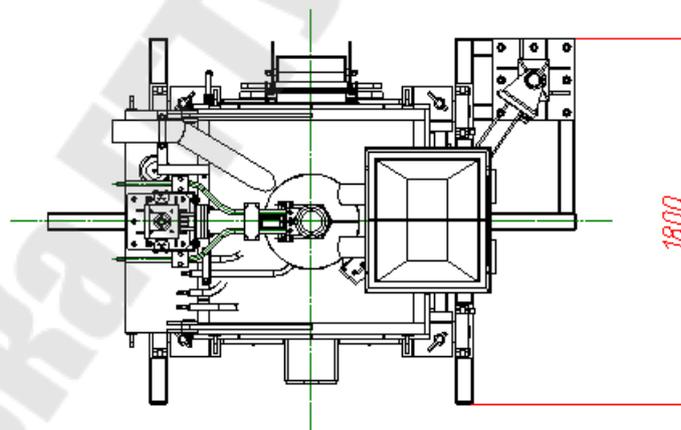
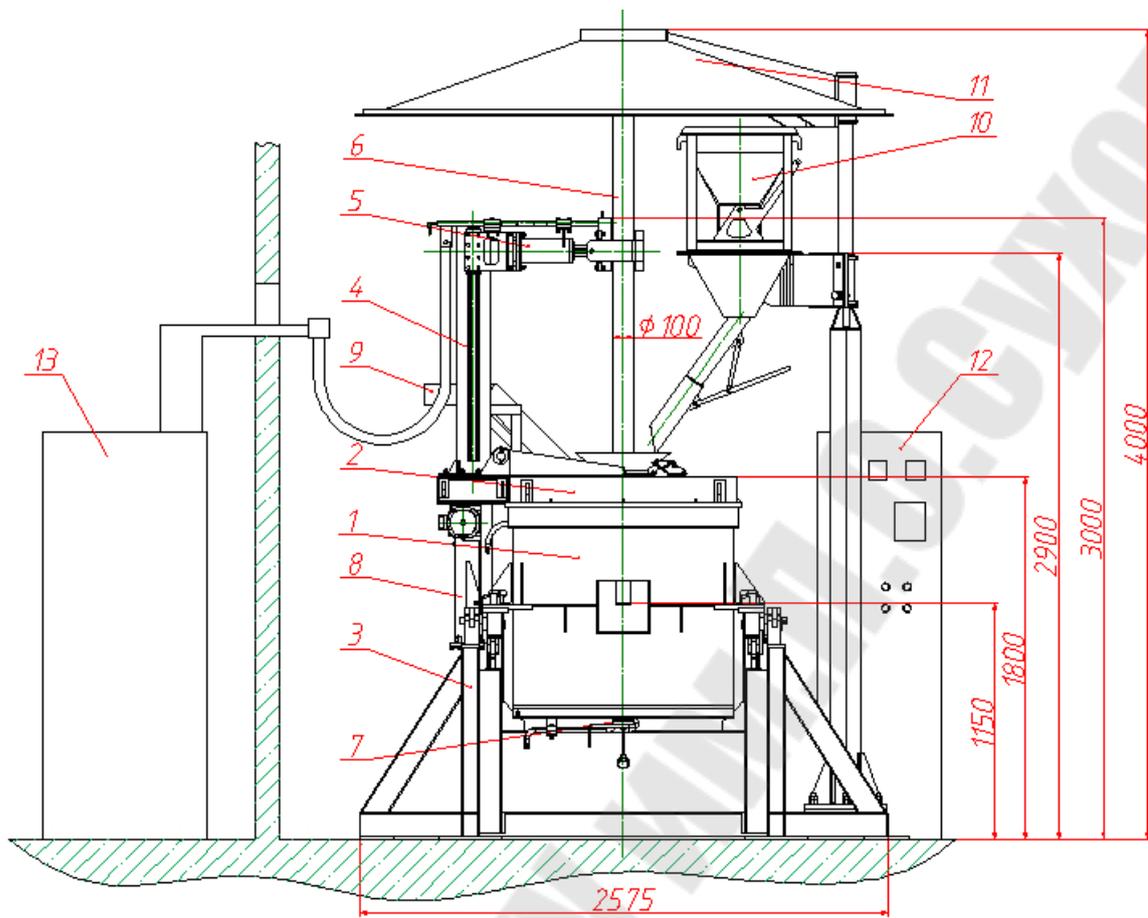


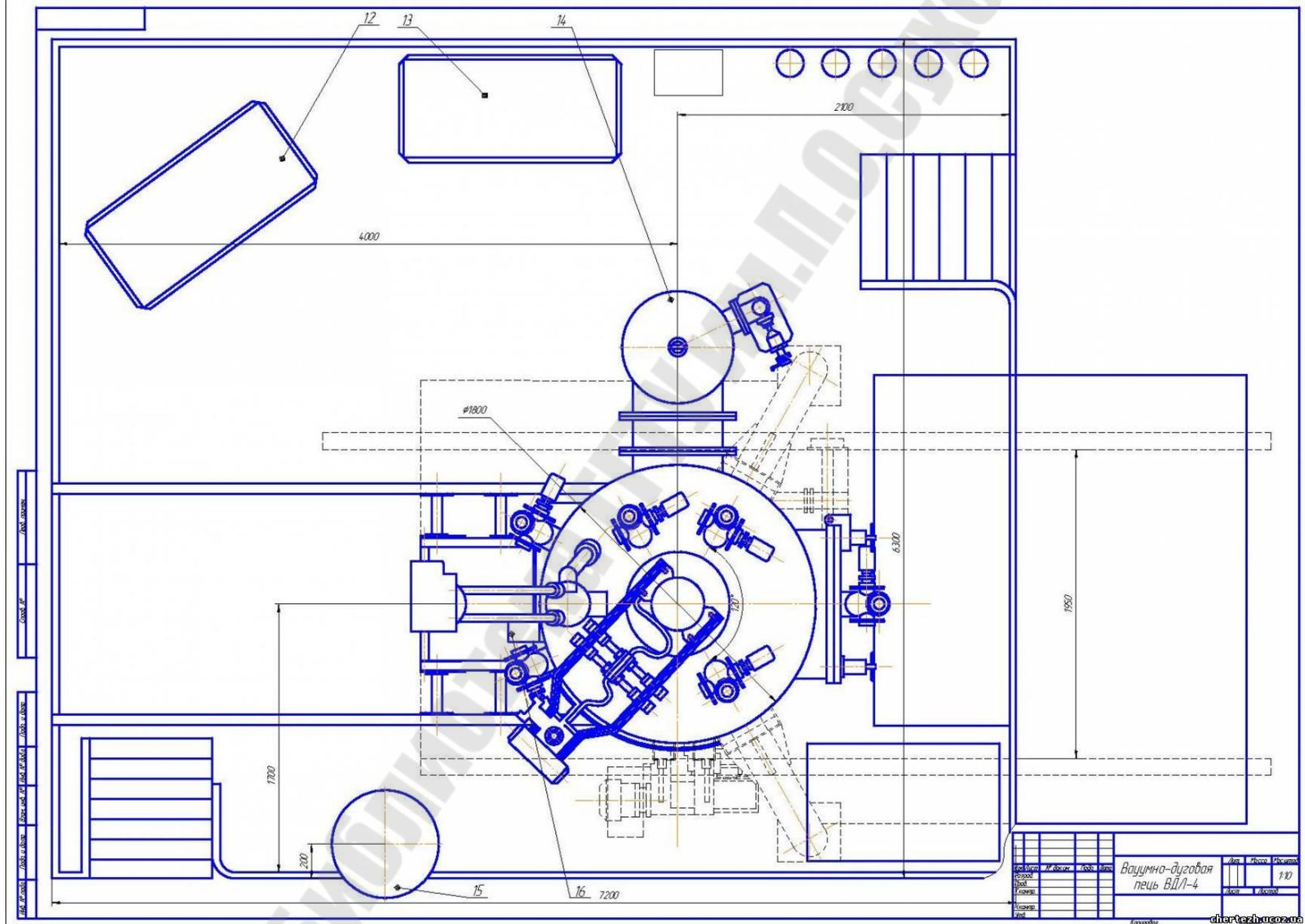


Материал	Вид материала
	Бетон
	Кирпичная кладка
	Кладка
	Сетка из металла
	Кладка из кирпича
	Кладка из кирпича

№	Наименование	Единица измерения	Количество	Примечание
1	Бетон	м ³		
2	Кирпич	шт.		
3	Сетка	кг		
4	Кладка	м ²		
5	Кладка	м ²		
6	Кладка	м ²		
7	Кладка	м ²		
8	Кладка	м ²		
9	Кладка	м ²		
10	Кладка	м ²		
11	Кладка	м ²		
12	Кладка	м ²		
13	Кладка	м ²		
14	Кладка	м ²		
15	Кладка	м ²		
16	Кладка	м ²		
17	Кладка	м ²		
18	Кладка	м ²		
19	Кладка	м ²		
20	Кладка	м ²		
21	Кладка	м ²		
22	Кладка	м ²		
23	Кладка	м ²		
24	Кладка	м ²		
25	Кладка	м ²		
26	Кладка	м ²		
27	Кладка	м ²		
28	Кладка	м ²		
29	Кладка	м ²		
30	Кладка	м ²		
31	Кладка	м ²		
32	Кладка	м ²		
33	Кладка	м ²		
34	Кладка	м ²		
35	Кладка	м ²		
36	Кладка	м ²		
37	Кладка	м ²		
38	Кладка	м ²		
39	Кладка	м ²		
40	Кладка	м ²		
41	Кладка	м ²		
42	Кладка	м ²		
43	Кладка	м ²		
44	Кладка	м ²		
45	Кладка	м ²		
46	Кладка	м ²		
47	Кладка	м ²		
48	Кладка	м ²		
49	Кладка	м ²		
50	Кладка	м ²		
51	Кладка	м ²		
52	Кладка	м ²		
53	Кладка	м ²		
54	Кладка	м ²		
55	Кладка	м ²		
56	Кладка	м ²		
57	Кладка	м ²		
58	Кладка	м ²		
59	Кладка	м ²		
60	Кладка	м ²		
61	Кладка	м ²		
62	Кладка	м ²		
63	Кладка	м ²		
64	Кладка	м ²		
65	Кладка	м ²		
66	Кладка	м ²		
67	Кладка	м ²		
68	Кладка	м ²		
69	Кладка	м ²		
70	Кладка	м ²		
71	Кладка	м ²		
72	Кладка	м ²		
73	Кладка	м ²		
74	Кладка	м ²		
75	Кладка	м ²		
76	Кладка	м ²		
77	Кладка	м ²		
78	Кладка	м ²		
79	Кладка	м ²		
80	Кладка	м ²		
81	Кладка	м ²		
82	Кладка	м ²		
83	Кладка	м ²		
84	Кладка	м ²		
85	Кладка	м ²		
86	Кладка	м ²		
87	Кладка	м ²		
88	Кладка	м ²		
89	Кладка	м ²		
90	Кладка	м ²		
91	Кладка	м ²		
92	Кладка	м ²		
93	Кладка	м ²		
94	Кладка	м ²		
95	Кладка	м ²		
96	Кладка	м ²		
97	Кладка	м ²		
98	Кладка	м ²		
99	Кладка	м ²		
100	Кладка	м ²		







Жаранов Виталий Александрович

РАСЧЕТ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ

**Методические указания
к курсовому проектированию
по одноименному курсу для студентов
специальности 1-42 01 01 «Металлургическое
производство и материалобработка (по направлениям)»
направления 1-42 01 01-01 «Металлургическое
производство и материалобработка (металлургия)»
специализации 1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия
черных и цветных металлов»
дневной и заочной форм обучения**

Подписано к размещению в электронную библиотеку
ГГТУ им. П. О. Сухого в качестве электронного
учебно-методического документа 03.10.13.

Рег. № 79Е.

<http://www.gstu.by>