



Министерство образования  
Республики Беларусь

БЕЛОРУССКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ  
ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

---

Кафедра «Металлургические технологии»

# РАСЧЕТ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЭДП

*Методические указания*

Минск 2007

Министерство образования Республики Беларусь  
БЕЛОРУССКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ

---

Кафедра «Металлургические технологии»

РАСЧЕТ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЭДП

Методические указания  
к выполнению курсового проекта  
для студентов специальности  
1-42 01 01 «Металлургическое производство  
и материалобработка»

Минск 2007

УДК 669.045

ББК 34.3 я 7

Р 24

Составители:

В.И. Тимошпольский, И.А. Трусова,  
С.М. Кабишов, Г.А. Климович, П.Э. Ратников

Рецензенты:

Н.И. Иваницкий, М.Л. Герман

Методические указания к выполнению курсового проекта предназначены для закрепления и углубления теоретических знаний, полученных при изучении лекционного материала, а также для приобретения практических навыков выполнения теплотехнических расчетов.

## Содержание

1 Оформление курсового проекта .....	5
2 Устройство дуговой печи .....	9
3 Расчет материального баланса .....	13
<i>Пример 1.</i> Расчет материального баланса плавки .....	13
4 Определение геометрических параметров .....	23
<i>Пример 2.</i> Определение внутренних и внешних размеров печи с номинальной емкостью 300 т .....	27
5 Конструкция футеровки ДСП .....	30
5.1 Основная футеровка ДСП .....	30
5.2 Кислая футеровка дуговых печей .....	34
<i>Пример 3.</i> Расчет конструкции футеровки ДСП-300 .....	34
6 Тепловой баланс дуговых печей .....	38
<i>Пример 4.</i> Определение количества полезной энергии для нагрева и расплавления металла и шлака в ДСП-300 ..	41
<i>Пример 5.</i> Определение тепловых потерь через футеровку ДСП-300 по данным примеров 1 и 2 .....	45
<i>Пример 6.</i> Определение тепловых потерь излучением через рабочее окно с водоохлаждаемой дверцей ДСП емкостью 300 т .....	53
<i>Пример 7.</i> Определение тепловых потерь с газами ДСП-300 .....	54
<i>Пример 8.</i> Определение тепловых потерь с охлаждающей водой для ДСП-300 .....	56
<i>Пример 9.</i> Определение мощности тепловых потерь в период межплавочного простоя ДСП-300 по данным примеров 4, 5, 6 и 7 .....	56

<i>Пример 10.</i> Определение суммарного количества электрической энергии ДСП-300 по данным примеров 4–8.....	57
7 Определение мощности печного трансформатора .....	58
<i>Пример 11.</i> Определение мощности трансформатора ДСП-300 по данным примера 10.....	58
ЛИТЕРАТУРА .....	61
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	62

## 1 Оформление курсового проекта

Данное методическое пособие призвано оказать помощь студентам специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка» при выполнении курсового проекта по дисциплине «Расчет и проектирование ЭДП».

Курсовой проект включает в себя пояснительную записку и графическую часть. Пояснительная записка состоит из реферата, содержания, введения, теоретических сведений, описания проектируемого объекта, расчетной части, выводов и рекомендаций, списка использованных источников, перечня, краткой характеристики или спецификации чертежей. Все расчеты и принимаемые решения по конструкциям, материалам и технологиям выполняются по соответствующим стандартам, СНиПам, территориальным и ведомственным нормам. Графическая часть проекта представляет собой совокупность конструкторской и технологической документации, выполненной в виде чертежей, диаграмм, таблиц, обеспечивающих наглядность проектного решения. Графическая часть должна быть выполнена в электронной форме в соответствии с требованиями действующих нормативных документов.

Исходные данные для расчетов студенты получают у преподавателя в виде определенного варианта задания.

График консультаций руководителя курсового проектирования приведен в задании к курсовому проектированию.

Выполненный курсовой проект допускается руководителем к защите. Курсовой проект студенты защищают перед комиссией, которая определяет оценку проекта.

Пояснительная записка печатается на ПЭВМ на одной стороне бумаги формата А4: 210 × 297 мм. На листах вычерчивается рамка – с левой стороны листа поле 20 мм, с остальных – 5 мм и внизу штамп высотой 15 мм. При написании текста сверху и снизу оставляют свободное поле по 15 мм; с левой и правой сторон не менее 5 мм от рамки. Шрифт Times New Roman 14 pt,

полуторный межстрочный интервал. Абзац – 1,25 см, одинаковый по всему тексту. Оформление пояснительной записки должно удовлетворять требованиям к оформлению отчета о научно-исследовательской работе (ГОСТ 7.32-2001).

Пояснительная записка должна быть сброшюрована, иметь обложку и титульный лист, оформленные в соответствии с Приложением А.

Для выполнения иллюстраций разрешается использовать графические редакторы, фотографии.

Повреждения листов, помарки, орфографические и грамматические ошибки не допускаются.

Текст основной части пояснительной записки курсового проекта разделяют на разделы, подразделы и пункты. Разделы нумеруются арабскими цифрами без точки в пределах всей пояснительной записки и записываются с абзацного отступа.

Подразделы должны иметь нумерацию в пределах каждого раздела. Номер подраздела состоит из номера раздела и подраздела, разделенных точкой (например, 1.1). В конце номера подраздела точка не ставится. Пункты нумеруются в пределах подраздела. Номер состоит из номера раздела, подраздела и номера пункта (например, 1.1.1).

Внутри пунктов могут быть приведены перечисления. Перед каждой позицией перечисления следует ставить тире или строчную букву, после которой ставится скобка. Для дальнейшей детализации необходимо использовать арабские цифры, после которых ставится скобка, а запись производится с отступом.

Разделы и подразделы должны иметь заголовки, которые четко и кратко отражают содержание раздела. Переносы слов в заголовках не допускаются. Если заголовок состоит из двух предложений, их разделяют точкой. Заголовки разделов следует писать прописными буквами с абзацного отступа. Заголовки подразделов следует писать, начиная с прописной буквы, строчными, с абзацного отступа. Точка в конце заголовка

не ставится, названия не подчеркиваются. Расстояние между заголовком и текстом составляет 3 интервала; между заголовком раздела и подраздела 2 интервала.

Нумерация страниц пояснительной записки и приложений, входящих в ее состав, должна быть сквозная. Первой страницей пояснительной записки курсового проекта является титульный лист. Номера страниц на титульном листе, на задании к курсовому проектированию и реферате не ставятся, но включаются в общую нумерацию страниц. Страницы нумеруются арабскими цифрами, проставляемыми в правом верхнем углу страницы.

Список использованных источников выполняется в порядке упоминания источников в тексте в соответствии со стандартом.

Материал пояснительной записки должен быть изложен технически грамотно, четко, сжато. Текст, предшествующий расчету, должен пояснять этот расчет. Расчеты иллюстрируются схемами, графиками, эпюрами. Результаты расчетов рекомендуется представлять в виде таблиц, диаграмм или графиков. Все иллюстрации именуется рисунками. Иллюстрации следует нумеровать в пределах раздела арабскими цифрами. Номер рисунка состоит из номера раздела и порядкового номера рисунка, разделенных точкой, например «Рисунок 3.1». Иллюстрацию каждого приложения обозначают отдельной нумерацией арабскими цифрами с добавлением перед цифрой обозначения приложения, например, «Рисунок А.3».

Иллюстрации должны иметь наименования и пояснительные данные (подрисуночный текст).

Слово рисунок, номер и наименование помещают после рисунка и пояснительных данных, например, «Рисунок 1.1 – Детали...».

На иллюстрации, изображающей составные части агрегата, должны быть в возрастающем порядке указаны номера позиций этих составных частей в пределах данной иллюстрации. Номер и наименование приводятся в подрисуночном тексте.



Таблицу, в зависимости от ее размера, помещают под текстом, в котором впервые дана ссылка на нее, или на следующей странице, а при необходимости – в приложении. Допускается помещать таблицу вдоль длинной стороны листа.

Таблицы следует нумеровать в пределах раздела арабскими цифрами. Номер таблицы состоит из номера раздела и порядкового номера таблицы, разделенных точкой, например, «Таблица 1.3». На все таблицы пояснительной записки должны быть ссылки в тексте. Слово «таблица» с номером указывают один раз слева над первой частью таблицы. При переносе части таблицы на другую страницу над другими частями пишут слова «Продолжение таблицы» с указанием номера таблицы. Над последней частью таблицы – «Окончание таблицы» с указанием номера таблицы.

Название таблицы должно отражать содержание таблицы, быть точным и кратким. Название следует помещать над таблицей сразу после номера таблицы. При переносе части таблицы название помещают только над первой частью таблицы.

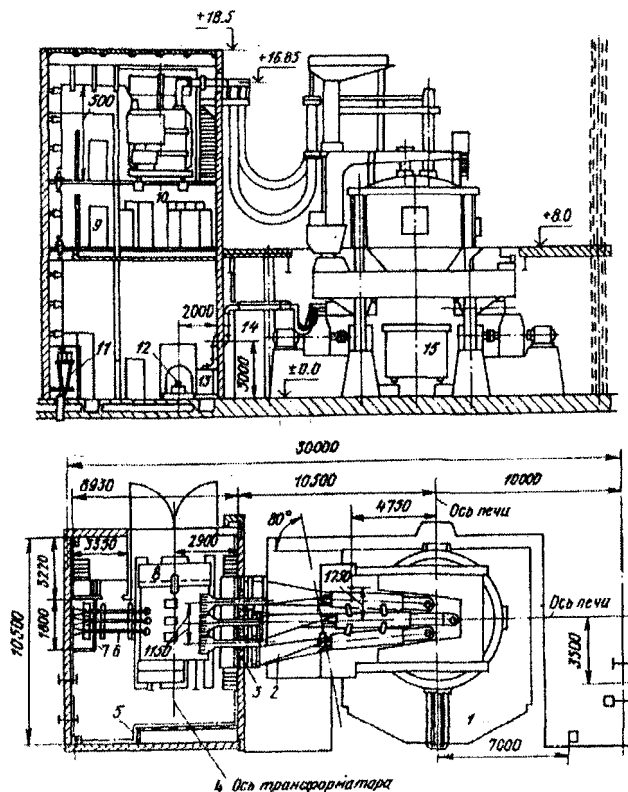
Заголовки строк и граф таблицы следует писать с прописной буквы, а подзаголовки – со строчной буквы. В конце заголовков и подзаголовков таблиц точки не ставят.

Формулы выносятся в отдельную строку и нумеруются цифрами в круглых скобках, размещаемыми справа от формулы.

В список использованной литературы включают только те источники, на которые сделаны ссылки в записке. Литературные источники располагаются в порядке появления ссылок в тексте. Сведения о книгах включают: фамилии и инициалы авторов, заглавие, место издания, издательство, год издания, число страниц (ГОСТ 7.1-2003).

## 2 Устройство дуговой печи

Благодаря своим преимуществам дуговая сталеплавильная печь предназначена в основном для производства легированных высококачественных сталей – коррозионно-стойких, инструментальных, конструкционных, электрических, жаропрочных и др., а также различных сплавов.



1 – дуговая сталеплавильная печь; 2 – гибкие водоохлаждаемые кабели; 3 – короткая сеть; 4 – печной трансформатор; 5 – контур заземления; 6 – шина высокого напряжения; 7 – сетчатое ограждение; 8 – сливной кювет для трансформаторного масла; 9 – агрегат электромашинного усилителя автоматического регулятора печи; 10 – пультовое помещение; 11 – высоковольтный кабель; 12 – агрегат питания статора устройства электромагнитного перемешивания металла; 13 – маслонепрорная установка; 14 – токопровод к статору

Рисунок 2.1 – План и разрез установки дуговой сталеплавильной печи

Дуговая сталеплавильная печь состоит из металлического корпуса в виде кожуха, как правило, цилиндрической формы со сферическим днищем. Изнутри кожух футерован высокоогнеупорными материалами. Плавильное производство печи сверху перекрывается съемным сводом, огнеупорная кладка которого выполняется в специальном сводовом кольце. В стенах печи имеются одно или два рабочих окна и одно выпускное отверстие с желобом для слива металла и шлака в ковш. Рабочие окна служат для загрузки шлакообразующих, руды, ферросплавов и для ряда технологических операций – спуска шлака, взятие проб металла и шлака.

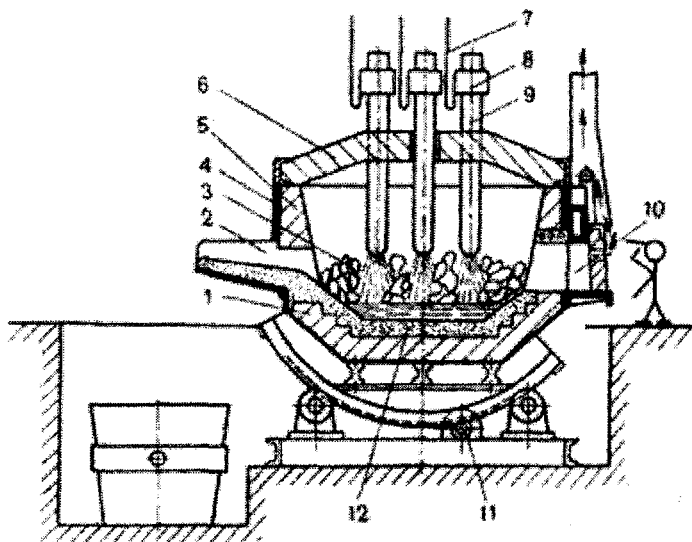


Рисунок 2.2 – Схема дуговой плавильной печи

Основная масса электродуговых печей питается трехфазным переменным током. Имеет три цилиндрических электрода 9 из графитизированной массы, закрепленных в электрододержателях 8, к которым подводится электрический ток по кабелям 7. Между электродом и металлической шихтой 3 возникает электрическая дуга. Корпус печи имеет форму цилиндра. Снаружи

он заключен в прочный стальной кожух 4, внутри футерован основным или кислым кирпичом 1. Плавильное пространство ограничено стенками 5, подиной 12 и сводом 6. Съемный свод 6 имеет отверстия для электродов. В стенке корпуса расположено рабочее окно 10 (для слива шлака, загрузки ферросплавов, взятия проб), закрытое при плавке заслонкой. Готовую сталь выпускают через сливное отверстие со сливным желобом 2. Печь опирается на секторы и имеет привод 11 для наклона в сторону рабочего окна или желоба. Печь загружают при снятом своде.

Вместимость печей составляет 0,5...400 тонн. В металлургических цехах используют электропечи с основной футеровкой, а в литейных – с кислой.

В основной дуговой печи осуществляется плавка двух видов:

- а) на шихте из легированных отходов (методом переплава);
- б) на углеродистой шихте (с окислением примесей).

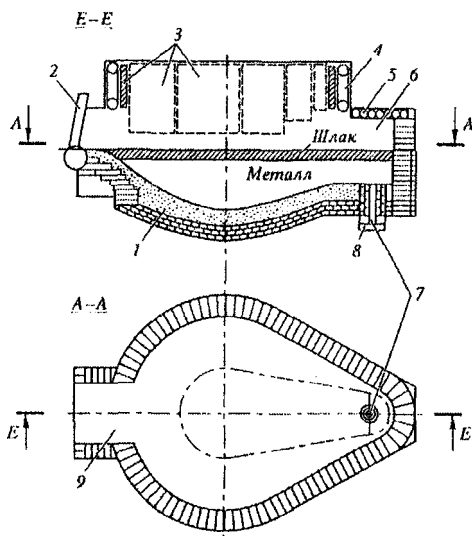
*Плавку на шихте из легированных отходов* ведут без окисления примесей. После расплавления шихты из металла удаляют серу, наводя основной шлак, при необходимости науглероживают и доводят металл до заданного химического состава. Проводят диффузионное раскисление, подавая на шлак измельченные ферросилиций, алюминий, молотый кокс. Так выплавляют легированные стали из отходов машиностроительных заводов.

*Плавку на углеродистой шихте* применяют для производства конструкционных сталей. В печь загружают шихту: стальной лом, чушковый передельный чугун, электродный бой или кокс для науглероживания металлов и известь. Опускают электроды, включают ток. Шихта под действием электродов плавится, металл накапливается в подине печи. Во время плавления шихты кислородом воздуха, оксидами шихты и окалины окисляются железо, кремний, фосфор, марганец, частично углерод. Оксид кальция из извести и оксид железа образуют основной железистый шлак, способствующий удалению фосфора из металла. После нагрева до 1500...1540 °С загружают руду и известь, проводят период «кипения» металла, происходит дальнейшее

окисление углерода. После прекращения кипения удаляют шлак. Затем приступают к удалению серы и раскислению металла заданного химического состава. Раскисление производят осаждением и диффузионным методом. Для определения химического состава металла берут пробы и при необходимости вводят в печь ферросплавы для получения заданного химического состава. Затем выполняют конечное раскисление алюминием и силикокальцием, выпускают сталь в ковш.

При выплавке легированных сталей в дуговых печах в сталь вводят легирующие элементы в виде ферросплавов.

Дуговая печь опирается на два опорных сегмента – люльки, с помощью которых печь может наклоняться в сторону рабочего окна или выпускного отверстия. Наклон печи осуществляется при помощи механизма наклона с электрическим и гидравлическим приводом.



- 1 – утолщенный набивной пол; 2 – заслонка; 3 – стенная панель;  
 4 – трубчатый каркас стен; 5 – свод эркера; 6 – эркер;  
 7 – сталевыпускное отверстие; 8 – запорная пластина; 9 – рабочее окно

Рисунок 2.3 – Рабочее пространство печи с эркерным выпуском

### 3 Расчет 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 шихты. Печь потребляет большую часть электроэнергии. Поэтому при проектировании дуговой сталеплавильной печи расчет проводят только для периода расплавления.

#### Пример 1. Расчет материального баланса плавки

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

Исходные данные для расчета: кордовая сталь марки 70 К. Для данной марки стали использована шихта, содержащая 47,461 % – пакеты «ВАЗ»; 16,997 % – чугуна передельный; 35,542 % – окатыши металлизированные. Химический состав компонентов шихты и стали в конце периода окисления приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Химический состав шихтовых материалов

Шихтовые материалы	C, %	Si, %	Mn, %	Fe, %	т	%
Чугун передельный	4,3	0,46	0,27	94,97	19,75	16,997
Окатыши	1,2	0	0	89,4	41,3	35,542
Пакеты «ВАЗ»	0,04	0,016	0,21	99,734	55,15	47,461
Средний состав	1,1763	0,0858	0,1456	95,251	–	–
Сталь в конце периода расплавления	0,73	0	0,102	99,168	–	–
Всего:					116,2	100

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

$$U_i^p = m_{\text{ш}}(C_i - C_i'), \text{ кг}, \quad (3.1)$$

где  $m_{\text{ш}}$  – 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, Mn, Fe).

Определяем угар примесей, кг.

Таблица 3.2 – Расчет угара примесей

Углерод	C	$\frac{(1,1763 - 0,73) \cdot 116200}{100}$	519
Кремний	Si	$\frac{0,0858 \cdot 116200}{100}$	100
Марганец	Mn	$\frac{(0,1456 - 0,102) \cdot 116200}{100}$	50,616
Железо	Fe	принимает 2,5...3 % от массы шихты	2905
ВСЕГО			3574,6

Принимаем, что 30 % углерода окисляется – до  $\text{CO}_2$ , а 70 % – до  $\text{CO}$ . Исходя из этого, находим расход кислорода на окисление примесей и массу образовавшихся оксидов.

Расход кислорода в период расплавления:

$$\left[ B_i^{\text{O}_2} \right]_{\text{р}} = \frac{U_i^p M_{\text{O}_2}}{M_i}, \text{ кг}, \quad (3.2)$$

где  $M_i$  – молекулярная масса элемента;  $M_{\text{O}_2}$  – молекулярная масса кислорода.

$$C \rightarrow CO_2 \quad 0,3 \cdot U_C \cdot \frac{32}{12}, \text{ кг};$$

$$C \rightarrow CO \quad 0,7 \cdot U_C \cdot \frac{16}{12}, \text{ кг};$$

$$Si \rightarrow SiO_2 \quad U_{Si} \cdot \frac{32}{28}, \text{ кг};$$

$$Mn \rightarrow MnO \quad U_{Mn} \cdot \frac{16}{55}, \text{ кг};$$

$$Fe_{(\text{в дым})} \rightarrow Fe_2O_{3(\text{в дым})} \quad U_{Fe} \cdot \frac{48}{112}, \text{ кг}.$$

Расчеты представим в виде таблицы 3.3, принимая  $C = 519$  кг;  $Si = 100$  кг;  $Mn = 50,616$  кг (т.е. угар примесей, рассчитанный выше).

Таблица 3.3 – Расход кислорода в период плавления

	Расход кислорода, кг		Масса оксида, кг	
	$C \rightarrow CO_2$	$0,3 \cdot C \cdot 32/12$	414,92	$0,3 \cdot C + CO_2$
$C \rightarrow CO$	$0,7 \cdot C \cdot 16/12$	484,07	$0,7 \cdot C + CO$	847,13
$Si \rightarrow SiO_2$	$Si \cdot 32/28$	113,91	$Si + SiO_2$	2072,1
$Mn \rightarrow MnO$	$Mn \cdot 16/55$	14,725	$Mn + MnO$	66,208
$Fe_{(\text{в дым})} \rightarrow Fe_2O_{3(\text{в дым})}$	$Fe_{(\text{в дым})} \cdot 48/112$	1245	$Fe + Fe_2O_3$	4150
	Всего	2272,6	Всего	7705,9

Химический состав шлака в конце периода расплавления берется согласно промышленным исследованиям или задается преподавателем. В качестве примера состав шлака приведен в таблице 3.4.



Содержание оксидов железа в шлаке зависит от содержания углерода в металле и определяется с помощью таблицы 3.5.

По практическим данным отношение  $\frac{\text{Fe в FeO}}{\text{Fe в Fe}_2\text{O}_3}$  принимается равным 2...4.

В соответствии с этим принимаем, что при содержании в стали углерода в конце периода расплавления, равном 0,73 %, содержание оксидов железа в шлаке составит 9,41 %, причем FeO будет 7,058 % (доля – 0,75), а Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 2,353 % (доля – 0,25).

Таблица 3.4 – Состав шлака в конце периода расплавления

	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	MgO	CaO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Металлическая шихта	2072,09	123,9	0	66,208	165,2	867,3	0	0	0
Магнезито-хромитовый кирпич	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Магнезитовый кирпич	9,7608	5,2058	6,5072	0	292,82	8,4594	0	0	0
Магнезитовый порошок	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Магнезит (подвалка)	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Известь	0	0	0	0	81,08	7540,4	8,108	4,054	0
Кокс	0	0	0	0	0	0	0	3,19	0
Итого	2081,8	129,1	6,5	66,2	539,1	8416,2	8,1	7,2	0,0

Всего 11254,2 кг.

Таблица 3.5 – 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 <sub>общ</sub> ), %	14,4	12,8	11,04	9,41

Масса шлака без оксидов железа, равная согласно таблице 3.4 – 11254,2 кг, составляет  $(100 - 9,41) = 90,59 \%$ , а общая масса шлака:

$$L_{\text{шл}} = \frac{L'_{\text{шл}}}{100 - \text{Fe}_{\text{общ}}}, \text{ кг}, \quad (3.3)$$

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

Подставляем данные:

$$L_{\text{шл}} = \frac{11254,2}{0,9059} = 12423,2 \text{ кг.}$$

Масса оксидов железа в шлаке:

$$L_{\text{шл}}^{\text{окс}} = L_{\text{шл}} - L'_{\text{шл}}, \text{ кг}; \quad (3.4)$$

$$L_{\text{шл}} = 12423,26 - 11254,2 = 1169 \text{ кг.}$$

Масса оксидов железа в шлаке равна 1169 кг, из которых 292,25 кг  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (0,25) и 876,75 кг  $\text{FeO}$  (0,75). Таким образом, состав шлака следующий.

Таблица 3.6 – Состав шлака

	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{MnO}$	$\text{MgO}$	$\text{CaO}$	$\text{P}_2\text{O}_5$	S	$\text{Cr}_2\text{O}_3$	$\text{FeO}$
кг	2081,8	129,1	292,25	66,2	539,1	8416,2	8,1	7,2	0,0	876,75
%	16,77	1,04	2,35	0,5	4,34	67,78	0,06	0,05	0	7,06

Основность шлака:

$$B = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}, \quad (3.5)$$

где CaO – содержание CaO в шлаке, %; SiO<sub>2</sub> – содержание SiO<sub>2</sub> в шлаке, %.

$$B = \frac{67,78}{16,77} = 4,04.$$

Учитывая, что окислится железа:

до Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ..... 292,25 кг,

до FeO ..... 876,75 кг,

поступит железа из металла в шлак:

$$m_{\text{Fe(шл)}} = \frac{m_{\text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot 112}{160} + \frac{m_{\text{FeO}} \cdot 56}{72}, \text{ кг}, \quad (3.6)$$

где  $m_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  – масса Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, кг;  $m_{\text{FeO}}$  – масса FeO, кг; 112 и 56 – молекулярная масса железа в Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и FeO соответственно; 160 и 72 – молекулярная масса Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и FeO соответственно.

$$m_{\text{Fe(шл)}} = \frac{292,25 \cdot 112}{160} + \frac{876,75 \cdot 56}{72} = 886,67 \text{ кг}.$$

Выход годного с учетом металла скачиваемым шлаком, кг:

$$M_{\text{годн}} = m_{\text{ш}} - U_{\text{к}} - m_{\text{Fe(шл)}} - m_{\text{Fe(ун.шл)}}, \quad (3.7)$$

где  $m_{\text{ш}}$  – масса металлошихты без учета количества извести;  $U_{\text{к}}$  – масса выгоревших примесей за всю плавку, определяется как сумма выгоревших примесей за период расплавления и окислительный период плавки, кг;  $m_{\text{Fe(шл)}}$  – потери железа на образование оксидов железа в шлаке, кг;  $m_{\text{Fe(ун.шл)}}$  – количество железа, уносимого шлаком, кг (принимаем 0,5 % от  $m_{\text{ш}}$ ).

$$M_{\text{годн}} = 116200 - 3574,6 - 886,67 - 581 = 11157,8 \text{ кг.}$$

Расход кислорода на окисление железа:

$$B_{\text{O}_2(\text{Fe})} = \left[ m_{\text{Fe}_2\text{O}_3} - \frac{m_{\text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot 112}{160} \right] + \left[ m_{\text{FeO}} - \frac{m_{\text{FeO}} \cdot 56}{72} \right], \text{ кг; (3.8)}$$

$$B_{\text{O}_2(\text{Fe})} = \left[ 292,5 - \frac{292,5 \cdot 112}{160} \right] + \left[ 876,75 - \frac{876,75 \cdot 56}{72} \right] = 282,6 \text{ кг.}$$

Расход кислорода на окисление всех примесей:

$$B_{\text{O}_2} = [B_{\text{O}_2}]_{\text{пр}} + B_{\text{O}_2(\text{Fe})}, \text{ кг, (3.9)}$$

где  $[B_{\text{O}_2}]_{\text{пр}}$  – расход кислорода на окисление примесей (таблица 3.3).

$$B_{\text{O}_2} = 2272,6 + 282,6 = 2555,2 \text{ кг.}$$

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

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

$$V_{O_2} = \frac{B_{O_2}}{0,9}, \text{ кг.} \quad (3.10)$$

$$V_{O_2} = \frac{2555,2}{0,9} = 2839,1 \text{ кг}$$

или

$$\frac{2839,1 \cdot 22,4}{32} = 1987,4 \text{ м}^3.$$

Количество неусвоенного кислорода:

$$V_{O_2}^H = 0,1 \cdot B_{O_2}, \text{ кг.} \quad (3.11)$$

$$V_{O_2}^H = 0,1 \cdot 2839 = 283,9 \text{ кг или } 198,7 \text{ м}^3.$$

Кислороду, вносимому воздухом, сопутствует азот в количестве

$$V_{N_2} = V_{O_2} \cdot 0,8 \cdot \frac{77}{23}, \text{ кг,} \quad (3.12)$$

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

$$V_{N_2} = 2839,1 \cdot 0,8 \cdot \frac{77}{23} = 7603,84 \text{ кг или } 6083,07 \text{ м}^3.$$

При определении количества выделяющихся газов необходимо учесть образование CO и CO<sub>2</sub> (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 3,4 кг/т стали.

С учетом массы завалки расход электродов  $3,4 \cdot 116,2 = 395,08$  кг.

С образованием CO сгорает  $0,7P_{эл}$  кг С и образуется

$$0,7P_{эл} \frac{28}{12} \text{ кг CO.}$$

С образованием CO<sub>2</sub> сгорает  $0,3 P_{эл}$  кг С и образуется

$$0,3P_{эл} \frac{44}{12} \text{ кг CO}_2.$$

С образованием CO сгорает  $\frac{0,7 \cdot 3,4 \cdot 116200}{1000} = 276,5$  кг С и

образуется  $276,5 \cdot \frac{28}{12} = 645$  кг CO.

Для горения углерода электродов требуется кислорода:

$$V_{O_2}^C = 0,7P_{эл} \left( \frac{28}{12} - 1 \right) + 0,3P_{эл} \left( \frac{44}{12} - 1 \right), \text{ кг;} \quad (3.13)$$

$$V_{O_2}^C = 276,5 \cdot \left( \frac{28}{12} - 1 \right) + 118,5 \cdot \left( \frac{44}{12} - 1 \right) = 684,7 \text{ кг или } 479,3 \text{ м}^3.$$

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

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

$$V_{N_2}^C = 684,7 \cdot \frac{77}{23} = 2292,3 \text{ кг или } 1604,6 \text{ м}^3.$$

Таблица 3.7 – Состав выделившихся газов

Газ	кг	%
CO <sub>2</sub>	570,52 + 434,6 = 1005,12	7,93
CO	847 + 45 = 1492	11,76
O <sub>2</sub>	283,9	2,24
N <sub>2</sub>	7603,84 + 2292,3 = 9896,14	78,07
Всего	12677,16	100,0

Количество извести определяем по количеству CaO в шлаке с учетом того, что его содержание в извести составляет 92...93 %:

$$\frac{7540,4}{0,92} = 8196,09 \text{ кг.}$$

Теперь по расчетам материального баланса и процесса горения газа можно определить состав и количество  $V_{\text{ух}}$  выделяющихся газов и составить материальный баланс периода расплавления.

Таблица 3.8 – Материальный баланс плавки

Поступило	кг	Получено	кг
Окатыши	41300	Металл	111157,8
Чугун передельный	19750	Шлак	12243,2
Пакеты «ВАЗ»	55150	Потери металла со шлаком	581
Известь	8196,09	Уходящие газы	
Футеровка	325	CO	1492
Электроды	395,08	CO <sub>2</sub>	1005,12
Болото	–	N <sub>2</sub>	9896,14
Воздух	13136,04	O <sub>2</sub>	283,9
Технический кислород	511,04	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4150
ВСЕГО	138763,25	ВСЕГО	140809,16

Невязка 1,45 %.

Допустимая относительная погрешность расчетов не должна превышать 3 %.

## 4 Определение геометрических параметров

Основными геометрическими параметрами ДСП являются:

- 1)  $H_M$  – глубина ванны по зеркалу жидкого металла;
- 2)  $H_B$  – глубина ванны до откосов печи;
- 3)  $H_{пл}$  – высота плавильного пространства;
- 4)  $D_M$  – диаметр ванны по зеркалу жидкого металла;
- 5)  $D_P$  – диаметр ванны на уровне порога рабочего окна;
- 6)  $D_K$  – внутренний диаметр кожуха печи;
- 7)  $D_{от}$  – диаметр ванны на уровне откосов.

Наиболее распространенной является сфероконическая ванна с углом между образующей и осью конуса, равным  $45^\circ$ .

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

$$V_B = V_M + V_{ш} + V_D. \quad (4.1)$$

Если плотность жидкого металла  $\rho_M$ , а емкость печи  $M$ , т, то

$$V_M = \frac{M}{\rho_M}, \text{ м}^3. \quad (4.2)$$

Диаметр зеркала жидкого металла определяется из соотношения

$$D_M = 2000 \cdot c \cdot \sqrt[3]{V_M}, \text{ мм}, \quad (4.3)$$

где  $D_M$  – диаметр зеркала жидкого металла, мм;  $V_M$  – объем жидкого металла,  $\text{м}^3$ ;  $c$  – коэффициент, зависящий от отношения диаметра зеркала металла к глубине ванны по металлу. Обычно коэффициент  $c$  определяется по формуле

$$c = 0,875 + 0,042a,$$

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.

Глубина ванны по жидкому металлу

$$H_M = \frac{D_M}{a}, \text{ мм}, \quad (4.4)$$

где  $H_M$  – глубина ванны жидкого металла.

Глубина сферического сегмента

$$H_C = (0,02 \dots 0,25) \cdot H_M, \text{ мм}. \quad (4.5)$$

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

$$V_{\text{ш}} = (0,10 \dots 0,20) \cdot V_M, \text{ м}^3. \quad (4.6)$$

Высота слоя шлака определяется из выражения

$$H_{\text{ш}} = \frac{1000 \cdot V_{\text{ш}}}{0,785 \cdot D_M^2}, \text{ мм}, \quad (4.7)$$

где 0,785 – эмпирический коэффициент; 1000 – переводной коэффициент.

Уровень порога рабочего окна принимается на уровне шлака или на 20...40 мм выше:

$$h' = 0 \dots 40 \text{ мм}.$$

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

$$h'' = 30...70 \text{ мм.}$$

Объем от уровня шлака до уровня верха откосов называется дополнительным. Обычно он составляет 10...15 % от объема металла.

Глубина ванны до уровня откосов печи равна

$$H_{\text{в}} = H_{\text{м}} + H_{\text{ш}} + h' + h'', \text{ мм.} \quad (4.8)$$

Диаметры рабочего пространства дуговой печи на уровне порога рабочего окна и на уровне откосов соответственно равны

$$D_{\text{п}} = D_{\text{м}} + 2 \cdot (H_{\text{ш}} + h'), \text{ мм;} \quad (4.9)$$

$$D_{\text{о}} = D_{\text{п}} + 2h'', \text{ мм,} \quad (4.10)$$

где  $D_{\text{п}}$  – диаметр рабочего пространства на уровне порога рабочего окна, мм;

$D_{\text{о}}$  – диаметр рабочего пространства на уровне откосов, мм.

Высота конической части ванны

$$h_{\text{к}} = H_{\text{м}} - H_{\text{с}}, \text{ мм.} \quad (4.11)$$

Тогда диаметр основания шарового сегмента  $D_{\text{с}}$  находится из выражения

$$D_{\text{с}} = D_{\text{м}} - 2 \cdot h_{\text{к}}, \text{ мм.} \quad (4.12)$$

Для современных дуговых сталеплавильных печей высота плавильного пространства  $H_{пл}$  принимается в пределах, приведенных в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – 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

Выше откосов стены делаются наклонными под углом  $15..30^\circ$  к вертикали. В этом случае увеличивается стойкость огнеупорной кладки, так как по высоте стен увеличивается расстояние от дуг и уменьшается плотность теплового потока на верхний пояс.

Высота наклонной части стен

$$H_n = (0,25...0,33) \cdot (H_{пл} - h''), \text{ мм.} \quad (4.13)$$

Высота цилиндрической части стен

$$H_{ц} = H_{пл} - H_n, \text{ мм.} \quad (4.14)$$

Диаметр стен определяется по формуле

$$D_{ст} = D_{от} - 2 \cdot H_n \cdot \text{tg} \alpha, \text{ мм,} \quad (4.15)$$

где  $\alpha$  – угол наклона стен по вертикали.

Оставшиеся размеры печи определяются с учетом материала и толщины огнеупорной кладки подины, стен и свода.

## Пример 2. Определение внутренних и внешних размеров печи с номинальной емкостью 300 т

Основными геометрическими размерами 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;
- $D_n$  – диаметр ванны на уровне порога рабочего окна;
- $D_k$  – внутренний диаметр кожуха печи;
- $D_{от}$  – диаметр ванны на уровне откосов.

Принимаем, что печь имеет сфероконическую ванну с углом между образующей осью конуса, равным  $45^\circ$ .

Объем ванны включает в себя объем металла  $V_M$ , шлака  $V_{ш}$  и дополнительный  $V_d$ , то есть

$$V_B = V_M + V_{ш} + V_d.$$

Определяем объем жидкого металла в количестве, равном номинальной емкости печи:

$$V_M = \frac{M}{\rho_M} = \frac{300}{7,15} = 41,96 \approx 42 \text{ м}^3,$$

где  $M$  – номинальная емкость печи (при расчете курсового проекта емкость печи принимается равной массе металлозавадки), т;  $\rho_M = 7,15 \text{ т/м}^3$  – плотность жидкого металла.

Определяем диаметр зеркала жидкого металла. Для сравнения сфероконической ванны принимаем высоту сферического сегмента равной 20 % глубины жидкого металла, а отношение

$$a = \frac{D_M}{H_M} = 5,25. \text{ Тогда коэффициент } c \text{ равен}$$

$$c = 0,875 + 0,042 \cdot 5,25 = 1,096.$$

Диаметр зеркала жидкого металла

$$\begin{aligned} D_M &= 2000 \cdot c \cdot \sqrt[3]{V_M} = 2000 \cdot 1,096 \cdot \sqrt[3]{42} = \\ &= 2192 \cdot 3,48 = 7625 \approx 7,63 \text{ м.} \end{aligned}$$

Глубина ванны по жидкому металлу

$$H_M = \frac{D_M}{a} = \frac{7630}{5,25} = 1453 \approx 1,45 \text{ м.}$$

Глубина сферического сегмента

$$H_c = 0,2 \cdot H_M = 0,2 \cdot 1,45 = 0,29 \text{ м.}$$

Расчетный объем шлака  $V_{ш}$  принимаем равным 12 % объема жидкого металла:

$$V_{ш} = 0,12 \cdot V_M = 0,12 \cdot 42,0 = 5,04 \text{ м}^3.$$

Высота слоя шлака

$$H_{ш} = \frac{1000 \cdot V_{ш}}{0,785 \cdot D_M^2} = \frac{1000 \cdot 5,04}{0,785 \cdot 7,63^2} \approx 110 \approx 0,11 \text{ м.}$$

Диаметр зеркала шлака

$$D_{ш} = D_M + 2 \cdot H_{ш} = 7,63 + 2 \cdot 0,11 = 7,85 \text{ м.}$$

Диаметр ванны на уровне порога рабочего окна выбираем с таким расчетом, чтобы уровень порога был на 40 мм выше уровня зеркала шлака:

$$D_{\Pi} = D_{\text{ш}} + 2 \cdot h' = 7,85 + 2 \cdot 0,04 = 7,93 \text{ м,}$$

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

Уровень откосов принимаем на 70 мм выше уровня порога рабочего окна, то есть  $h'' = 0,07$  м:

$$D_0 = D_{\Pi} + 2 \cdot h'' = 7,93 + 2 \cdot 0,07 = 8,07 \text{ м.}$$

Глубина ванны до уровня откосов печи равна

$$H_{\text{в}} = H_{\text{м}} + H_{\text{ш}} + h' + h'' = 1,45 + 0,11 + 0,04 + 0,07 = 1,67 \text{ м.}$$

Зная высоту конической части ванны

$$h_{\text{к}} = H_{\text{м}} - H_{\text{с}} = 1,45 - 0,29 = 1,16 \text{ м,}$$

находим диаметр основания шарового сегмента

$$D_{\text{с}} = D_{\text{м}} - 2 \cdot h_{\text{к}} = 7,63 - 2 \cdot 1,16 = 5,31 \text{ м.}$$

Высоту плавильного пространства  $H_{\text{пл}}$  от уровня откосов до верха стены на основании данных таблицы 4.1 принимаем равной

$$H_{\text{пл}} = 0,36 \cdot D_0 = 0,36 \cdot 8,07 \approx 2,9 \text{ м.}$$

Выше откосов стены делаются наклонными под углом  $15 \dots 30^\circ$  к вертикали. При таком наклоне их можно заправлять. Принимаем угол наклона стен  $30^\circ$ . Высота наклонной части стен составляет

$$H_{\text{н}} = (0,25 \dots 0,33) \cdot (H_{\text{пл}} - h'') = 0,31 \cdot (2,9 - 0,07) = 0,877 \approx 0,9 \text{ м.}$$

## 5 Конструкция футеровки ДСП

Конструкцию футеровки кроме внутреннего профиля рабочего пространства определяют материалы рабочего, арматурного и теплоизоляционного слоев кладки, а также форма и размеры кожуха ДСП. Для кладки рабочего слоя ДСП используются основные и кислые огнеупорные материалы.

### 5.1 Основная футеровка ДСП

#### *Подина и откосы*

Футеровка подины состоит из рабочей части и теплоизоляционного слоя.

Рабочая часть футеровки подины состоит из набивного слоя и кирпичной кладки. Верхний набивной слой обычно выполняют из магнезитового порошка, замешанного на смеси смолы и пека, толщиной 100...200 мм. Средний огнеупорный слой выполняется из магнезита марки МУ-91, МО-91, МУ-89. Толщина рабочего слоя должна составлять 70...80 % футеровки ванны, то есть 4...6 рядов кирпича. Нижний – изоляционный слой – выполняют из легковесного шамота марки ШЛБ-1, 3, одним-двумя слоями (нормальный кирпич имеет размеры 230×115×65 мм).

На металлическое днище укладывают листовой асбест и насыпают выравнивающий слой шамотного порошка общей толщиной 30...40 мм.

Для печей различной емкости рекомендуется следующая толщина отдельных слоев и всей футеровки подины (таблица 5.1).

Таблица 5.1 – Толщина отдельных слоев и всей футеровки подины ДСП

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

Откосы ниже уровня шлака выкладываются обычным (МО-91), а в районе шлакового пояса – плотным магнезитовым кирпичом марки МУ-91 и выводятся на 100...200 мм выше уровня шлакового пояса. Тепловая изоляция кожуха на высоте откосов обычно выполняется из тех же материалов и в той же последовательности, что и изоляция подины.

### Стены ДСП

Для футеровки стен основных дуговых печей используется периклазошпинелидный и магнезитохромитовый плотный кирпич (ПШСП, МХСП), обычный обжиговый (ПШСО, МХСО) или безобжиговый в железных кассетах (БМХС) и хромомagneзитовый (ХМ) (прямой ПШ и МХ кирпич имеют размеры 230×115×65, 300×150×75, 380×150×75, а ХМ – 230×115×65).

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 (таблица 5.2).

Таблица 5.2 – Толщина огнеупорной кладки стен ДСП

Емкость печи, т	< 12	25...50	100	200	300...400
Общая толщина на уровне откосов $\delta_1$ , мм	365...445	445...495	525...575	575...610	550...650
Общая толщина в верхней части $\delta_2$ , мм	230...300	300...365	365...415	380...450	400...470

Тогда

$$D_{к.от} = D_{от} + 2\delta_1; \quad (5.1)$$

$$D_{к} = D_{ст} + 2\delta_2, \quad (5.2)$$

где  $\delta_1$  – толщина футеровки стен на уровне откосов, м;  $\delta_2$  – толщина футеровки цилиндрической верхней части стен, м.



Кожух или его части свариваются из котельной стали.  
Толщина кожуха

$$\Delta K = \frac{D_k}{200}. \quad (5.3)$$

В обшивке кожуха вырезают отверстия для летки и рабочего окна.

Рабочее окно печи имеет следующие размеры:  
ширина

$$b = (0,22 \dots 0,33) \cdot D_{от}; \quad (5.4)$$

высота

$$h = (0,65 \dots 0,7) \cdot b; \quad (5.5)$$

стрела выпуклости арки рабочего окна

$$h_{co} = \frac{1}{7} \cdot b. \quad (5.6)$$

### *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 5.3).

Таблица 5.3 – Толщина футеровки свода ДСП

Емкость печи, т	≤ 12,5	25...50	100
δ <sub>св</sub> , мм	230...300	380	380...460

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

$$D_{\text{св}} \approx D_{\text{к}}. \quad (5.7)$$

Стрела выпуклости свода ( $h_{\text{стр}}$ ) зависит от материала и пролета (диаметра) свода (таблица 5.4).

Таблица 5.4 – Геометрические параметры свода в зависимости от материала футеровки

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

При этом высота центральной части свода над уровнем откосов составит

$$H_{\text{св}} = H_{\text{пл}} + h_{\text{стр}}, \text{ мм}. \quad (5.8)$$

Интенсивность облучения определяется диаметром распада электродов  $D_{\text{р}}$ , который задает расстояние «дуга-стенка». Поэтому задача определения рационального значения  $D_{\text{р}}$  сводится к выбору величины соотношения  $\frac{D_{\text{р}}}{D_{\text{св}}}$ , обеспечивающего возможно более равномерное распределение тепловой нагрузки по периметру печи и высокой стойкости футеровки стен.

Наилучшее условие при минимальном значении  $\frac{D_{\text{р}}}{D_{\text{св}}}$ . Однако возможности его уменьшения ограничиваются соображениями

конструктивного характера (необходимость размещения электрододержателей, обеспечения достаточно высокой строительной прочности центральной части свода).

При проектировании печей следует принимать значения, приведенные в таблице 5.5.

Таблица 5.5 – 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

Тогда

$$D_p = R \cdot D_{св} \quad (5.9)$$

## 5.2 Кислая футеровка дуговых печей

Теплоизоляция подины и откосов кислых дуговых печей выполняется из тех же материалов, что и основных печей. Рабочую часть футеровки подины и откосов изготавливают из динасового кирпича и набивного слоя из кварцевого песка (90 %) и огнеупорной глины (10 %) на жидком стекле. Стены и свод набиваются из динасового кирпича.

### Пример 3. Расчет конструкции футеровки ДСП-300

На основании данных из примера 2 проектируем футеровку ДСП. Для кладки рабочего слоя ДСП используем основные огнеупорные материалы.

#### *Подина и откосы*

Исходя из данных, приведенных в таблице 5.1, принимаем общую толщину подины 950 мм. Нижний изоляционный слой

выполняем из листового асбеста толщиной 10 мм, укладываемого на металлическое днище, шамотного порошка общей толщиной 45 мм и легковесного шамота марки ШЛБ-1, 3, суммарной толщиной 195 мм (три слоя «на плашку»).

Средний огнеупорный слой выполняется из магнезита марки МУ-91 суммарной толщиной 575 мм (пять слоев «на ребро»).

Огнеупорная набивка выполняется из магнезитового порошка со связующим в виде смеси смолы и пека толщиной 125 мм.

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

### **Стены**

Толщину футеровки стены на уровне откосов принимаем равной 500 мм (460 мм кирпич магнезитохромитовый марки МХСП и 40 мм засыпка зазора между кирпичной кладкой и кожухом печи крошкой их 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 460 мм, принимаем толщину стены, включая слой засыпки: 500 мм в нижней части, 420 мм в средней части.

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

$$D_{\text{к.от}} = D_{\text{от}} + 2 \cdot \delta_1 = 8,07 + 2 \cdot 0,5 = 9,07 \text{ м}$$

и его цилиндрической части

$$D_{\text{к}} = D_{\text{ст}} + 2 \cdot \delta_2 = 9,0 + 2 \cdot 0,42 = 9,9 \text{ м,}$$

где  $\delta_1$  и  $\delta_2$  – соответственно толщина футеровки стен на уровне откосов и цилиндрической части стен, м.

Кожух сваривается из листовой котельной стали. Толщина кожуха определяется по формуле

$$\Delta K = \frac{D_k}{200} = \frac{9,9}{200} \approx 0,05 \text{ м.}$$

Наружный диаметр кожуха

$$D_{\text{к.нар}} = 9,9 + 2 \cdot 0,05 = 10 \text{ м.}$$

В обшивке кожуха вырезают отверстия для летки и рабочего окна. Рабочее окно имеет размеры:  
ширина

$$b = 0,2 \cdot D_{\text{от}} = 0,2 \cdot 8,07 = 1,614 \approx 1,6 \text{ м;}$$

высота

$$h = 0,7 \cdot b = 0,7 \cdot 1,6 = 1,12 \text{ м;}$$

стрела выпуклости арки рабочего окна

$$h_{\text{со}} = \frac{1}{7} \cdot b = \frac{1}{7} \cdot 1,6 = 0,16 \text{ м.}$$

Свод выполняется из магнезитохромитового кирпича марки МХСП длиной 460 мм без дополнительной тепловой изоляции. Стрела выпуклости свода равна

$$h_{\text{стр}} = 0,11 \cdot D_{\text{св}} = 0,11 \cdot 10 = 1,1 \text{ м.}$$

Принимаем диаметр свода равным диаметру кожуха, т.е.

$$D_{\text{св}} \approx D_{\text{к}} = 10 \text{ м.}$$

Высота центральной части свода над уровнем откосов составит

$$H_{\text{св}} = H_{\text{пл}} + h_{\text{стр}} = 2,9 + 1,1 = 4,0 \text{ м.}$$

На основании данных таблицы 5.5 принимаем отношение  $R = \frac{D_{\text{р}}}{D_{\text{св}}} = 0,2$ . Тогда диаметр распада электродов равен

$$D_{\text{р}} = R \cdot D_{\text{св}} = 0,2 \cdot 10 = 2,0 \text{ м.}$$

## 6 Тепловой баланс дуговых печей

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. В современных сверхмощных ДСП большой емкости длительность плавления не должна превышать 2 часа.

Энергетический баланс состоит из приходной  $Q_{\text{п}}$  и расходной  $Q_{\text{р}}$  частей. По закону сохранения энергии

$$Q_{\text{п}} = Q_{\text{р}}. \quad (6.1)$$

Приход энергии происходит за счет статей:

$$Q_{\text{п}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4, \quad (6.2)$$

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.

Расход энергии составляет

$$Q_{\text{р}} = Q'_1 + Q'_2 + Q'_3 + Q'_4 + Q'_5, \quad (6.3)$$

где  $Q'_1$  – полезная теплота, пошедшая на нагрев шихты, расплавление металла, его перегрев, на нагрев и расплавление

легирующих добавок и шлака;  $Q_2$  – теплота, затрачиваемая на проведение эндотермических реакций в ванне;  $Q_3$  – тепловые потери теплопроводностью через свод, стены, под;  $Q_4$  – тепловые потери излучением через открытые отверстия и в рабочее окно, с охлаждающей водой и уходящими из рабочего пространства печи газами;  $Q_5$  – теплота, аккумулированная кладкой.

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 большой емкости составляет 60...80 %.

Теплота  $Q_2$  представляет собой сумму энтальпий, вводимых в печь в течение плавки (периода плавления) скрапа, руды, кокса, ферросплавов, легирующих и шлакообразующих добавок:

$$Q_2 = i_c + i_p + i_k + i_\phi + i_n + i_q, \quad (6.4)$$

где  $i$  – энтальпия соответствующего продукта, Дж.

Если шихта загружается в печь при температурах окружающей среды, тогда при работе печи на твердой завалке  $Q_2$  можно не учитывать из-за его малости.

Теплота экзотермических реакций  $Q_3$  определяется по материальному балансу

$$Q_3 = M_{Si} \cdot q_{Si} + M_{Mn} \cdot q_{Mn} + M_C \cdot q_C + M_{Fe} \cdot q_{Fe}, \quad (6.5)$$

где  $M_{Si}$ ,  $M_{Mn}$ ,  $M_C$ ,  $M_{Fe}$  – массы кремния, марганца, углерода и железа, выгорающих из шихты за период плавления, кг;  $q_{Si}$ ,  $q_{Mn}$ ,  $q_C$ ,  $q_{Fe}$  – тепловой эффект окисления кремния, марганца, углерода и железа соответственно до  $SiO_2$ ,  $MnO$ ,  $CO$ ,  $FeO$ ;  $q_{Si} = 27$  МДж/кг;  $q_{Mn} = 7,2$  МДж/кг;  $q_C = 10$  МДж/кг;  $q_{Fe} = 4,7$  МДж/кг.



При отсутствии ввода кислорода в ванну доля этой статьи составляет для малых ДСП от 8 до 12 %, а с применением кислорода эта величина для периода плавления в крупных ДСП достигает 18,8...40,7 %.

Теплоту, выделенную в печи от окисления графитовых электродов  $Q_4$ , можно определить, зная тепловой эффект окисления графита до  $CO_2$ :  $q = 27$  МДж/кг:

$$Q_4 = \Delta M_3 \cdot q_C. \quad (6.6)$$

Но часть углерода окисляется до  $CO_2$ , часть уносится в виде сажи, таким образом, рекомендуется учитывать в приходной части баланса лишь 60 % от потенциально возможного  $Q_4$ , т.е.

$$Q_4 = 0,6 \cdot \Delta M_3 q_C. \quad (6.7)$$

Доля теплоты по этой статье составляет 4 % от общего прихода теплоты.

Статьи расходной части баланса определяются аналогичным образом.

Полезная теплота  $Q'_1$  определяется как сумма, необходимая для нагрева до температуры плавления, для расплавления и перегрева до заданной температуры масс металла, шлака и легирующих добавок:

$$Q'_1 = Q_M + Q_{Ш} + Q_L; \quad (6.8)$$

$$Q_M = M_{загр} \cdot [c_1 \cdot (t_{пл} - t_{загр}) + q_M + c_2 \cdot (t_{пер} - t_{пл})], \quad (6.9)$$

где  $M_{загр}$  – масса скрапа, загружаемого в печь, кг;  $c_1$  – средняя теплоемкость металла в интервале от  $t_{загр}$  (температуры за-

гружаемого скрапа) до  $t_{\text{пл}}$  (температуры плавления), кДж/(кг·К);  $c_2$  – средняя теплоемкость металла в интервале температур от  $t_{\text{пл}}$  до  $t_{\text{пер}}$  (температуры перегрева), кДж/(кг·К);  $q_m$  – скрытая теплота плавления металла, кДж/кг;  $q_m = 284$  кДж/кг,  $q_{\text{ш}} = 209$  кДж/кг.

Массы скрапа, шлака и легирующих добавок берутся из материального баланса.

Аналогично рассчитываются  $Q_{\text{ш}}$  и  $Q_{\text{л}}$ . Обычно полезная теплота составляет 69,1...74,7 % общего расхода печей малой и средней емкости; 64,7...75 % для ДСП емкостью 100 т и 55,2...78,2 % для ДСП емкостью 200 т. В том числе 3,5...9 % общего расхода теплоты приходится на долю шлака.

Если плавка шихтуется из отходов малоуглеродистой стали (содержание углерода от 0,1 до 0,3 %), то температуру плавления можно принять 1510 °С.

Если используются легированные отходы, то температуру плавления лома можно вычислить по формуле

$$t_{\text{пл}} = 1539 - (73[C]^{1,05} + 5[\text{Mn}] + 8[\text{Si}] + 1,5[\text{Cr}] + 4[\text{Ni}] + 2[\text{V}] + 0,9[\text{W}] + 5[\text{Cu}] + 25[\text{S}] + 30[\text{P}]), \quad (6.10)$$

где  $[C]$ ,  $[\text{Mn}]$ ,  $[\text{Si}]$ ,  $[\text{Cr}]$ ,  $[\text{Ni}]$ ,  $[\text{V}]$ ,  $[\text{W}]$ ,  $[\text{Cu}]$ ,  $[\text{S}]$ ,  $[\text{P}]$  – процентное содержание соответствующего элемента в легированных отходах.

#### **Пример 4. Определение количества полезной энергии для нагрева и расплавления металла и шлака в ДСП-300**

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

$$Q'_1 = Q_M + Q_{Ш};$$

$$Q_M = M_{\text{загр}} [c_1(t_{\text{пл}} - t_{\text{загр}}) + q_M + c_2(t_{\text{пер}} - t_{\text{пл}})].$$

Принимаем, что завалка состоит из малоуглеродистого и среднеуглеродистого стального лома (содержание  $[C] \approx 0,3 \%$ ) с температурой  $t_{\text{загр}} = 10 \text{ }^\circ\text{C}$ . Температуру плавления лома можно принять равной  $t_{\text{пл}} = 1510 \text{ }^\circ\text{C}$ .

Тогда теплоемкость лома при  $t_1 = \frac{1510+10}{2} = 760 \text{ }^\circ\text{C}$  равна

$$c_1 = 0,658 \text{ кДж}/(\text{кг}\cdot\text{К}).$$

Скрытая теплота плавления металла  $q_M = 284 \text{ кДж}/\text{кг}$ . Теплоемкость жидкого металла  $c_2 = 0,836 \text{ кДж}/(\text{кг}\cdot\text{К})$ .

При совмещении периода расплавления с началом окислительного периода металл обычно перегревают примерно на  $50 \text{ }^\circ\text{C}$  выше температуры плавления.

Удельная энергия, необходимая для нагрева, расплавления и перегрева  $1 \text{ кг}$  стального лома:

$$w_M = 0,658 \cdot (1510 - 10) + 284 + 0,836 \cdot (1560 - 1510) = 1353,3 \text{ кДж}/\text{кг}.$$

Аналогично определяем удельную энергию для нагрева и расплавления шлакообразующих материалов, а также перегрева расплавленного шлака.

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

Принимая температуру шлака в конце периода расплавления равной  $t_{\text{пер}}$ , т.е.  $t_{\text{шл}} = 1560 \text{ }^\circ\text{C}$ , то

$$w_{\text{шл}} = c_{\text{шл}} \cdot (t_{\text{шл}} - t_{\text{загр}}) + q_{\text{шл}} =$$

$$= 1,125 \cdot (1560 - 10) + 209 = 1952,75 \text{ кДж/кг}.$$

В примере емкость печи 300 тонн, а угар металла 5 %.

С учетом угара  $K_{\text{уг}} = 5\%$  масса загружаемого в печь скрапа должна составлять

$$M_{\text{загр}} = M \left( 1 + \frac{K_{\text{уг}}}{100} \right) = 300 \cdot 10^3 \cdot \left( 1 + \frac{5}{100} \right) = 315000 \text{ кг},$$

где  $M_{\text{загр}}$  – масса загружаемого в печь скрапа, кг;  $M$  – масса получаемого жидкого металла, кг;  $K_{\text{уг}}$  – угар-масса угорающего металла по отношению к массе загружаемого в печь скрапа, %.

*При расчете курсового проекта масса загружаемой шихты берется из рассчитанного материального баланса (см. таблицу 3.8).*

Количество шлака в период расплавления принимаем равным 6 % от массы металлозавалки:

$$M_{\text{ш}} = 0,06 \cdot M_{\text{загр}} = 0,06 \cdot 315 \cdot 10^3 = 18,9 \cdot 10^3 \text{ кг}.$$

*При расчете курсового проекта масса шлака берется из рассчитанного материального баланса (см. таблицу 3.8).*

Энергия, необходимая для нагрева, расплавления скрапа и перегрева расплавленного металла:

$$Q_{\text{М}} = M_{\text{загр}} \cdot w_{\text{М}} = 315000 \cdot 1353,3 = 426290 \cdot 10^3 \text{ кДж}.$$

Энергия, необходимая для нагрева, расплавления и перегрева шлака:

$$Q_{\text{ш}} = M_{\text{ш}} \cdot w_{\text{ш}} = 18900 \cdot 1952,75 = 36900 \cdot 10^3 \text{ кДж}.$$

Суммарная полезная энергия периода расплавления

$$Q'_1 = Q_M + Q_{III} = (426290 - 36900) \cdot 10^3 = 463190 \cdot 10^3 \text{ кДж.}$$

Удельная полезная энергия на тонну металлической завадки (скрапа)

$$w'_0 = \frac{Q'_1}{M_{\text{загр}}} = \frac{463190 \cdot 10^3}{315} = 1470 \cdot 10^3 \text{ кДж/т;}$$

на тонну жидкого металла

$$w''_0 = \frac{Q'_1}{M} = \frac{463190 \cdot 10^3}{300} = 1544 \cdot 10^3 \text{ кДж/т.}$$

Теплота эндотермических реакций  $Q'_2$  определяется по данным материального баланса, так же как и теплота экзотермических реакций  $Q_3$ . Для проведения эндотермических реакций расходуется 100...150 МДж/кг. При использовании для интенсификации плавления газообразного кислорода  $Q'_2$  можно не учитывать.

Определение тепловых потерь через футеровку  $Q'_3$ . Принимаем длительность периода расплавления  $\tau_{\text{пл}} = 1,75$  ч. Тепловые потери через футеровку включают потери через подину, стены и свод печи и определяются по формуле

$$Q = \frac{t_1 - t_b}{\sum_{i=1}^n \frac{\delta_i}{\lambda_i} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}}} \cdot F \cdot \tau, \quad (6.11)$$

где  $t_1$ ,  $t_b$  – соответственно температуры внутренней поверхности футеровки и окружающего воздуха, °С;  $\frac{\delta_i}{\lambda_i}$  – термическое

сопротивление каждого огнеупорного слоя кладки,  $(\text{м}^2 \cdot \text{К})/\text{Вт}$ ;  $\alpha_{\text{нар}}$  – коэффициент теплоотдачи наружной поверхности кожуха,  $\text{Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$ ;  $\tau$  – период времени, за который определяют потери, ч.

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.

Учитывая, что различие в значениях внутренней и внешней поверхности футеровки ДСП сравнительно невелико, для упрощения расчетов можно рекомендовать определить удельные тепловые потоки отдельно для стен и подины, свода и эти удельные тепловые потоки умножить на соответствующие внешние поверхности футеровки.

Расчет тепловых потерь производят методом последовательных приближений.

### **Пример 5. Определение тепловых потерь через футеровку ДСП-300 по данным примеров 1 и 2**

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 толщиной 40 мм в расчет не вводим, полагая что его тепловым сопротивлением можно пренебречь.

Определим удельный тепловой поток нижнего участка стены при толщине, равной

$$b_1 = 0,75 \cdot \delta_1 = 0,75 \cdot 0,46 = 0,345 \text{ м.}$$

Коэффициент теплопроводности магнезитохромитового кирпича  $\lambda = 4,1 - 0,0016 \cdot t_{cp}$ . Температуру внутренней поверхности огнеупорной кладки принимаем равной  $t_1 = 1600$  °С, температуру окружающего воздуха –  $t_b = 20$  °С. Температурой внешней поверхности кладки задаемся в первом приближении  $t'_2 = 350$  °С и для этих условий определяем коэффициент теплопроводности:

$$\lambda_1 = 4,1 - 0,0016 \cdot t_{cp} = 4,1 - 0,0016 \cdot \left( \frac{1600 + 350}{2} \right) = 2,54, \text{ Вт/(м·К)}.$$

Тепловой поток через стенку толщиной  $b_1 = 0,75 \cdot \delta_1 = 0,75 \cdot 0,46 = 0,345$  м в первом приближении составляет

$$q'_1 = \frac{\frac{t_1 - t_b}{b_1} + \frac{1}{\alpha_{нар}}}{\frac{1}{\lambda_1} + \frac{1}{\alpha_{нар}}} = \frac{\frac{1600 - 20}{0,345} + \frac{1}{31,35}}{\frac{1}{2,54} + \frac{1}{31,35}} \approx 9420 \text{ Вт/м}^2,$$

где  $\alpha_{нар} = 31,35$  Вт/(м<sup>2</sup>·К) – коэффициент теплоотдачи с поверхности кожуха.

Уточняем температуру  $t'_2$  по формуле

$$t'_2 = t'_1 - q'_1 \cdot \frac{b_1}{\lambda_1} = 1600 - 9420 \cdot \frac{0,345}{2,54} = 321 \text{ °С}.$$

Относительная погрешность равна

$$\Delta = \frac{350 - 321}{321} \cdot 100 \approx 9 \% > 5 \%.$$

Поэтому для расчета удельного теплового потока во втором приближении принимаем  $t'_2 = 330$  °С.

При этих условиях

$$\lambda'' = 4,1 - 0,0016 \cdot \left( \frac{1600 + 330}{2} \right) = 2,56 \text{ Вт/(м·К)};$$

$$q_1'' = \frac{1600 - 20}{\frac{0,345}{2,56} + \frac{1}{29,2}} \approx 9354 \text{ Вт/м}^2.$$

Проверяем

$$t_2'' = t_1 - q_1'' \cdot \frac{b_1}{\lambda} = 1600 - 9354 \cdot \frac{0,345}{2,56} \approx 336 \text{ °С};$$

$$\Delta = \frac{336 - 330}{336} \cdot 100 = 1,8 \% < 5 \%$$

Для среднего участка стены при толщине огнеупорной кладки  $b_2 = 0,75 \cdot \delta_2 = 0,75 \cdot 0,38 = 0,285$  м задаемся температурой кожуха  $t'_2 = 360$  °С и определяем коэффициент теплопроводности:

$$\lambda_2 = 4,1 - 0,0016 \cdot t_{\text{ср}} = 4,1 - 0,0016 \cdot \left( \frac{1600 + 360}{2} \right) = 2,53 \text{ Вт/(м·К)}.$$

Тепловой поток через стенку равен

$$q'_2 = \frac{t_1 - t_{\text{в}}}{\frac{b_2}{\lambda_2} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,285}{2,53} + \frac{1}{32,18}} \approx 10990 \text{ Вт/м}^2.$$



Уточняем температуру:

$$t_2' = 1600 - 10990 \cdot \frac{0,285}{2,53} = 362 \text{ }^\circ\text{C}.$$

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

Для верхнего участка стен при толщине огнеупорной кладки  $b_3 = 0,75 \cdot \delta_3 = 0,75 \cdot 0,300 = 0,225$  м задаемся температурой кожуха  $t_2' = 400$  °С.

Коэффициент теплопроводности

$$\lambda_3 = 4,1 - 0,0016 \cdot t_{\text{ср}} = 4,1 - 0,0016 \cdot \left( \frac{1600 + 400}{2} \right) = 2,5 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)};$$

$$q_3' = \frac{t_1 - t_в}{\frac{b_3}{\lambda_3} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,225}{2,5} + \frac{1}{35,5}} \approx 13370 \text{ Вт/м}^2.$$

Проверяем

$$t_2' = t_1 - q_3' \cdot \frac{b_3}{\lambda_3} = 1600 - 13370 \cdot \frac{0,225}{2,5} \approx 397 \text{ }^\circ\text{C}.$$

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

Расчетная внешняя поверхность каждого участка стен равна

$$F_{\text{ст}} = \frac{\pi \cdot D_{\text{к.нар}} \cdot H_{\text{пл}}}{3} = \frac{3,14 \cdot 10 \cdot 2,9}{3} = 30,37 \text{ м}^2.$$

Суммарные тепловые потери через стены

$$Q_{\text{ст}} = \frac{(q_1 + q_2 + q_3)}{3} \cdot F_{\text{ст}} = \\ = (9380 + 10990 + 13370) \cdot 30,37 = 1024684 \text{ Вт.}$$

*Тепловые потери через футеровку свода.* В качестве материала свода используется магнезитохромитовый кирпич длиной 460 мм, что и для нижнего участка стены. Если принять расчетную температуру внутренней поверхности свода, как и для стены,  $t_1 = 1600$  °С, то удельные тепловые потери через футеровку свода должны быть такими же, как 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  $F_{\text{св}}$ .

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

$$F_{\text{св}} = 2 \cdot \pi \cdot R \cdot h = 2 \cdot 3,14 \cdot 9,0 \cdot 1,1 = 62,2 \text{ м}^2,$$

где  $R = D_{\text{ст}} = 9,0$  м;  $h = h_{\text{стр}} = 1,1$  м.

Тепловые потери свода при средней толщине огнеупорной кладки, равной  $b = 0,75 \cdot \delta = 0,75 \cdot 0,46 = 0,345$  м, составляют

$$Q_{\text{св}} = q_1 \cdot F_{\text{св}} = 9380 \cdot 62,2 = 584374 \text{ Вт.}$$

*Тепловые потери через футеровку подины ниже уровня откосов.* При конструировании подины было принято, что огнеупорная часть подины выполняется из пяти слоев магнезитового кирпича марки МП-91 «на ребро» ( $5 \times 115$  мм) и набивки толщиной 125 мм из магнезитового порошка, замешанного на смеси смолы и пека. Для упрощения расчета коэффициент

теплопроводности набивки принимаем таким же, как и для магнетитового кирпича. Для плотного магнетита марки МП-91 (таблица Б.3, приложение Б)  $\lambda = 13,8 - 7,6 \cdot 10^{-3} \cdot t_{\text{ср}}$ .

Теплоизоляционная часть футеровки выполняется из трех слоев легковесного шамота типа ШЛБ-1, 3, «на плашку» суммарной толщиной 195 мм, слоя шамотного порошка толщиной 45 мм и листового асбеста толщиной 10 мм. Для упрощения расчета заменяем слой порошка и асбеста слоем легковесного шамота «на плашку» марки ШЛБ-1, 3, т.е. толщина теплоизоляционной части равна 260 мм. Коэффициент теплопроводности такого кирпича  $\lambda = 0,5 + 0,36 \cdot 10^{-3} \cdot t_{\text{ср}}$ .

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

При этих условиях

$$\begin{aligned} \lambda'_1 &= 13,8 - 7,6 \cdot 10^{-3} \cdot t_{\text{ср}} = \\ &= 13,8 - 7,6 \cdot 10^{-3} \cdot \left( \frac{1600 + 1000}{2} \right) = 3,9 \text{ Вт/(м} \cdot \text{К)}; \\ \lambda'_2 &= 0,5 + 0,36 \cdot 10^{-3} \cdot \left( \frac{1000 + 200}{2} \right) = 0,716 \text{ Вт/(м} \cdot \text{К)}; \\ \alpha'_{\text{нар}} &= 17 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{К)}. \end{aligned}$$

Удельные тепловые потери в первом приближении

$$q'_1 = \frac{t_1 - t_{\text{в}}}{\frac{b_1}{\lambda'_1} + \frac{b_2}{\lambda'_2} + \frac{1}{\alpha'_{\text{нар}}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,7}{3,9} + \frac{0,26}{0,716} + \frac{1}{17}} \approx 2630 \text{ Вт/м}^2.$$

Уточняем принятые температуры

$$t_2' = t_1 - q_1' \cdot \frac{b_1}{\lambda_1'} = 1600 - 2630 \cdot \frac{0,7}{3,9} \approx 1132 \text{ }^\circ\text{C};$$

$$t_3' = t_B + q_1' \cdot \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}'} = 20 + 2630 \cdot \frac{1}{17} \approx 175 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Для расчета удельных потерь во втором приближении принимаем температуру  $t_2'' = 1100 \text{ }^\circ\text{C}$  и  $t_3'' = 175 \text{ }^\circ\text{C}$ . При этих условиях

$$\begin{aligned} \lambda_1'' &= 13,8 - 7,6 \cdot 10^{-3} \cdot t_{\text{ср}} = \\ &= 13,8 - 7,6 \cdot 10^{-3} \cdot \left( \frac{1600 + 1100}{2} \right) = 3,55 \text{ Вт/(м} \cdot \text{К)}; \end{aligned}$$

$$\lambda_2'' = 0,5 + 0,36 \cdot 10^{-3} \cdot \left( \frac{1100 + 175}{2} \right) = 0,73 \text{ Вт/(м} \cdot \text{К)};$$

$$\alpha_{\text{нар}}'' = 16,35 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{К)}.$$

Удельные тепловые потери во втором приближении

$$q_1'' = \frac{t_1 - t_B}{\frac{b_1}{\lambda_1''} + \frac{b_2}{\lambda_2''} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}''}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,7}{3,55} + \frac{0,26}{0,73} + \frac{1}{16,35}} \approx 2570 \text{ Вт/м}^2.$$

Проверяем температуры

$$t_2'' = t_1 - q_1'' \cdot \frac{b_1}{\lambda_1''} = 1600 - 2570 \cdot \frac{0,7}{3,55} \approx 1093 \text{ }^\circ\text{C};$$

$$t_3'' = t_B + q_1'' \cdot \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}} = 20 + 2570 \cdot \frac{1}{16,35} \approx 177 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Проверка показала, что температуры  $t_2''$  и  $t_3''$  были выбраны правильно.

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  $F_{\text{св}}$ , и цилиндрической поверхности  $F_2$ , определяемой диаметром  $D_{\text{к.от}}$  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

$$\begin{aligned} F_{\text{п}} &= F_1 + F_2 = F_{\text{св}} + \pi D_{\text{к.от}} (H_B - H_c) = \\ &= 62,2 + 3,14 \cdot 9,07(1,67 - 0,29) = 101,5 \text{ м}^2. \end{aligned}$$

Тепловые потери через футеровку подины

$$Q_{\text{п}} = q_1'' \cdot F_{\text{п}} = 2570 \cdot 101,5 = 260855 \text{ Вт}.$$

Суммарные потери теплоты теплопроводностью через футеровку за период плавления равны

$$\begin{aligned} Q_3' &= (Q_{\text{ст}} + Q_{\text{св}} + Q_{\text{п}}) \cdot \tau_{\text{пл}} = (1024684 + 584374 + 261855) \times \\ &\times 1,75 \cdot 3600 = 11781 \text{ МДж или } 3272,5 \text{ кВт} \cdot \text{ч}. \end{aligned}$$

*Определение тепловых потерь через открытое рабочее окно с охлаждающей водой и уходящими печными газами  $Q_4$ .*

*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. Суммарные потери теплоты в этом случае рассчитываются по формуле

$$Q_{4п} = c_0 \cdot \left( \frac{T_{п}}{100} \right)^4 \cdot F \cdot \phi \cdot \tau \text{ Дж}, \quad (6.12)$$

где  $c_0 = 5,7 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$  – коэффициент излучения абсолютно черного тела;  $\phi$  – коэффициент диафрагмирования отверстия;  $T_{п}$  – средняя температура в печи, К;  $F$  – площадь рабочего окна,  $\text{м}^2$ ;  $\tau$  – время, в течение которого окно открыто, с.

При расчете следует иметь в виду, что при наличии водоохлаждаемого обрамления оконного отверстия коэффициент диафрагмирования отверстия должен приниматься равным 1,0.

### **Пример 6. Определение тепловых потерь излучением через рабочее окно с водоохлаждаемой дверцей ДСП емкостью 300 т**

Площадь рабочего окна равна

$$F = b \cdot h = 1,6 \cdot 1,12 = 1,792 \approx 1,8 \text{ м}^2.$$

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  $t = 1600 \text{ }^\circ\text{С}$ , коэффициент диафрагмирования  $\phi = 1$ . Тогда искомые тепловые потери излучением через рабочее окно определяем по формуле

$$Q'_{4л} = c_0 \cdot \left( \frac{T_{п}}{100} \right)^4 \cdot F \cdot \phi \cdot \tau = 5,7 \cdot \left( \frac{1873}{100} \right)^4 \cdot 1,8 \cdot 0,33 \cdot 3600 = \\ = 1492,2 \text{ МДж или } 416,7 \text{ кВт}\cdot\text{ч}.$$

Полученное значение потерь излучением через рабочее окно составляет около 70 % тепловых потерь через футеровку печи.

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

Количество выбрасываемых из печи технологических газов при подсосах воздуха составляет 350...450 м<sup>3</sup>/(т·ч), без подсосов – 80...100 м<sup>3</sup>/(т·ч).

*При расчете курсового проекта объем (масса) уходящих газов берется из расчета материального баланса плавки (см. таблицу 3.8).*

Теплота, теряемая печью с уходящими газами, рассчитывается по уравнению

$$Q'_{4г} = V_0 \cdot c_{yx} \cdot t_{yx}, \text{ Дж}, \quad (6.13)$$

где  $V_0$  – объем уходящих газов, м<sup>3</sup>;  $c_{yx}$  – средняя теплоемкость газов, Вт/(м<sup>3</sup>·°С);  $t_{yx}$  – средняя температура уходящих газов, °С.

### **Пример 7. Определение тепловых потерь с газами ДСП-300**

Объем уходящих газов берется из материального баланса. Теплоемкость газов приблизительно можно принять равной теплоемкости воздуха.

Если принять среднюю температуру печных газов  $t_{yx} = 1500$  °С, то теплоемкость воздуха  $c_B = 1,470 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot \text{°С}}$ .

В примере принимается, что объем уходящих газов равен 80 кг/(т·ч). Тепловые потери с уходящими печными газами

$$\begin{aligned} Q'_{4г} &= V_o \cdot c_{yx} \cdot t_{yx} \cdot \tau = 80 \cdot 300 \cdot 1470 \cdot 1500 \cdot 1,75 = \\ &= 92610000 = 92610 \text{ МДж} \end{aligned}$$

$$\text{или } \frac{92610}{3,6} = 25725 \text{ кВт}\cdot\text{ч},$$

где  $3,6^{-1}$  – коэффициент пересчета МДж в кВт·ч.

*Потери теплоты с охлаждающей водой.* Потери теплоты с охлаждающей водой рассчитываются по формуле

$$Q'_{4в} = V_B \cdot c_B \cdot (t_{в.г} - t_{в.х}), \text{ Дж}, \quad (6.14)$$

где  $V_B$  – расход воды через водоохлаждаемые элементы;  $c_B$  – теплоемкость воды, Дж/(м<sup>3</sup>·К);  $t_{в.г}$  – температура уходящей воды (не должна превышать 40...45 °С во избежание интенсивного осаждения накипи на поверхности), °С;  $t_{в.х}$  – температура воды в заводской магистрали, °С. Обычно  $t_{в.х} = 20$  °С.

Потери при охлаждении водой рамы рабочего окна, сводовых уплотняющих колец и электрододержателей не превышают 1...3 %.

В современных дуговых печах потери с охлаждающей водой могут достигать 10 %. Поэтому потери теплоты с охлаждающей водой задаются преподавателем.



### Пример 8. Определение тепловых потерь с охлаждающей водой для ДСП-300

В случае если данные по расходу воды не предоставлены, то принимаем тепловые потери с охлаждающей водой равными 2 % от затрат теплоты на нагрев, расплавление и перегрев металла и шлака, т.е.

$$Q'_{4в} = \frac{463190 \cdot 2}{100} = 9263,8 \text{ МДж или } 2573 \text{ кВт}\cdot\text{ч.}$$

Суммарные тепловые потери по этой статье равны

$$Q_4' = Q'_{4л} + Q'_{4г} + Q'_{4в} = 1492,2 + 92610 + 9263,8 = 103366 \text{ МДж}$$

или 28711,7 кВт·ч.

*Теплота, аккумулированная кладкой.* Тепловые потери печи в период межплавочного простоя можно определить следующим образом:

$$Q_5' = (Q_3' + Q'_{4л} + Q'_{4г} + Q'_{4в}) \cdot k_n, \quad (6.15)$$

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

### Пример 9. Определение мощности тепловых потерь в период межплавочного простоя ДСП-300 по данным примеров 4, 5, 6 и 7

Принимая коэффициент неучтенных тепловых потерь  $k_n = 0,2$ , определяем искомые потери, используя полученные в предыдущих примерах значения:

$$Q_5' = (Q_3' + Q_{4л}' + Q_{4г}' + Q_{4в}') \cdot k_n =$$

$$= (11781 + 103366) \cdot 0,2 = 105722,2 \text{ МДж или } 29928,2 \text{ кВт} \cdot \text{ч.}$$

*Электроэнергия периода расплавления.* Суммарное количество электрической энергии, которую необходимо выделить в дуговой сталеплавильной печи в период расплавления, можно найти из выражения

$$W_{эл} = \frac{Q_1' + Q_3' + Q_4' + Q_5' - Q_3 - Q_4}{\eta_{эл}}, \quad (6.16)$$

где  $W_{эл}$  – суммарное количество электроэнергии периода расплавления, МДж;  $Q_1'$  – полезная энергия периода расплавления, МДж;  $Q_3$  – теплота экзотермических реакций, протекающих в ванне в период расплавления, МДж;  $Q_4$  – теплота от окисления графитовых электродов, МДж;  $\eta_{эл}$  – электрический КПД.

### **Пример 10. Определение суммарного количества электрической энергии ДСП-300 по данным примеров 4–8**

Теплоту от экзотермических реакций окисления и теплоту от окисления графитированных электродов находим по формулам (6.5)...(6.7), учитывая расчет материального баланса плавки.

Для расчета в примере примем  $Q_3 = 138957$  МДж или 38600 кВт·ч;  $Q_4 = 18090$  МДж или 5025 кВт·ч.

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

$$W_{эл} = \frac{Q_1' + Q_3' + Q_4' + Q_5' - Q_3 - Q_4}{\eta_{эл}} =$$

$$= \frac{463190 + 11781 + 103366 + 105722,2 - 138957 - 18090}{0,9} =$$

$$= 585569,1 \text{ МДж.}$$

## 7 Определение мощности печного трансформатора

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

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

$$P_{\text{акт.ср}} = \frac{W_{\text{эл}}}{\tau_{\text{р.т}}}, \text{ Вт}, \quad (7.1)$$

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

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

$$\zeta = \frac{P_{\text{акт.ср}}}{k_{\text{исп}} \cdot \cos \varphi}, \text{ Вт}, \quad (7.2)$$

где  $k_{\text{исп}}$  – коэффициент использования печного трансформатора в период расплавления, принимается в пределах 0,8...0,9;  
 $\cos \varphi$  – средний коэффициент мощности электропечной установки в период расплавления.

### Пример 11. Определение мощности трансформатора ДСП-300 по данным примера 10

Принимая длительность расплавления «под током»  $\tau_{\text{р.т}} = 1,5$  ч, определяем среднюю активную мощность печи в период расплавления:

$$P_{\text{акт.ср}} = \frac{W_{\text{эл}}}{\tau_{\text{р.т}}} = \frac{585569,1}{1,5 \cdot 3600} = 108,44 \text{ МВт (МВ} \cdot \text{А)}.$$

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

$$\zeta = \frac{P_{акт.ср}}{k_{исп} \cdot \cos \varphi} = \frac{108,44}{0,8 \cdot 0,85} = 159,47 \text{ МВ} \cdot \text{А.}$$

Удельная средняя активная мощность печи

$$\frac{P_{акт.ср}}{M} = \frac{108,44}{300} = 0,36 \text{ МВт/т.}$$

Результаты расчета энергетического баланса сводим в таблицу 7.1.

Таблица 7.1 – Энергетический (тепловой) баланс периода плавления ДСП-300

№	Приход	МДж	%	№	Расход	МДж	%
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Теплота, вносимая в печь с электроэнергией	585569,1	79	1	Теплота, израсходованная на нагрев, расплавление, перегрев металла и шлака	463190	62
2	Теплота экзотермических реакций, протекающих в ванне	138957	19	2	Тепловые потери теплопроводностью через футеровку	11781	2
3	Теплота, вносимая в печь с шихтой	–	–	3	Теплота, израсходованная на проведение эндотермических реакций в ванне	–	–

Окончание табл. 7.1

1	2	3	4	5	6	7	8
4	Теплота от окисления графитовых электродов	18090	2	4	Тепловые потери с излучением, охлаждающей водой и печными газами	103366	14
				5	Теплота, аккумулированная кладкой	105722,2	14
				6	Потери вследствие неполноты трансформации электроэнергии, равные $(1 - \eta_{эл}) \cdot W$	58556,9	8
	ИТОГО	742616,1	100		ИТОГО	742616,1	100

## Литература

1. Металлургические печи. Теория и расчеты. В 2 т. / В.И. Тимошпольский [и др.]; под. общ. ред. В.И. Тимошпольского. – Минск: Белорусская наука, 2007.
2. Тепло- и массообмен: учебное пособие. В 2 ч. Ч. 1 / Б.М. Хрусталев и [др.]; под. общ. ред. А.П. Несенчука. – Минск: БНТУ, 2007. – 543 с.
3. Кривандин, В.А., Белоусов, В.В., Сборщиков, Г.С. Теплотехника металлургического производства. Конструкция и работа печей: учебное пособие для вузов. – М.: МИСИС, 2001. – 736 с.
4. Несенчук, А.П., Тимошпольский, В.И., Трусова, И.А. Промышленные теплотехнологии: Машиностроение: учебник. В 5 ч. Ч. 5 / Под общ. ред. А.П. Несенчука, В.И. Тимошпольского. – Минск: Выш. школа, 1997–2000.
5. Матрюков, Б.С. Теория, конструкции и расчеты металлургических печей. – М.: Металлургия, 1986.
6. Тимошпольский, В.И. Теплообмен и тепловые режимы в промышленных печах / Под общ. ред. В.И. Тимошпольского. – Минск: Выш. школа, 1992.
7. Кудрин, В.А. Теория и технология производства стали: учебник для вузов. – М.: Мир, 2003. – 528 с.
8. Стальной слиток. В 3 т. / В.И. Тимошпольский [и др.]; под общ. ред. В.И. Тимошпольского. – Минск: Белорусская наука, 2001.
9. Тимошпольский, В.И. Теплотехнологические основы металлургических процессов и агрегатов высшего уровня. – Минск: Навука і тэхніка, 1995. – 256 с.
10. Теплотехнические расчеты металлургических печей: учебное пособие / Б.Ф. Зоблин [и др.]. – М.: Металлургия, 1982. – 360 с.
11. Теплотехнология металлургических минизаводов / В.И. Тимошпольский [и др.]. – Минск: Навука і тэхніка, 1992. – 158 с.
12. Лукашин, Н.Д., Кохан, Л.С., Якушев, А.М. Конструкция и расчет машин и агрегатов металлургических заводов: учебник для вузов. – М.: Академкнига, 2003. – 456 с.

**ПРИЛОЖЕНИЯ**  
**ПРИЛОЖЕНИЕ А**

*Образец оформления обложки курсового проекта*

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ**  
**БЕЛОРУССКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ**  
**Механико-технологический факультет**  
**Кафедра «Металлургические технологии»**

**КУРСОВОЙ ПРОЕКТ**

**по дисциплине «РАСЧЕТ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЭДП»**

Тема: \_\_\_\_\_

Исполнитель: \_\_\_\_\_  
(студент № группы) (фамилия, имя, отчество)

Руководитель проекта: \_\_\_\_\_  
(ученое звание, ученая степень, должность) (фамилия, имя, отчество)

Минск 2007

*Образец оформления титульного листа курсового проекта*

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ  
БЕЛОРУССКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ**

**Механико-технологический факультет  
Кафедра «Металлургические технологии»**

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**

**к курсовому проекту**

**по дисциплине «РАСЧЕТ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЭДП»**

Тема: \_\_\_\_\_

Исполнитель: \_\_\_\_\_

*(подпись)*

*(фамилия, имя, отчество)*

Руководитель проекта: \_\_\_\_\_

*(подпись)*

*(фамилия, имя, отчество)*

Минск 2007



## ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Таблица Б.1 – Коэффициенты теплоотдачи  $\alpha_{\text{нар}}$  Вт/м<sup>2</sup>·°С при температуре окружающего пространства 20 °С

Температура поверхности, °С	Положение поверхности			Температура поверхности, °С	Положение поверхности		
	горизонтальное, обращенное вверх	вертикальное	горизонтальное, обращенное вниз		горизонтальное, обращенное вверх	вертикальное	горизонтальное, обращенное вниз
25	10,0	8,9	7,6	80	15,2	13,4	10,8
30	10,7	9,5	8,0	90	16,0	14,1	11,4
35	11,0	10,2	8,4	100	16,7	14,6	11,9
40	12,0	10,6	8,6	125	18,5	16,3	13,2
45	12,3	10,8	8,8	150	19,9	17,6	14,4
50	13,1	11,5	9,4	200	22,9	20,3	17,0
60	14,5	12,2	9,9	300	29,8	27,2	23,2
70	14,8	12,0	10,6	400	38,5	35,5	31,3
				500	49,5	45,9	41,6

Таблица Б.2 – Время плавления и удельный расход электроэнергии при различном значении  $\frac{\zeta_{\text{н}}}{M}$

$\frac{\zeta_{\text{н}}}{M}$ , кВА/т	$\frac{P_{\text{ср}}}{M}$ , кВт/т	Продолжительность плавления, ч		$\eta_{\text{эл}}$	$W_2$ , кВт·ч/т
		$\tau_{\text{ток}}$	$T_{\text{пл}}$		
300	168	2,61	2,78	0,78	438
400	224	1,89	2,06	0,8	423
500	280	1,48	1,65	0,81	414
600	336	1,22	1,39	0,83	410
700	392	1,04	1,21	0,84	408
800	448	0,91	1,09	0,85	405
900	504	0,81	0,99	0,85	403

Таблица Б.3 – Основные свойства некоторых огнеупорных материалов

№	Наименование	Кажущаяся плотность, кг/м <sup>3</sup>	Коэффициент теплопроводности $\lambda$ , Вт/(м·°С)	Предельная температура применения, °С
1	Шамот марки ШБ общего назначения	1900	$0,9 + 0,3 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1350
2	Шамот легковесный марки ШЛБ-1, 3	1300	$0,5 + 0,36 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1300
3	Шамот легковесный марки ШЛБ-1	1000	$0,35 + 0,35 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1300
4	Динас	1900	$1,4 + 0,66 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1660
5	Динас легковесный типа ДЛ-1, 2	1200	$0,41 + 0,79 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1550
6	Высокоглиноземистый огнеупор марки МЛО-62	240	$1,71 - 0,23 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1600
7	Магнезит плотный марки ММ-89 и МП-91	3000	$13,8 - 7,6 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1700
8	Магнезит обычный марки М-91	2700	$13,8 - 7,6 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1700
9	Хромомагнезит	2800	$2,65 - 0,76 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1600
10	Магнезитохромитовый огнеупорный кирпич МХСО	2800	$3,88 - 1,48 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1600
11	Хромитовый кирпич	3000	$1,3 + 0,41 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1650
12	Пеношамот	600	$0,1 + 0,145 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	1300
13	Асбест	500	$0,107 + 0,19 \cdot 10^{-3} \cdot t_{cp}$	700
14	Минеральная стекляннная вата	200	$0,047 + 0,87 \cdot t_{cp}$	500

Таблица Б.4 – Коэффициенты усвоения легирующих и раскисляющих элементов из ферросплавов и легированного лома

Легирующие элементы	Содержание в стали, %	Коэффициент усвоения, %	
		из ферросплава	из легированного лома
Марганец	менее 5,0	90	60*) (85)
	более 5,0	85	40*) (85)
Кремний		75	
Хром	менее 3,0	95	85*) (90)
	более 3,0	95	80*) (85)
Никель		97	97
Вольфрам		95	95
Ванадий		90	20*) (50)
Молибден		97	95
Кобальт		97	95
Титан		50-70	–
Ниобий		85	50*) (80)
Бор, цирконий, церий, медь		50	95
		97	
Алюминий, селен		75	
Сера		95	
Фосфор		80	
Азот		70	
Кальций		80	

\*) Коэффициент усвоения легирующего элемента из легированного лома при выплавке стали методом переплава с применением кислорода.

Таблица Б.5 – Примерный состав некоторых шлакообразующих материалов

Наименование	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuF <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	S
Известь свежеобожженная	92,0	3,3	2,5	1,0	0,6			0,1	0,2	0,2	0,1
Агломерат	11,0	0,8	8,7	Fe-54,0							
				FeO-14,0							
Плавиковый шпат	0,4		3,1	0,2	0,8	95,0			0,3		0,2
Песок			97,0	1,0	2,0						
Магнезитохромит	2,0	66,0	6,5	4,0	11,5		10,0				
Магнезит	3,5	90,25	3,45	0,8	2,0						
Шамот	0,7	0,3	62,0	35,0	2,0						

Учебное издание

## РАСЧЕТ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЭДП

Методические указания  
к выполнению курсового проекта  
для студентов специальности  
1-42 01 01 «Металлургическое производство  
и материалобработка»

Составители:

ТИМОШПОЛЬСКИЙ Владимир Исаакович  
ТРУСОВА Ирина Александровна  
КЛИМОВИЧ Галина Анатольевна и др.

Редактор Н.В. Артюшевская  
Технический редактор О.В. Дубовик  
Компьютерная верстка О.В. Дубовик

---

Подписано в печать 17.10.2007.

Формат 60×84<sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бумага офсетная.

Отпечатано на ризографе. Гарнитура Таймс.

Усл. печ. л. 3,95. Уч.-изд. л. 3,09. Тираж 100. Заказ 754.

---

Издатель и полиграфическое исполнение:

Белорусский национальный технический университет.

ЛИ № 02330/0131627 от 01.04.2004.

220013, Минск, проспект Независимости, 65.