

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 контрольным работам 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»
заочной формы обучения**

Гомель 2013

УДК 669.041(075.8)
ББК 34.314я73
Ж34

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

Рецензенты: канд. техн. наук, доц. каф. «Инженерная графика» ГГТУ им. П. О. Сухого
А. М. Селютин

Жаранов, В. А.

Ж34 Расчет и проектирование электропечей : метод. указания к контрол. работам по одно-им. курсу для студентов специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалообработка (по направлениям)» направления 1-42 01 01-01 «Металлургическое производство и материалообработка (металлургия)», специализации 1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия черных и цветных металлов» заоч. формы обучения / В. А. Жаранов. – Гомель : ГГТУ им. П. О. Сухого, 2013. – 155 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/StartEK/>. – Загл. с титул. экрана.

В методических указаниях представлены задания, теоретические сведения и общие требования к выполнению контрольной работы.

Для студентов специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалообработка (по направлениям)» направления 1-42 01 01-01 «Металлургическое производство и материалообработка (металлургия)», специализации 1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия черных и цветных металлов» заочной формы обучения.

УДК 669.041(075.8)
ББК 34.314я73

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

СОДЕРЖАНИЕ

1 ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ	5
2 ТЕМАТИКА ЗАДАНИЙ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ	6
3 МЕТОДИКА РАСЧЕТА ДУГОВЫХ ПЕЧЕЙ	7
3.1 Технические характеристики	7
3.2 Выбор основных электрических параметров дуговых сталеплавильных печей	12
3.3 Выбор сечения токоподводов и размера электродов	21
3.4 Определение основных размеров плавильного пространства	25
3.5 Футеровка дуговой сталеплавильной печи	31
4 РАСЧЕТ ПЕЧЕЙ СОПРОТИВЛЕНИЯ	40
4.1 Тепловой расчет	40
4.2 Определение установленной мощности	42
4.3 Расчет полезной мощности	43
4.4 Расчет тепловых потерь	45
4.5 Режимы работы печи	50
4.5.1 Режим нагрева	51
4.5.2 Режим изотермической выдержки	51
4.6 Рекомендации по выбору футеровочных материалов	51
4.7 Расчет и конструирование нагревательных элементов	53
4.7.1 Рекомендации по выбору материала и конструированию нагревателей	54
4.7.2 Рекомендации по конструированию металлических нагревателей	57
4.8 Определение допустимой удельной поверхности мощности нагревателя	64
4.9 Расчет размеров нагревателей	68
4.10 Определение ориентировочного срока службы нагревателей	71
4.11 Порядок расчета нагревателей	73
5 РАСЧЕТ РУДНОТЕРМИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ	76
5.1 Общие сведения	76
5.2 Распределение энергии в ванне печи	77
5.3 Маркировка руднотермических печей	79
5.4 Узлы печной установки	79
5.4.1 Ванна печи	79
5.4.2 Футеровка печей	84
5.4.3 Устройство герметизации печи	87
5.4.4 Система загрузки печи	89
5.4.5 Электроды	95
5.4.6 Электрооборудование руднотермических печей	96
5.5 Алгоритм расчёта	101

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	121
ПРИЛОЖЕНИЕ А – ИНДИВИДУАЛЬНЫЕ ЗАДАНИЯ ПО ВАРИАНТАМ (ЧАСТЬ 1)	125
ПРИЛОЖЕНИЕ Б – ИНДИВИДУАЛЬНЫЕ ЗАДАНИЯ ПО ВАРИАНТАМ (ЧАСТЬ 2)	127
ПРИЛОЖЕНИЕ В – ПРИМЕР РАСЧЕТА ДСП (ЕМКОСТЬ 120Т).....	129

1 ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

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

Целью контрольной работы является, закрепление ранее полученных теоретических знаний, приобретение навыков самостоятельной работы по проектированию.

Выполнение контрольной работы помогает систематизировать, расширить и углубить знания по изучаемому курсу. Знания, приобретаемые при выполнении приведенных заданий, окажутся необходимыми в дальнейшем в работе над курсовым проектом по данному предмету.

Задачами проектирования являются выбор оптимальной конструкции печи, определение ее размеров, электрических параметров и технико-экономических показателей, разработка системы охлаждения и механизмов печи, а также подбор комплектующего оборудования: источника питания, компенсирующей конденсаторной батареи, коммутирующей и измерительной аппаратуры, устройств автоматики, гидравлических или электрических приводов механизмов печи и т. д.

2 ТЕМАТИКА ЗАДАНИЙ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

Каждый студент должен выполнить контрольную работу, содержание которой приведено ниже. Работа оформляется с приложением необходимых рисунков и схем, которые можно выполнять на миллиметровой бумаге. Однотипные расчеты повторять не следует. Достаточно привести пример расчета и результаты представить в сводной таблице. Текст задания переписывать из методических указаний не требуется.

Контрольная работа предполагает выполнения задания, состоящего из двух основных частей:

1 – Расчетная часть, в соответствии с приведенной методикой и заданием по вариантам (ПРИЛОЖЕНИЕ А).

2 - Практико-теоретическая часть, описывающая приведенный в ПРИЛОЖЕНИИ Б вопрос.

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

Текстовый материал должен быть оформлен в соответствии с правилами оформления текстовых документов, установленными ГОСТ 2.105–95.

Графическая часть контрольной иллюстрирует результаты работы и выполняется карандашом черного цвета или с использованием средств ЭВМ (плоттеров и принтеров) на листах ватмана формата А3 (420x297 мм). Общее число графических листов - 2. Форматы и масштабы изображений, и их обозначение на чертежах установлены ГОСТ 2.301-68*

3 МЕТОДИКА РАСЧЕТА ДУГОВЫХ ПЕЧЕЙ

3.1 Технические характеристики

Основное назначение дуговой сталеплавильной печи (ДСП) – производство стали из металлолома (скрапа). В отличие от мартеновских печей и конверторов, работающих на природном топливе, в ДСП происходит выделение энергии за счёт горения электрической дуги между электродом и переплавляемым металлом. Такой способ нагрева позволяет достигнуть более высокой концентрации энергии по сравнению с традиционным топливом.

Процесс производства электростали весьма энергоёмок. Расход электроэнергии составляет (500–1000) кВтч/т. В связи с тем, что электроэнергия, как правило, дороже, чем эквивалентное количество природного топлива, себестоимость электростали получается выше, чем себестоимость мартеновской стали. Однако плавка в дуговой печи позволяет получать высококачественную легированную сталь, а так же перегретую сталь для фасонного литья, что не возможно при мартеновском производстве.

Дуговые сталеплавильные печи изготавливают с номинальной ёмкостью от 0,5 до 200 тонн. Основные технические данные отечественных печей приведены в таблицах 3.1 и 3.2. На рисунках 3.1 – 3.4 представлены общие виды нескольких типов печей ДСП.

Таблица 3.1 – Технические данные отечественных дуговых электропечей для фасонного литья

Данные печи	Тип печи				
	ДСП – 0,5	ДСП – 1,5	ДСП – 3,0	ДСП-6	ДЧМ-10
Номинальная ёмкость, т	0,5	1,5	3,0	6,0	10,0
Диаметр кожуха, мм	1700	2400	2950	3020	3200
Мощность трансформатора, квас	630	1250	2000	5000	2250
Вторичные напряжения, В	216 – 106	225 – 110 3200	243 – 124	291 – 130	125 – 105
Максимальный ток, А	1680	150	4800	8220	10 400
Диаметр графитированного электрода, мм	150	520	200	300	350
Диаметр распада электродов, мм	500		700	900	900
Диаметр ванны на уровне откосов, мм		1500			
Глубина ванны от порога, мм	1000	360	1800	2270	2350
Масса металлоконструкций, т	215	11,3	400	330	560
Удельный расчетный расход электроэнергии на расплавление, кВтч/т	5,2	550	28,8	45,0	23,6
	700		525	500	505

Таблица 3.2 – Технические данные отечественных дуговых электропечей для слитковой стали

Данные печи	Тип печи				
	ДСП-12	ДСП-25	ДСП-50	ДСП-100 НЗА	ДСП-200 И2
Номинальная ёмкость, т	12	25	50	100	200
Диаметр кожуха, мм	4260	4700	5800	6900	8500
Номинальная мощность трансформатора, кВ·А	9000	15 000	25 000	50 000	125 000
Первичное напряжение, кВ	6 или 10	6 или 10	35	38,5	110
Пределы вторичного напряжения, В	318–115	390–130	417–131	573–200	950–300
Максимальный ток печи, кА	16,5	23,5	34,6	63,6	87,0
Диаметр графитированного электрода, мм	350	400	500	610	610
Диаметр распада электродов, мм					
Ход электрода, мм	1000	1250	3500	1600	1600
	2250	2500	4560	3600	4500
Максимальная скорость перемещения электрода, м/мин	5	3,5	3,5	4,5	5,0
Диаметр ванны на уровне откосов, мм	2740	3540	4890	5600	7330
Глубина ванны от порога, мм	555	775	1950	1100	1480
Высота от порога до пят свода, мм	1365	1500	1776	2070	2720
Масса металлоконструкций, т	90	168	440	460	850
Удельный расчетный расход электроэнергии на расплавление твердой заковки, кВт·ч/т	470	460	430	405	400

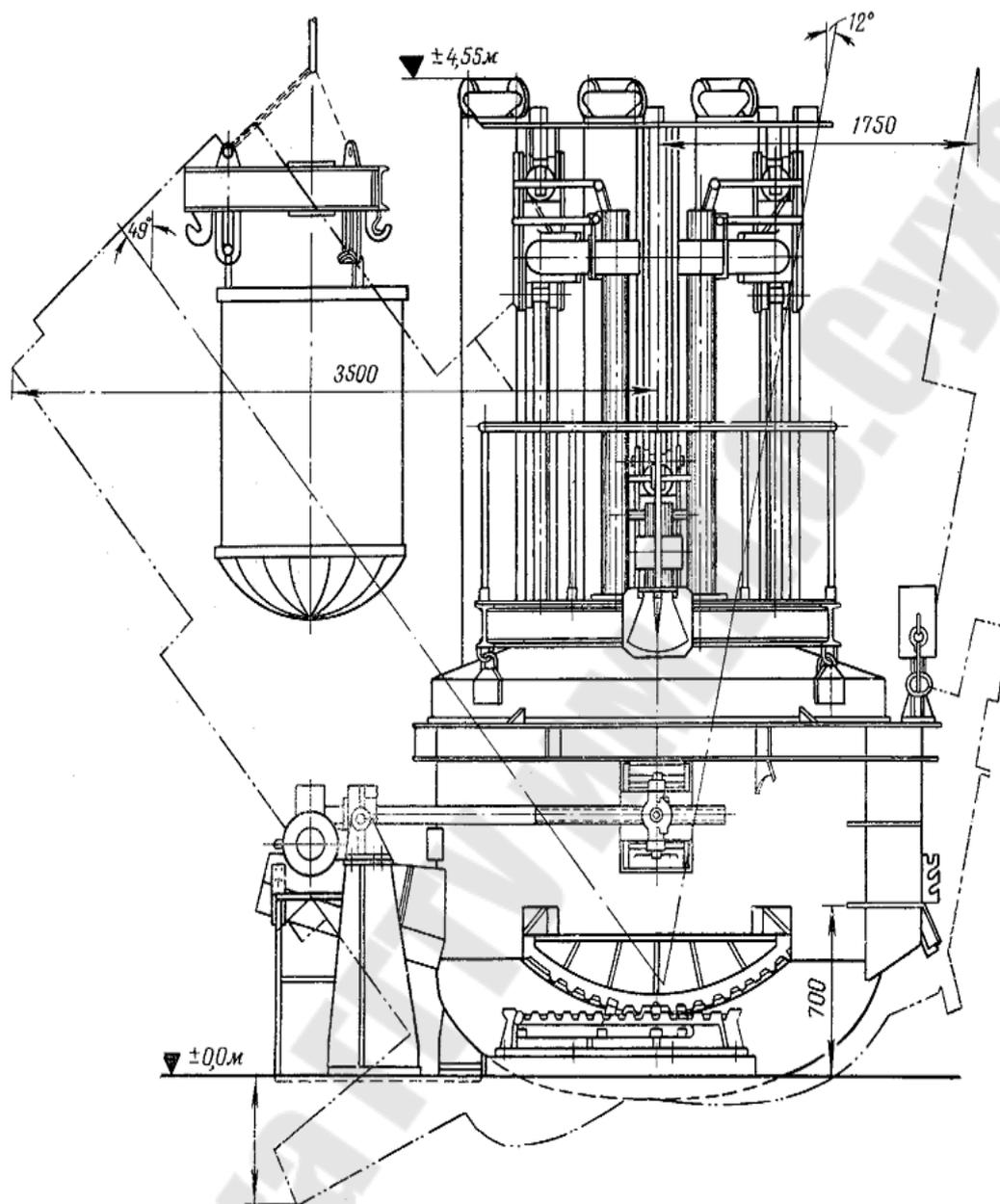
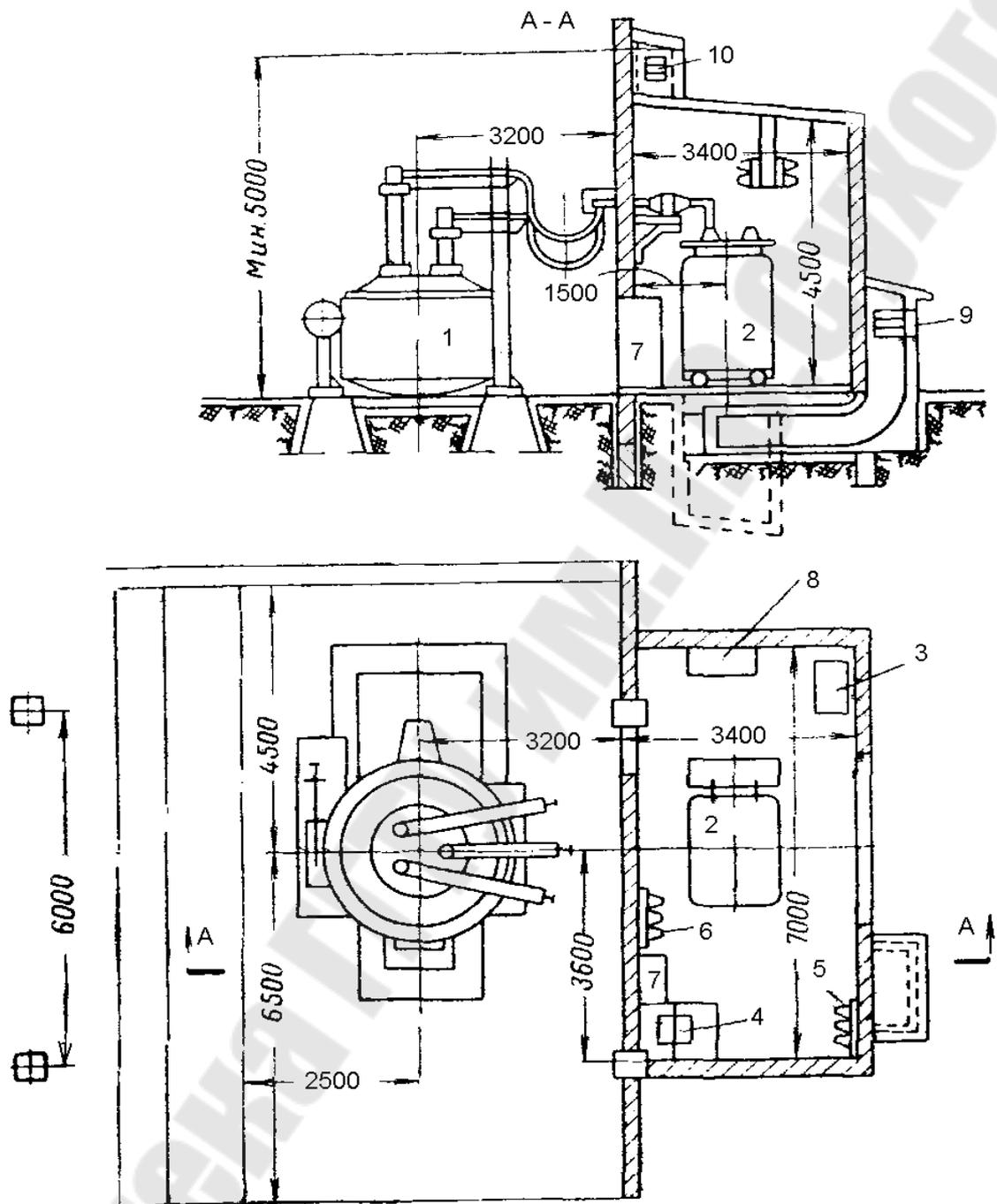
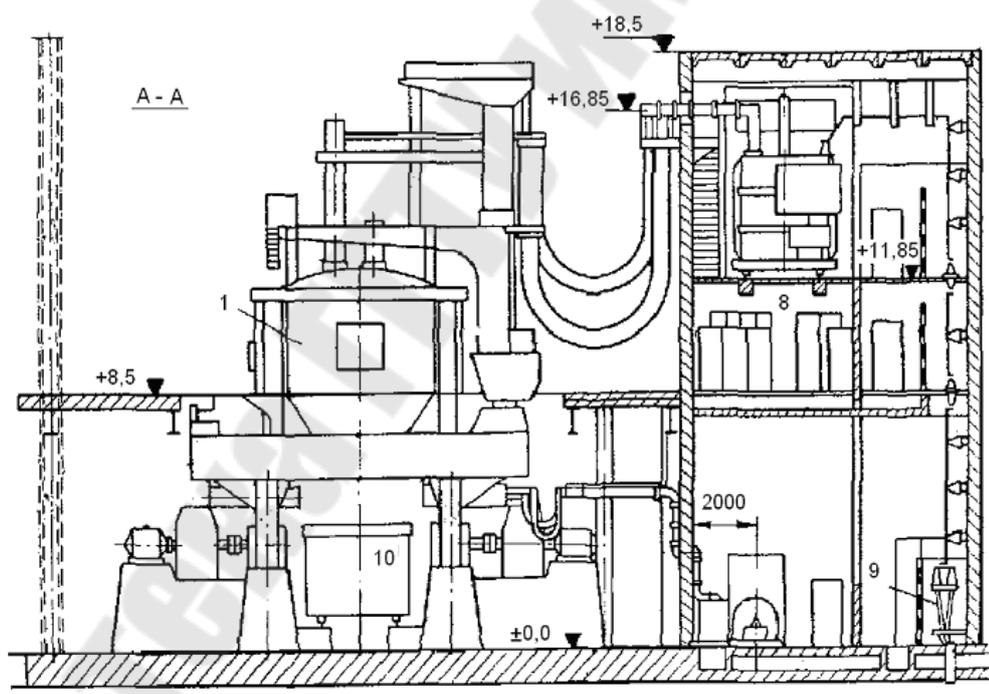
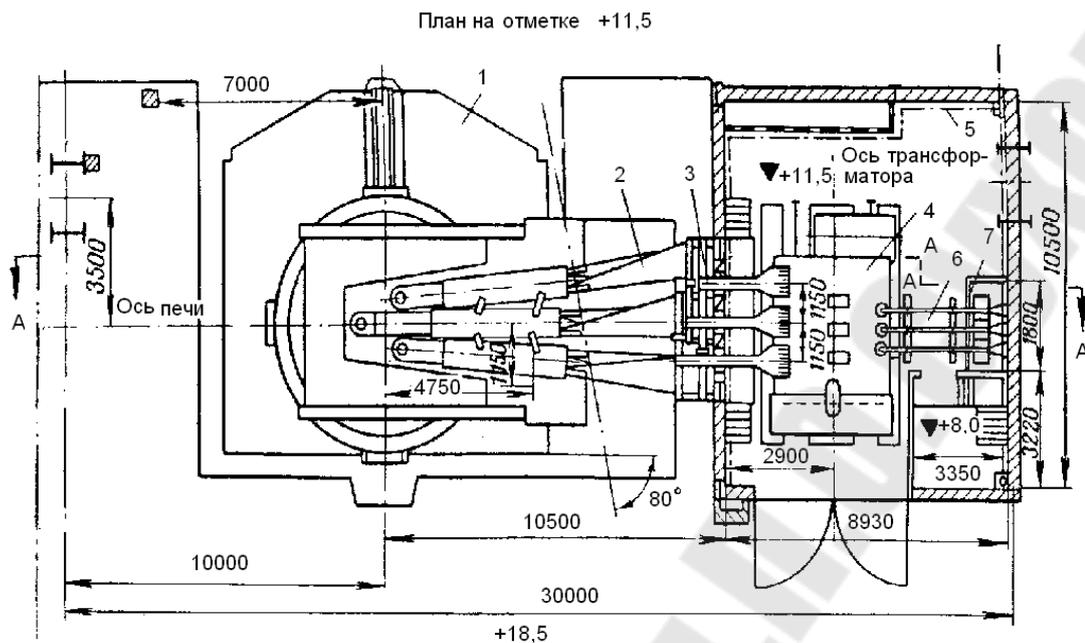


Рисунок 3.1 – Общий вид дуговой сталеплавильной печи ДСП – 1,5



1 – печь; 2 – трансформатор; 3 – мотор-генератор; 4 – масляный выключатель; 5 – ввод; 6 – разъединитель, шунтирующий дроссель; 7 – щит управления; 8 – щит автоматики; 9, 10 – вентиляция.
 Рисунок 3.2 – Типовая установка дуговой сталеплавильной печи ДСП – 1,5



1 – печь; 2 – гибкие водоохлаждаемые кабели; 3 – шинопровод;
 4 – трансформатор; 5 – заземление; 6, 7 – шины;
 8 – пультовое помещение; 9 – ввод; 10 – шлаковня.
 Рисунок 3.3 – План и разрез установки печи ДСП – 80.

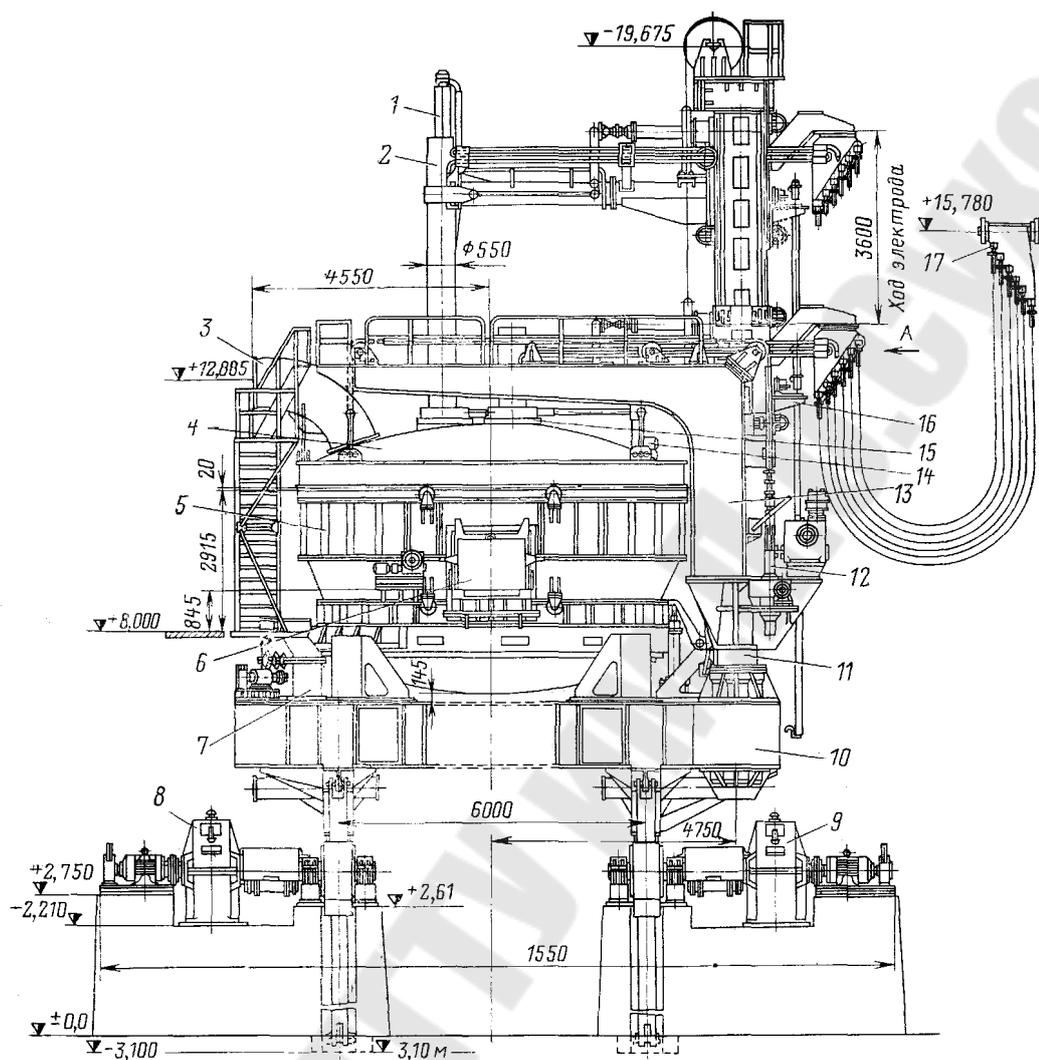


Рисунок 3.4 – Общий вид дуговой сталеплавильной печи ДСП – 100.

3.2 Выбор основных электрических параметров дуговых сталеплавильных печей

Основным параметром, характеризующим ДСП, принято считать её номинальную ёмкость. За рубежом иногда в качестве такого параметра принимают диаметр кожуха печи, считая, что в зависимости от местных условий фактическая загрузка изменяется в широких пределах по сравнению с номинальной. Однако при проектировании печей нельзя исходить из местных условий, и поэтому, как правило, устанавливают зависимость между ёмкостью печи и её электрическими параметрами. При заданной ёмкости печи эти параметры – мощность и ступени напряжения печного трансформатора, реактивность контура, а

также геометрические параметры определяют её режим и основные показатели работы.

Выбор основных электрических параметров дуговых печей сложен и неоднозначен. Печи работают в самых разных условиях, проводимые в них технологические процессы также могут быть различными. Основные показатели работы – производительность (суточная или годовая) и удельный расход электроэнергии – зависят от многих факторов, и дать аналитическое выражение для оптимальных значений этих показателей, пригодное для инженерных расчётов, не представляется возможным. Поэтому определение основных параметров дуговых печей приходится основывать на данных практики работы действующих печей и экспериментальных формулах, выведенных на основе обработки статистических данных.

При проектировании в первую очередь необходимо выбрать номинальную мощность печного трансформатора. Чем больше его мощность при той же ёмкости печи G , т, тем, казалось бы, больше должна быть её производительность g , т/сут. Связь между ними имеет вид:

$$g = nG/(\tau_1 + \tau_2 + \tau_3), \quad (3.1)$$

где n – число часов работы печи в сутки; τ_1 – время простоев печи за плавку, ч; τ_2 – время расплавления металла, ч; τ_3 – время окислительного и восстановительного периодов, ч.

Время простоев печи τ_1 складывается из времени, необходимого на слив металла в ковш, на заправку подины и на загрузку печи шихтой, т. е. оно зависит от организации работы персонала во время этих операций и степени их механизации, но не от мощности печного трансформатора. Не зависит от мощности и время рафинирования металла, так как в этот период трансформатор загружен не полностью, и τ_3 определяется только видом технологического процесса, умением и квалификацией персонала. Время же расплавления металла τ_2 , ч, зависит от мощности печного трансформатора:

$$\tau_2 = QG/(S \cos \varphi \eta_{эл} - q_2), \quad (3.2)$$

где Q – теоретический удельный расход электроэнергии на расплавление металла (для стали равный около 340 кВт·ч/т с учетом тепла, аккумулированного футеровкой); S – мощность печного трансформатора, кВт; $\cos \varphi$ – средневзвешенный коэффициент

мощности печного агрегата; $\eta_{эл}$ – его электрический к. п. д.; q_2 – мощность тепловых потерь печи, кВт (все – за время расплавления).

Фактический расход электроэнергии на 1 т металла W , кВтч/т, в предположении, что потери тепла при простое компенсируются в период расплавления, будет равен:

$$W = \eta_{эл} G + \frac{S \cos \varphi \cdot \tau_2}{G} + \frac{q_3 \tau_3 + Q_3'}{G}, \quad (3.3)$$

где q_1 и q_2 – тепловые потери печи в час за время простоев и восстановления; Q_3' – тепло, затраченное на эндотермические реакции и подогрев металла в период восстановления.

Подставив в (3.3) значение τ_2 из (3.2), получим:

$$W = \frac{q_1 \tau_1}{\eta_{эл} G} + \frac{S \cos \varphi \cdot Q}{S \cos \varphi \cdot \eta_{эл} - q_2} + \frac{q_3 \tau_3 + Q_3'}{G} \quad (3.4)$$

Трудность анализа выражений (3.2) и (3.4) определяется тем, что значения $\eta_{эл}$, $\cos \varphi$ и q_2 также зависят от мощности установки: значения $\tau_{эл}$ и $\cos \varphi$ уменьшаются с её ростом, а значение q_2 увеличивается. Это проявляется все более сильно и приводит к тому, что после определенного предела производительность печи перестает увеличиваться и начинает падать, а удельный расход электроэнергии после достижения минимума – расти. Одновременно с увеличением мощности печи растет её стоимость, усложняется и утяжеляется её конструкция и, в частности, её токоведущие части и электроды, увеличивается расход огнеупорных материалов.

На рисунке 3.5 показан характер зависимостей удельного расхода электроэнергии W и удельной продолжительности периода расплавления от активной мощности установки, полученные из данных практики работы печей. Как видно, кривые имеют минимумы, соответствующие оптимальным значениям мощности печи. Обратим внимание на сравнительно пологий характер кривых около минимальных значений, а также на то, что мощность P' , соответствующая минимуму расхода электроэнергии, не совпадает с мощностью P_1 , соответствующей минимальной удельной продолжительности периода расплавления (т. е. максимальной производительности). Эти обстоятельства сильно затрудняют выбор оптимальной мощности печного трансформатора, и шкалы мощностей

дуговых сталеплавильных печей приходится устанавливать на основе обобщения опыта эксплуатации действующих установок.

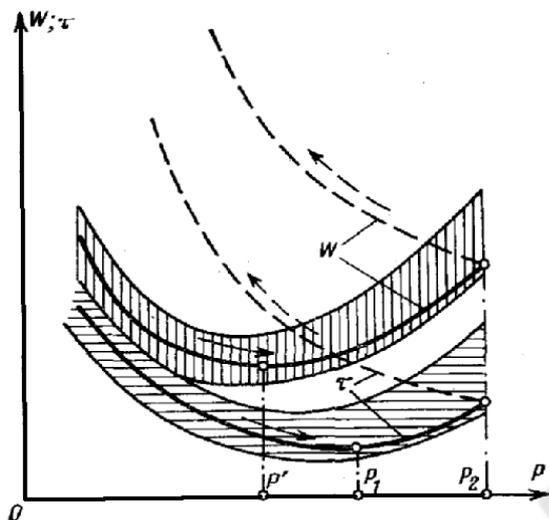


Рисунок 3.5 – Характер изменения удельного расхода электроэнергии W и удельной продолжительности периода расплавления τ от активной мощности установки

На рисунке 3.6 дана связь между ёмкостью ДСП и мощностью печных трансформаторов. Кривая 1 представляет собой зависимость, полученную в 1934–1935 гг. в результате обследования, проведенного Центральным институтом металлов. Кривая 2 соответствует шкале печей, разработанной в СССР в 50-х годах на основе этого обследования. Кривая 3 соответствует шкале отечественных печей, разработанной в 1968 г. Наконец, кривая 4 соответствует новой шкале отечественных печей.

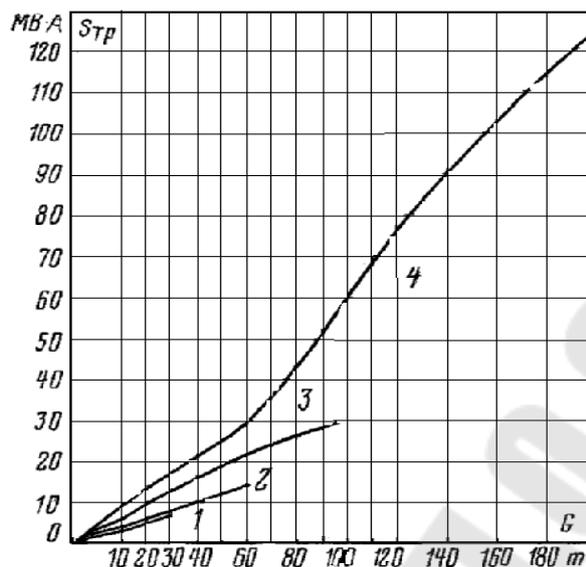


Рисунок 3.6 – Связь между ёмкостью ДСП и мощностью печного трансформатора

Из этих кривых видно, что удельные мощности печных агрегатов всё время росли по сравнению с первоначальными значениями, характерными для 30–40-х годов. Это вполне закономерно, так как одновременно происходили повышение рабочих напряжений печей, что облегчало токопроводы, улучшение качества огнеупоров, качества работы автоматики, проведение полной, механизации работы печей, а главное, значительное удешевление электроэнергии. В результате последнего электросталь стала конкурентоспособной с обычной сталью, и в дуговых печах начали плавить не только дорогие высоколегированные, но и дешёвые массовые сорта стали, для которых время, восстановительного периода короче.

Из выражений (3.1) и (3.4) видно, что чем меньше время простоя (оно зависит от степени механизации печи) и восстановительного периода, тем больший эффект повышения производительности печи и уменьшения расхода электроэнергии может дать увеличение мощности печного трансформатора. Поэтому для современных печей, у которых среднее время восстановления уменьшено, а время простоя сведено к минимуму, повышение удельной мощности вполне оправдано.

Печи, плавящие сталь для фасонного литья, имеют сравнительно короткий период рафинирования, особенно если они работают кислым процессом. Следовательно, для них повышение мощности должно дать больший эффект, чем для печей, выплавляющих сталь для слитков. Действительно, даже в старых сериях удельные мощности этих печей достигали (600 – 500) кВт/т, а в новой серии они составляют еще большую величину, доходя до (1000 – 800) кВт/т. В отличие от них

более крупные печи, выплавляющие сталь на слиток, ёмкостью (25 – 100) т имели значительно меньшие удельные мощности (400 – 300) кВт/т.

В последние годы в связи с резким увеличением выплавки электростали, охватившей массовые сорта, появились печи ёмкостью 100 т и более сверхвысокой мощности, с удельной мощностью (500 – 600) кВт/т и более. В этих печах начальный период расплавления проводится на более высоком вторичном напряжении, с тем, чтобы получить достаточный диаметр колодцев. После расплавления основной массы шихты печи переводят на пониженное напряжение, на работу с более короткой дугой, чтобы сохранить работоспособность футеровки. При этом для сохранения мощности печей увеличивают их ток. Всё это приводит к резкому увеличению номинальной мощности печной установки. Это оказывается целесообразным, так как в печах этого типа период восстановления при выплавке массовых сталей оказывается сокращённым, а иногда вообще выносится за пределы печного агрегата.

Существенными электрическими параметрами электродуговой печной установки являются величина и число ступеней вторичного напряжения печного трансформатора. Первичное напряжение трансформатора определяется напряжением питающей цех высоковольтной подстанции. Обычно трансформаторы малых печей питаются от сетей напряжения (6 – 10) кВ, а более крупные – (35 – 110) кВ.

Повышение вторичного напряжения печи позволяет при данной мощности снизить ток, что уменьшает потери в токопроводах, повышает электрический к.п.д. и коэффициент мощности агрегата. Кроме того, снижение рабочего тока позволяет уменьшить диаметр электродов, облегчить конструкции, несущие электроды, и токопроводы. Оно позволяет работать на более длинных дугах, что в малых печах увеличивает их устойчивость горения и облегчает работу автоматики. Однако значительное увеличение вторичных напряжений печных трансформаторов одновременно снижает стойкость свода и стен печи в конце расплавления, в периоды окисления и восстановления, особенно у крупных печей. Если длина открытой дуги увеличивается, то уменьшается экранирующий эффект концов электрода и шлака, и огнеупоры свода и стен оказываются в очень тяжелых условиях работы. Это ограничивает верхнее значение напряжения на печи.

Изоляция токоведущих частей печи также ограничивает напряжение на ней. Из-за высокой температуры и пыли изоляция работает в тяжёлых условиях, и увеличение рабочего напряжения требует значительного увеличения её размеров. С другой стороны,

высокая герметизация и отсос отходящих газов в современных крупных дуговых печах облегчают работу изоляции. Наконец, повышенное напряжение дуг в ряде случаев приводит к усиленному поглощению газов металлом из-за расширения зоны действия дуг. Этот эффект резко проявляется на малых печах, при небольших рабочих токах, в то время как на крупных печах можно применять более высокие напряжения.

Обобщение многолетнего опыта эксплуатации печей выявило следующие наиболее благоприятные максимальные (для периода расплавления) линейные напряжения на сталеплавильных печах: для небольших печей (220 – 300) В, для печей средней ёмкости (400 – 500) В, для самых крупных (700 – 900) В. Число ступеней напряжения зависит от технологии плавки.

Большое число ступеней напряжения дает возможность подбирать для каждого сорта стали наиболее благоприятные их значения. В крупных печах переключение ступеней напряжения осуществляют под нагрузкой без отключения печи, что дает дополнительное удобство, и выигрыш во времени плавки. Всё изложенное относится и к дуговым печам косвенного действия. Выбор их основных электрических параметров мощности питающего трансформатора, его вторичных напряжений и числа ступеней напряжения – также производится на основании данных работы лучших печей, находящихся в эксплуатации.

Таблица 3.1 - Основные технические данные трансформаторов сталеплавильных печей

Тип электропечи	ДС-5МТ			
	Трехфазный ЭТМПК-1000/10-70УЗ	Трехфазный ЭТМПК-2000/10-71УЗ	Трехфазный ЭТМПК-3200/10-71УЗ	Трехфазный ЭТМПК-4200/10
Тип трансформаторного агрегата	Трехфазный ЭТМПК-1000/10-70УЗ	Трехфазный ЭТМПК-2000/10-71УЗ	Трехфазный ЭТМПК-3200/10-71УЗ	Трехфазный ЭТМПК-4200/10
Номинальная мощность, МВ·А	0,63	1,25	2,0	2,8
Схема и группа соединения трансформаторного агрегата	0-11	0-11	0-11	0-11
Первичное напряжение трансформатора, кВ	6 или 10	6 или 10	6 или 10	6 или 10
Вторичное напряжение трансформатора $U_{нн}$, кВ	216-106	225-110	243-124	257-114

Линейный вторичный ток I , кА	1,68	3,2	4,8	6,3
Число ступеней вторичного напряжения	12	12	12	12
Способ регулирования вторичного напряжения	ПБВ	ПБВ	ПБВ	ПБВ
Напряжения короткого замыкания трансформаторного агрегата на верхней ступени вторичного напряжения (в том числе реактор), %	32,4 (26,0)	31,5(25)	27,5 (20)	20,1 (14,9)
Потери трансформаторного агрегата на верхней ступени вторичного напряжения: холостого хода P_k , кВт короткого замыкания P_k , кВт	2,8/2,3* ⁴ 15,0	4,2/3,6* ⁴ 23,0	7,0/5,2* ⁴ 28,0	13,5 41

Продолжение таблицы 3.1 - Основные технические данные трансформаторов сталеплавильных печей

Тип электропечи	ДСП-12	ДСП-25	ДСП-50		
	Трехфазный ЭТЦПК-6300/10-2У3	Трехфазный	трехфазный ЭТЦПК-135600/10	Трехфазный	Трехфазный ЭТЦПК-
Номинальная мощность, МВ·А	4,0	8,0	9,0	12,5	15
Схема и группа соединения трансформаторного	0-11	0-11	0-11	0-11	0-11
Первичное напряжение трансформатора, кВ	6 или 10	6 или 10	6 или 10	10 или 35	35
Вторичное напряжение трансформатора $U_{нн}$,	281-130	380-120	318-115	390-130	368-126
Линейный вторичный ток I , кА	8,22+20%		16,35		23,5
Число ступеней вторичного напряжения	12	Не менее 6	12	Не менее 18	23

Способ регулирования вторичного	ПБВ	ПБВ	ПБВ	РПН	РПН
Напряжения короткого замыкания трансформаторного агрегата на верхней ступени вторичного напряжения (в том числе реактор), %	20,7 (10,0)	5-10	14,3 (7,5)	5-10	8,8
Потери трансформаторного агрегата на верхней ступени вторичного напряжения: холостого хода P_k , кВт короткого замыкания P_k , кВт	10,0/7,5 48,0		32,7 114,5		35 148

Продолжение таблицы 3.1 - Основные технические данные трансформаторов сталеплавильных печей

Тип электропечи	ДСП-100			ДСП-200	
	Трех-фазный ЭТЦН-32000/35	Трех-фазный ЭТЦН-40000/35	Трех-фазный ЭТЦН-52000/35	Агрегат ЭТЦНК-90000/35-68	
Тип трансформаторного агрегата				АТЦ-45000/35	ЭТЦ-45000/35
Номинальная мощность, МВ·А	20	25	32	45	45
Схема и группа соединения трансформаторного агрегата	0-11	0-11	0-11	111/111-0	111/111-0
Первичное напряжение трансформатора, кВ	35	35	35	35	35
Вторичное напряжение трансформатора $U_{нн}$, кВ	450-153,5	417-131	478-162	591,5-164,1	591,5-164,1
Линейный вторичный ток I , кА	25,7+20%	34,6	38,8+20%	43,9	43,9
Число ступеней вторичного напряжения	22	23	22	23	23

Способ регулирования вторичного напряжения	РПН	РПН	РПН	РПН	РПН
Напряжения короткого замыкания трансформаторного агрегата на верхней ступени вторичного напряжения (в том числе	7,8	7,8	8,0	8,0	8,0
Потери трансформаторного агрегата на верхней ступени вторичного напряжения: холостого хода P_k , кВт	46	85,6	48	31,5/26,5	52/44
короткого замыкания P_k , кВт	125	217	214	Не нормир.	285

3.3 Выбор сечения токоподводов и размера электродов

В дуговых печах косвенного действия применяют лишь графитированные электроды. В сталеплавильных печах прямого действия ранее применялись как угольные, так и графитированные электроды (первые – в основном в печах для фасонного литья). В настоящее время, однако, угольные электроды из-за науглероживания металла, большей массы и более частых поломок применяют мало, и новая серия отечественных печей малой ёмкости спроектирована для работы только на графитированных электродах.

Неправильный выбор диаметра электродов может привести к значительному ухудшению расходных показателей печи и снижению её производительности, так как потери энергии в электродах могут достигать (3 – 5)% её общего расхода. Кроме того, выделяющееся в электродах тепло перегревает электроды, особенно в местах контактов, у ниппеля и щёк электрододержателя, что ускоряет окисление щёк и электрода, вызывает поломку последних и в результате увеличивает расход электродов и простой печи.

Для уменьшения нагрева электрода током необходимо, очевидно, увеличивать его диаметр. Однако при этом будет увеличиваться поток тепла теплопроводностью, идущий по нему вверх от находящегося в печи раскаленного конца. Поэтому, если диаметр электрода выбирать с точки зрения минимальных потерь в нём, следует искать минимум суммы тепловых и электрических потерь.

Выражение для суммарных потерь в электроде было дано Паскье. Считая, что тепло, выделяющееся в нижней части электрода внутри печи, является полезным и к потерям следует относить лишь тепло, выделяющееся в верхней части электрода выше свода, а также тепловой поток, идущий по электроду от свода вверх,

Паскье получил следующее выражение для потерь трёх электродов $P_{\text{пот}}$:

$$P_{\text{пот}} = 3 \left(\beta \rho_{\text{cp}} \frac{l_1}{F} I^2 + \alpha \frac{\lambda_{\text{cp}} (t' - t'') F}{l_2} \right), \text{ Вт}, \quad (3.5)$$

где l_1 – длина электрода от верха свода до верха электрододержателя, см; l_2 – длина электрода от верха свода до верхнего его конца, см; F – сечение электрода, см²; t' и t'' – температуры электрода у свода и верхнего конца; ρ_{cp} – удельное сопротивление материала электрода при средней между t' и t'' температуре, Ом-см; λ_{cp} – теплопроводность материала электрода при той же средней температуре, Вт / (смград) (таблица 3.2).

Коэффициент $\alpha > 1$ учитывает рассеивание тепла боковыми поверхностями электрода и табулирован как функция отношения диаметра электрода d к длине l_2 (таблица 3.2). Коэффициент β учитывает, что выше нижней кромки электрододержателя в электроде плотность тока постепенно уменьшается до нуля около верхней его кромки. Значения β табулированы как функция отношения диаметра электрода d к его длине l_1 (таблица 3.2).

Таблица 3.2 – Коэффициенты уравнения (3.2)

Коэффициент	d/l ₁ , d/l ₂									
	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0
α	6,6	4,75	4,0	3,5	3,2	3,0	2,85	2,7	2,6	2,5
β	0,92	0,85	0,8	0,76	0,72	0,69	0,66	0,64	0,62	0,6

Удельное электрическое сопротивление и коэффициенты теплопроводности графита и угля приведены в таблицах 3.3 – 3.5.

Таблица 3.3 - Основные свойства графитированных и угольных электродов

Характеристика электродов	Графитированные электроды	Угольные электроды

Объемная масса, кг/дм ³	1,55—1,6	1,55—1,6
Плотность, г/см ³	2,2	1,9—2,0
Предел прочности на растяжение, Н/см ²	500—850	300—760
Предел прочности на сжатие, Н/см ²	2100—2800	1500—3000
Коэффициент теплопроводности, Вт/м °С: при 20°С при 1000°С	~150	~35
	~115	~58
Начало окисления на воздухе, °С	600	430
Электрическое удельное сопротивление, 10 ⁻⁶ Ом-м	8—13	40—70
Средний расход на 1000 кВт·ч в ДСП, кг	7—10	16—20

Таблица 3.3 - Технические данные угольных электродов

Технические данные электродов	Диаметр, мм									
	до 150	200	250	300	350	400	500	600	700	800
ρ, 10 ⁻⁶ Ом-м, для марок: ЭУО	40	40	40	40	40	40	52	52	52	52
ЭУ1	45	45	45	45	45	45	60	60	60	60
Максимальная плотность тока, А/см ²	12	11	10	10	10	9	9	9	8	7

Таблица 3.4 - Технические данные графитированных электродов

Технические данные электродов	Диаметр, мм														
	75	100	125	150	175	200	225	250	300	350	400	450	500	550	600
$\rho, 10^{-6}$ Ом·м, для марок:															
ЭГО	8	8	8	8	8,5	8,5	8,5	9	9	9	9	10	10	10	10
ЭГ1	10	10	10	10	11	11	11	12	12	12	12	13	13	13	13
Максимальная плотность тока, А/см ²	34	30	28	25	23	22	21	20	18	17	16	15,3	15	15	15

Так как тепловые потери в электроде прямо пропорциональны его сечению, а электрические обратно пропорциональны, то сумма этих потерь будет минимальна при их равенстве. Отсюда получаем выражение для оптимальной площади сечения электродов F:

$$F = I \sqrt{\frac{\beta \rho_{cp} l_1 l_2}{\alpha \lambda_{cp} (t' - t'')}} , \text{ см}^2 \quad (3.5)$$

Выражения (3.5) и (3.5) следует рассматривать как ориентировочные, так как в них не учтён отсос тепла от электрода электрододержателем и сводовым уплотняющим кольцом. Тем не менее, результаты расчета потерь тепла в электродах по (3.5) дают довольно близкие к действительным значениям. Значения t' и t'' на действующих печах могут быть замерены; при проектировании новых печей ими приходится задаваться.

Для выбора диаметра электрода существенным является их расход, так как стоимость расходуемых на выплавку стали электродов превосходит стоимость теряемой в них электроэнергии. Поэтому нагрев, а, следовательно, и окисление электродов над сводом, особенно в ниппелях, не должны превышать определенных пределов, что ограничивает плотность тока в них. Ввиду этого диаметр электродов выбирают по допустимой плотности тока (таблицы 3.3 и 3.4). Проверка же по (3.3) позволяет лишь судить, насколько принятые диаметры электродов близки к оптимальным значениям с точки зрения минимума тепловых и электрических потерь. Потери энергии в электродах, выбранных по допустимой плотности тока, можно подсчитать по (3.5).

В медных шинах при токе до 3000 А допускается плотность тока 1,5 А/мм²; при больших токах она снижается до (1,3 – 1,1) А/мм², так как начинают сильно сказываться поверхностный эффект и эффект

близости. В гибких кабелях без водяного охлаждения допускается плотность тока (1,0 – 1.4) А/мм². При применении кабелей с водяным охлаждением, а также охлаждаемых водой медных труб плотность тока может быть доведена до (6 – 8) А/мм², однако в целях снижения в них электрических потерь её ограничивают обычно значением (3 – 4) А/мм².

Плотность тока на контактных поверхностях электрододержателей при отсутствии водяного охлаждения не должна превосходить 1.5 А/см²; в электрододержателях с водяным охлаждением она может быть повышена до (2 – 2,5) А/см².

3.4 Определение основных размеров плавильного пространства

Определение основных размеров плавильного пространства дано по А.Н. Соколову. Ванна печи выполняется сферической или чаще сфероконической; объём её должен быть достаточным для того, чтобы вместить весь жидкий металл и шлак. Объём шлака составляет 20 % объёма металла в небольших печах и (17 – 15)% в крупных. На рисунке 3.37 дана форма плавильного пространства современной печи. Она сфероконическая с углом $\alpha = 45^\circ$ между образующей и осью конуса. Объём конуса, занятый жидким металлом, ограничивается уровнем С; выше него лежит уровень шлака, а ещё выше – уровень порога рабочего окна В. Таким образом, между уровнями верхней поверхности шлака и порога рабочего окна (определяющего максимальную вместимость ванны) предусмотрен дополнительный объём на случай всплесков шлака, перегрузки печи, небольшого случайного её наклона или перекоса, равный (8 – 12)% объёма металла. Уровень откосов подины А делают на (40 – 100) мм (в зависимости от размера печи) выше уровня порога В с тем, чтобы шлак при скачивании не касался стен печи.

Основные размеры плавильного пространства печи определяют, исходя из её заданной номинальной ёмкости (массы жидкой стали) G, т.

Объём стали в ванне V равен:

$$V = aG, \text{ м}^3 \quad (3.6)$$

где $a = (0,1354 - 0,145) \text{ м}^3/\text{т}$ – удельный объём жидкой стали.

Полный объём ванны до порога рабочего окна

$$V_1 = V + \frac{bG}{c} + eV, \text{ м}^3 \quad (3.7)$$

где $b = (0,05 - 0,1)$ – масса шлака в долях массы стали; $c = (2,8 - 3,2)$ т/м² – плотность жидкого шлака; $e = (0,1 - 0,15)$ – дополнительный объём ванны в долях объёма жидкой стали.

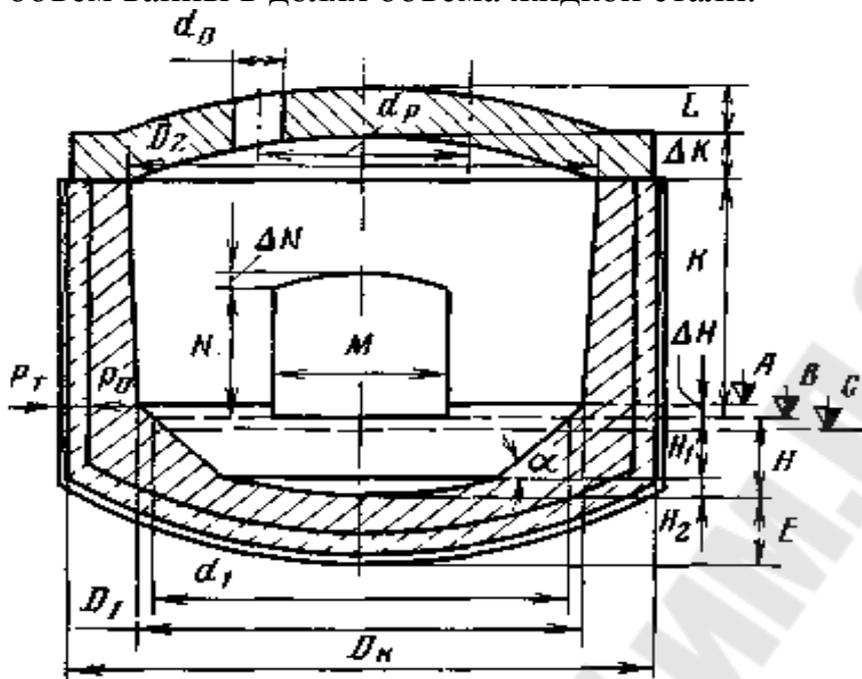


Рисунок 3.7 –
Форма плавильного
пространства ДСП

Полная высота ванны H до уровня порога рабочего окна может быть определена из эмпирической формулы (для ванн с $\alpha = 45^\circ$)

$$H = aG^{0,25}, \text{ м} \quad (3.8)$$

где коэффициент a изменяется от 0,31 для небольших «основных» печей до 0,345 у самых крупных и может быть принят равным 0,38 для «кислых» печей.

Высота ванны складывается из высоты ее конусной $H_1 = 0,8 H$ и сферической $H_2 = 0,2 H$ частей.

Диаметр ванны на уровне порога рабочего окна может быть рассчитан по выражению

$$d_1 = 0,89 H + \sqrt{V_1 / 0,71H - H^2 / 4}, \text{ м.} \quad (3.9)$$

Диаметр плавильного пространства на уровне откосов D_1 равен:

$$D_1 = d_1 + 2\Delta H, \text{ м,} \quad (3.10)$$

где $\Delta H = (0,14 - 0,15) H$ для печей ёмкостью до 20 т и $(0,12 - 0,13) H$ – для более крупных. Величины H и d_1 по (3.8) и (3.9) обеспечивают необходимую для успешного прохождения реакций между металлом и шлаком поверхность зеркала ванны.

От уровня откосов начинается собственно плавильное пространство печи, представляющее собой обычно конус с небольшим углом конусности. Объём плавильного пространства намного превосходит объём ванны печи и определяется следующими соображениями:

2. Высота плавильного пространства от уровня металла до свода должна обеспечить удовлетворительную работу свода. Чем она больше, тем лучше экранирован свод электродами от прямого излучения дуг, тем меньше температура свода, тем дольше он будет работать.

3. Высота от уровня порога рабочего окна до свода должна обеспечить нужные размеры окна, возможность перекрытия окна аркой и размещения над ним кольца жёсткости.

4. Объём плавильного пространства должен позволять загружать всю шихту в один прием при объёмной массе $(1,5 - 1,6) \text{ т/м}^3$, когда её объём приблизительно в 5 раз превосходит объём жидкого металла. Догрузка шихты в период расплавления крайне нежелательна, тем не менее, при скрапе с весьма малой объёмной массой (около 1 т/м^3) приходится делать одну или даже две подвалки.

5. Чем выше расположен свод, тем больше наружная поверхность печи и выше её тепловые потери, тем больше длина и ход электродов, что увеличивает электрические потери в них и утяжеляет конструкцию печи. Ввиду этого при определении высоты плавильного пространства придерживаются средних значений, проверенных на работе действующих печей.

Рекомендуется принимать высоту плавильного пространства (от уровня откосов до пяты свода) равной $(0,5 - 0,6) D_1$. В выпускаемой серии отечественных печей это значение колеблется от $(0,5 - 0,6)$ у малых печей до $(0,38 - 0,45)$ у крупных. Для высоты плавильного пространства K можно, так же, рекомендовать следующее выражение:

$$K = 0,75 G^{0,25}, \text{ м}, \quad (3.11)$$

которое дает несколько более низкие значения.

Верхний диаметр плавильного пространства $D_2 = D$, для цилиндрических стен, выкладываемых из кирпича; для печей с набивными или блочными стенами размер D_2 зависит от конусности стен и может быть вычислен из выражения

$$D_2 = D_1 + 2m(K - \Delta H), \text{ м}, \quad (3.12)$$

где $m = (0,07 - 0,08)$ для печей ёмкостью до 20 т и $m = (0,06 - 0,07)$ для более крупных.

Стрела свода ΔK обычно составляет $(0,1 - 0,12)$ от его диаметра.

Размер рабочего окна определяется размерами мульд загрузочной машины или других заправочных приспособлений, возможностью заправки через него подины и стен по всему периметру печи и наблюдения за их состоянием и состоянием свода.

Ширина рабочего окна M равна:

$$M = pD_1, \text{ м}, \quad (3.13)$$

где $p = 0,33$ для печей ёмкостью до 10 т, $(0,3 - 0,26)$ для печей ёмкостью $(15 - 40)$ т и $(0,25 - 0,22)$ для более крупных печей.

Высота рабочего окна $N = (0,65 - 0,7) M$, м стрела его арки $\Delta N = (0,13 - 0,14) M$, м.

Толщина подины E равна:

$$E = (0,39 - 0,40) \sqrt[6]{G}, \text{ м}. \quad (3.14)$$

Из этого размера на теплоизоляционный слой (если он имеется) обычно приходится $(0,1 - 0,15)$ м для печей ёмкостью $(0,5 - 1,5)$ т, $(0,15 - 0,17)$ м для печей ёмкостью $(3,0 - 10,0)$ т, $(0,17 - 0,22)$ м для печей ёмкостью $(15 - 40)$ т и $(0,22 - 0,25)$ м для печей ёмкостью выше 40 т. Остальное приходится на слой огнеупорного кирпича и набивную часть подины.

Диаметр кожуха печи D_K превосходит диаметр плавильного пространства D_1 на двойную толщину футеровки у основания стен:

$$D_K = D_1 + 2(\rho_0 + \rho_T), \text{ м}. \quad (3.15)$$

Для толщин огнеупорного слоя ρ_0 и теплоизоляции ρ_T (как уже было указано, в настоящее время теплоизоляция в крупных печах не применяется, и футеровка печи состоит лишь из огнеупорного слоя) могут быть рекомендованы следующие цифры.

При ёмкости печи $(0,5 - 1,5)$ т: $\rho_0 = 0,23$ м; $\rho_T = 0,1$ м;

при ёмкости (3,0 – 10) т: $\rho_0 = 0,30$ м; $\rho_T = (0,1 – 0,15)$ м;
при ёмкости (15 – 40) т: $\rho_0 = (0,35 – 0,4)$ м; $\rho_T = (0,15 – 0,2)$ м;
при ёмкости печи свыше 40 т: $\rho_0 = (0,4 – 0,45)$ м; $\rho_T = 0,2$ м.

Толщина сводов $L = (0,23 – 0,25)$ м для печей ёмкостью до 10т, $(0,25 – 0,3)$ м для печей ёмкостью (15,0 – 30,0) т и $(0,3 – 0,35)$ м для печей ёмкостью свыше 30 т.

Диаметр электродного отверстия в своде d_0 должен быть больше диаметра электрода $d_{эл}$:

$$d_0 = d_{эл} + 2\Delta d, \text{ м.} \quad (3.16)$$

Зазор $\Delta d = 0,01$ м при диаметре электрода $(0,1 – 0,3)$ м; $0,015$ – для электродов диаметром $(0,3 – 0,5)$ м и $0,02$ м для электродов диаметром свыше $0,5$ м. Эти цифры относятся к графитированным электродам; для угольных они должны быть удвоены.

Весьма важным размером является диаметр распада электродов $D_{р.э}$ – диаметр окружности, на которой расположены их оси. Этот размер должен быть достаточным для того, чтобы внутри него разместились электрододержатели без риска, что они смогут соприкоснуться при движении. При плохой регулировке кареток или стоек электрододержатели могут при подъёме и спуске несколько отклоняться от средних положений. Чтобы избежать их соприкосновения, равносильного короткому замыканию, зазор между ними должен быть не менее $100 – 150$ мм для малых печей и 300 мм для крупных. Диаметр распада электродов определяется ещё необходимостью обеспечить нужную прочность центральной части свода; при малом распаде перемычка между электродными отверстиями может оказаться слишком тонкой, и центральная часть свода может обвалиться. Расстояние между электродами не должно быть слишком большим, так как, при этом пришлось бы увеличивать размеры плавильного пространства, что приведет к увеличению габаритов и массы печи и её тепловых потерь.

Из сказанного ясно, что к определению диаметра распада электродов можно подойти лишь экспериментальным путем с учетом опыта действующих печей. С одной стороны, эта величина связана с диаметром электродов $d_{эл}$, и определяется обычно в функции $D_{р.э}/d_{эл}$. Отношение $D_{р.э}/d_{эл}$ рекомендуется брать равным $(2,5 – 3,5)$, причем большие цифры относятся к меньшим печам. В печах последней отечественной серии это отношение составляет $(3,3 – 3,5)$ для печей малой ёмкости и $(3,0 – 3,2)$ для печей средней и большой ёмкости.

С другой стороны, диаметр распада электродов связан с диаметром плавильного пространства на уровне откосов D_1 так как, для того чтобы стены печи имели достаточный срок службы, расстояние

между ними и дугами должно соответствовать мощности последних. Обычно эти требования выполняются, если отношение $D_1 / D_{p.э} = (2,5 - 3,0)$ для малых печей и $(3,0 - 3,5)$ для средних и крупных.

А.Н. Соколовым предложена формула для диаметра распада электродов, учитывающая размеры как диаметра электрода, так и диаметра плавильного пространства:

$$D_{p.э} = qD_1, \text{ м}, \quad (3.17)$$

где q является функцией диаметра электрода. Так, для графитированных электродов диаметром $(0,1 - 0,3)$ м $q = 0,35$, для электродов диаметром $(0,3 - 0,5)$ м $q = 0,33$ и для электродов диаметром свыше $0,5$ м $q = 0,3$. Для угольных электродов значения q больше на 15 %.

Стойкость стен дуговой печи тем выше, чем меньше их тепловая нагрузка – тепловая мощность излучения дуг на единицу поверхности стены. Тепловая нагрузка стен трехфазной печи оценивается следующим выражением:

$$K = \frac{P_d}{3} \left(\frac{1}{l_1^2} + \frac{1}{l_2^2} + \frac{1}{l_3^2} \right), \quad (3.18)$$

где K – тепловая нагрузка, кВт/м²; P_d – общая мощность трех дуг, кВт; l_1, l_2, l_3 – расстояние от дуг до точки стены, для которой определяется тепловая нагрузка, м.

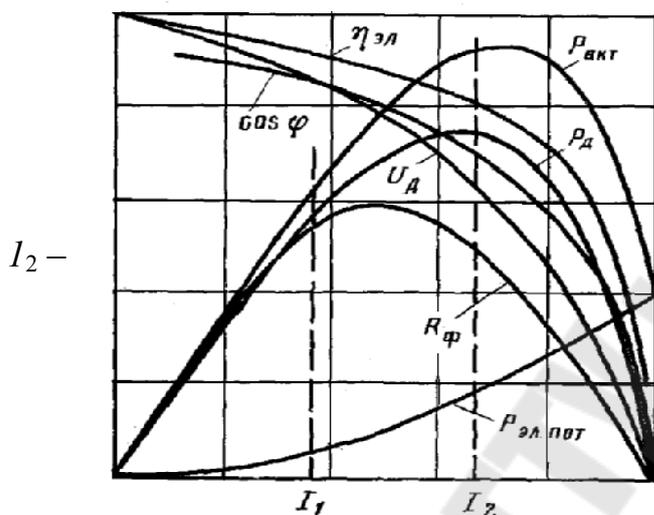
Тепловая нагрузка по (3.18) максимальна в точке стены, находящейся прямо против электрода, и минимальна в точке стены, находящейся между электродами. Для современных печей значения K обычно составляют $(2000 - 3000)$ кВт/м².

Выражение (3.18) получено из предположения, что дуга представляет собой точечный источник излучения. В действительности дуга занимает определённый объём, и её излучающая поверхность зависит, очевидно, от длины дуги. В.Е. Швабе предложил оценивать это излучение, а косвенно и стойкость футеровки в наиболее напряженном её месте против электрода индексом износа футеровки R_ϕ , предположив, что его значение прямо пропорционально произведению из мощности дуги на её напряжение (характеризующее, если пренебречь анодно-катодным падением напряжения, её длину) и обратно пропорционально квадрату расстояния a от дуги до стенки:

$$R_\phi = \frac{P_d U_d}{a^2}, \quad (3.19)$$

где R_{ϕ} – индекс износа футеровки, Вт. В/м².

Как видно из электрических характеристик, и мощность дуг, и напряжение на дугах зависят от тока, причём кривая мощности имеет максимум; поэтому кривая зависимости индекса износа футеровки также должна иметь максимум (рисунок 3.8). Но значение индекса износа футеровки будет иметь максимум при меньшем токе по сравнению с током, соответствующим максимуму мощности дуг. Отсюда следует, что с точки зрения повышения стойкости футеровки целесообразно работать на больших токах – примерно в районе максимума мощности дуг или даже правее.



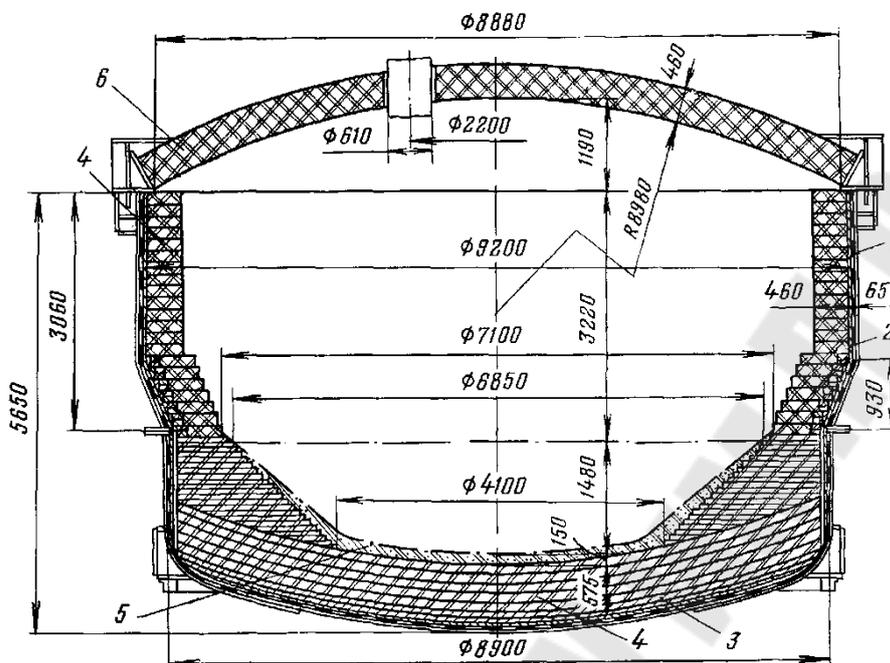
I_1 – режим длинных дуг;
режим коротких дуг.

Рисунок 3.8 –
Электрические характеристики и
индекс износа футеровки

3.5 Футеровка дуговой сталеплавильной печи

Футеровка дуговых сталеплавильных печей состоит из трёх основных частей: подины, кладки стен и свода (рисунок 3.9). Основанием футеровки, вмещающим ванну печи, служит подина, играющая существенную роль при плавке стали. Она работает в тяжёлых тепловых и механических условиях. На раскалённую подину укладывается при загрузке холодная шихта; подина испытывает резкие температурные колебания, удары и давление, поэтому она должна иметь необходимую механическую прочность при температуре (800 – 1000)°С. При перемешивании жидкой ванны подина подвергается размывающему действию расплавленной стали. Наконец, подина должна иметь тепловое сопротивление, достаточное для того, чтобы обеспечить минимальный температурный перепад по глубине ванны. Тепло в печи выделяется в дугах, у поверхности металла, и тепловой поток направлен от поверхности к подине. При установившемся тепловом режиме ванны значение этого теплового потока определяется тепловыми потерями через подину, которые обуславливают

температурный перепад по высоте металла. Ввиду этого подину дуговой печи выполняют из трёх слоёв (рисунок 3.9):



- 1 – асбест; 2 – порошок; 3 – шамотный кирпич; 4 – огнеупорный кирпич; 5 – набивной слой; 6 – свод.

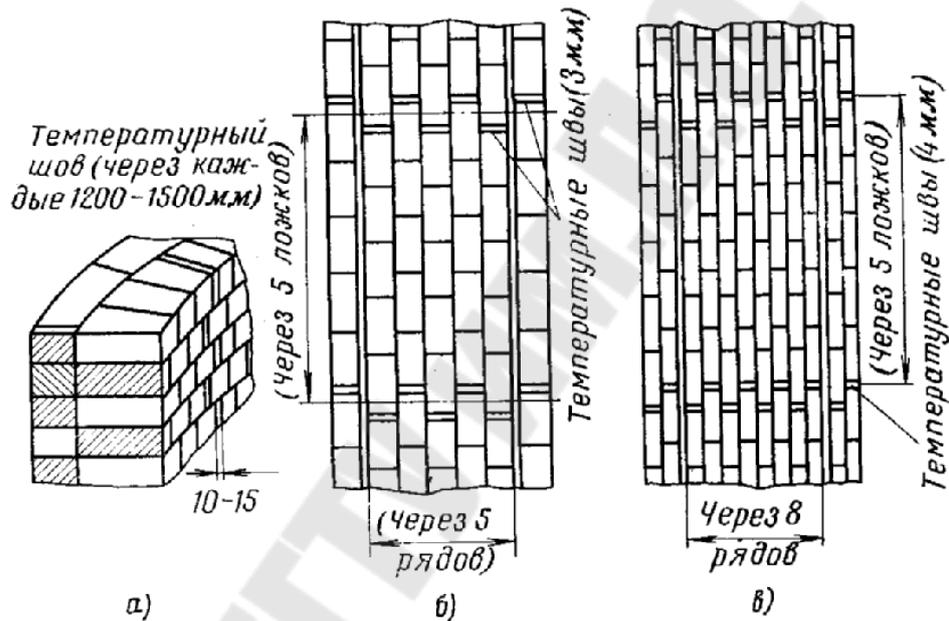
Рисунок 3.9 – Футеровка дуговой сталеплавильной печи ДСП-200

1) внутреннего набивного, необходимого для того, чтобы образовать ванну со стенками, непроницаемыми для жидкого металла; 2) среднего, состоящего из кирпичной огнеупорной кладки и воспринимающего механическую нагрузку от набивного слоя; 3) наружного теплоизоляционного слоя, работающего в более легких тепловых условиях и обеспечивающего необходимое тепловое сопротивление подины.

Для «основных» печей внутренняя и средняя части подины выполняются из магнезита или доломита, для «кислых» печей – из динаса и кварцевого песка.

Наружная часть кладки (теплоизоляция) выполняется из шамотового или диатомитового порошка и асбеста. Подину основной дуговой сталеплавильной печи готовят следующим образом: на металлический каркас дна печи укладывают слой листового асбеста толщиной около 20 мм или насыпают слой шамотного или диатомитового порошка толщиной 30 – 40 мм. На этот

подготовительный слой, скрывающий все неровности кожуха (например, сварочные швы), укладывают «на плашку» в один-два слоя шамотные кирпичи (рисунок 3.10, в), а на них «на ребро» несколько (в зависимости от размера печи) рядов огнеупорного кирпича (рисунок 3.10, б). Магнезитовые кирпичи укладывают без раствора, тщательно притирая их друг к другу. Швы и ряды кирпичей пересыпают мелким магнезитовым порошком; для лучшего заполнения швов кладка каждого ряда простукивается деревянными молотками.



а – стенка; б и в – подина.

Рисунок 3.10 – Температурные швы в кладке ДСП.

Ряды кирпичей должны взаимно перекрываться, т. е. швы соседних рядов не должны совпадать. Через каждые пять – восемь кирпичей (рисунок 3.10, в и б) в обоих направлениях необходимо делать температурные швы шириной (3 – 4) мм. Набивной слой подины представляет собой массу, состоящую из магнезитового или доломитового порошка или их смеси, связанных каменноугольной смолой или жидким стеклом. Так как магнезитовый порошок достаточно дешёв, а подины на доломите менее стойки, последний в футеровках отечественных печей почти не применяется.

Толщина набивки составляет 150 мм у небольших печей и доходит до (250 – 300) мм у самых крупных.

Перед набивкой подины кладку хорошо просушивают. Магнезитовый порошок просеивают и смешивают с предварительно обезвоженной каменноугольной смолой. Обычно количество смолы составляет (10 – 12)% по массе. Смесь магнезита со смолой, подогретую

до $(80 - 85)^{\circ}\text{C}$, насыпают слоем до 25 мм на очищенную и промазанную смолой поверхность кладки, подогретую до $(60 - 70)^{\circ}\text{C}$. Массу трамбуют пневматическими трамбовками, бойки которых время от времени подогревают. Затем наносят следующие слои такой же толщины, пока не будут достигнуты нужная толщина и конфигурация набивной части подины и откосов (рисунок 3.9).

Так как набивка подины на смоле является длительной операцией, занимающей (10 – 12) смен, и связана с необходимостью варки смолы, в «основных» печах всё шире применяют набивку подин на жидком стекле. В этом случае магнезитовый порошок смешивают с 6 % жидкого стекла, нагретого до $(50 - 60)^{\circ}\text{C}$, в количестве, необходимом для того, чтобы смесь образовывала при сжатии рукой прочный комок. Смесь насыпают на подогретую и смазанную жидким стеклом кладку слоями (25 – 30) мм и уплотняют вручную легкими трамбовками. Время, необходимое на набивку подины на жидком стекле, в 3 – 4 раза меньше, чем при набивке на смоле. Кроме того, такая подина не науглероживает металл первых плавов.

Подина, набитая на смоле и жидком стекле, выдерживает до 1500 плавов, а иногда и больше. Большой срок службы подины обеспечивают тем, что после каждой плавки её и откосы «заправляют» – забрасывают в образовавшиеся ямы и выбоины магнезитовый порошок или размолотые отходы магнезитового кирпича с небольшими добавками огнеупорной глины и металлической стружки или окалины. Попадая на раскалённую поверхность подины, эта масса приваривается к ней, и первоначальная конфигурация подины восстанавливается. В малых печах подину заправляют вручную, в крупных – с помощью специальной установки.

После набивки подину прогревают и сушат сначала с помощью костров из дров и кокса, а затем, дугами, зажженными между электродами печи и положенными на её подину кусками электродного боя. Сушка длится (6–12) ч.

Стены «основной» печи обычно выкладывают из магнезитового кирпича всухую с пересыпкой швов магнезитовым порошком. Так как ванна печи имеет круглую форму, то, кроме нормальных кирпичей, применяют фасонные. Они более стойки по сравнению с тесаными, поэтому теску кирпичей желательно свести к минимуму. Через каждые (1200–1500) мм в стенах оставляют вертикальные температурные швы шириной (10 – 15) мм радиального направления, заполненные толем (рисунок 3.10, а).

Стены, имеющие небольшой уклон от вертикали, долговечнее. В малых печах такую форму придают стенам при цилиндрическом кожухе

за счет их утончения вверху. В более крупных печах кожух выполняют цилиндрикоконическим, расширяющимся кверху, или ступенчатым с доведением угла наклона нижней части стен до 25° .

Теплоизоляционный слой стен состоит из листа асбеста толщиной (10 – 15) мм, слоя диатомитового порошка толщиной (30 – 400) мм и слоя шамотного кирпича 65 мм. Слой порошка является не только теплоизолирующим, но и амортизирующим, воспринимающим давление стен при их расширении. Теплоизоляция стен в настоящее время не применяется.

В последнее время нашли применение также так называемые армированные магнезитовые кирпичи, как бы упакованные с четырех сторон в тонкие стальные кассеты. Образующиеся при окислении кассет окислы железа заполняют швы и, компенсируя усадку кирпичей, связывают их. Иногда вместо кирпичей в горизонтальных швах в каждом ряду укладывают жестяные прокладки.

Стойкость стены «основных» печей несравненно ниже, чем подины. Стены из магнезитовых кирпичей работают (80 – 100) плавов в крупных печах и до (150 – 200) плавов в мелких. Стены из армированных кирпичей работают (150 – 250) плавов. Большие цифры относятся к малым печам и менее теплонапряженным процессам плавки.

Рабочие окна печи обрамляют столбиками и перекрывают аркой из одного или двух рядов кирпича «в перевязку» (рисунок 3.11). Отношение стрелы арки к ее ширине h/b рекомендуется брать для магнезитовых кирпичей равным $(1/7 - 1/8)$. Срок службы арок должен соответствовать сроку службы стен. Для его увеличения иногда прибегают к охлаждению арки, помещая над ней водоохлаждаемые змеевики, замурованные в кладку. Иногда внутреннюю часть арки заменяют перекрывающей пролет рабочего окна стальной водоохлаждаемой коробкой.

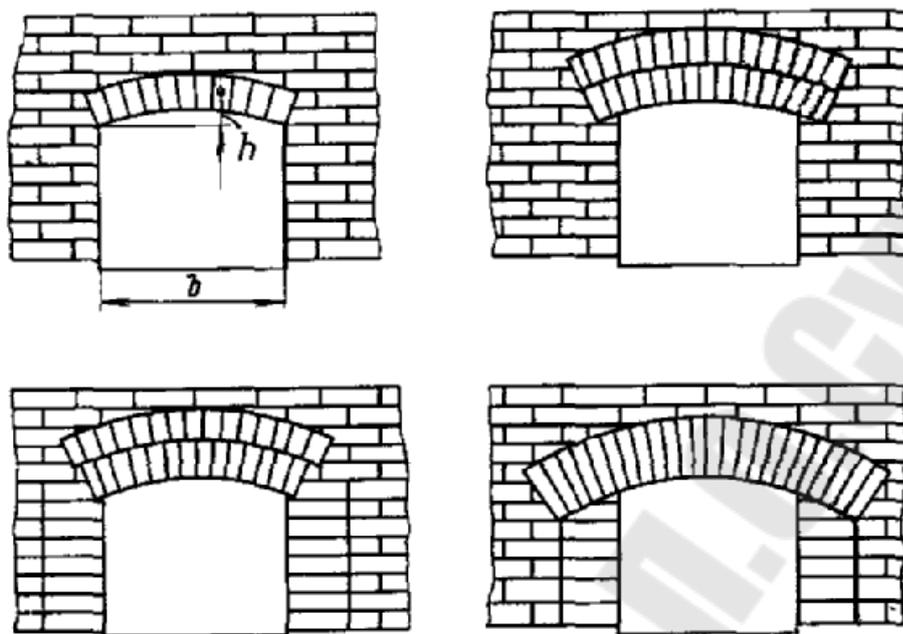


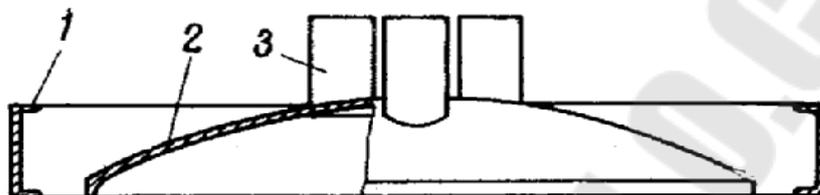
Рисунок 3.11 – Виды кладки арок над рабочими окнами электропечей

Своды основных печей не выкладывают из магнезитовых кирпичей. На малых печах их делают из специального электродинаса. Объясняется это тем, что динас имеет большую прочность при высоких температурах, кроме того, он при нагреве расширяется, в то время как магнезитовый кирпич при нагреве сжимается, и выложенный из него свод может провалиться. Однако стойкость динасовых сводов в основных печах нельзя признать достаточной.

Взамен динаса в отечественной практике преимущественно начинает применяться термостойкий хромо магнезит, запасы сырья для которого весьма велики. Своды из такого кирпича служат в (1,5 – 2) раза дольше динасовых и в настоящее время широко применяются на печах отечественных металлургических заводов. Недостатками хромомагнезита являются его высокая теплопроводность и большая плотность по сравнению с динасовым, что приводит к утяжелению сводов.

Своды дуговых печей выкладывают вне печи на специальном деревянном, обитом листовой сталью, или на отлитом из чугуна шаблоне (рисунок 3.12), имеющем форму внутренних очертаний свода. На шаблоне устанавливают в местах, где должны находиться отверстия для электродов, три цилиндрические болванки для соблюдения правильности расположения сводовых отверстий. Так же фиксируют и отверстия для газоотвода и кислородной фурмы, если они располагаются на своде. На шаблон кладут сводовое кольцо и приступают к укладке кирпичей. Своды выкладываются из фасонных

кирпичей и нормальных, часть которых приходится подтесывать. Одна из схем сборки свода показана на рисунке 3.13. Своды из фасонных кирпичей служат дольше, так как подвеска кирпичей ослабляет их; кроме того, сборка сводов из фасонных кирпичей требует значительно меньше времени. При применении фасонов можно среднюю, наиболее быстро разрушаемую часть свода делать более толстой и тем самым увеличить срок, её службы.



1-сводное кольцо; 2-опалубка; 3-болванки для электродных отверстий.

Рисунок 3.12 – Шаблон для кладки свода дуговой печи

В особо тяжёлых условиях оказалась футеровка крупных ДСП при переводе их на сверхвысокую мощность. Несмотря на перевод таких печей на работу по окончании расплавления на более низкое напряжение и, следовательно, на короткие дуги, разгар футеровки в «горячих точках» против электродов стал недопустимым, вызывая чересчур частые ремонты и увеличение расхода огнеупоров. Борьба с разгаром футеровки велась по двум направлениям. Одно из них – поиск новых, более стойких огнеупорных материалов.

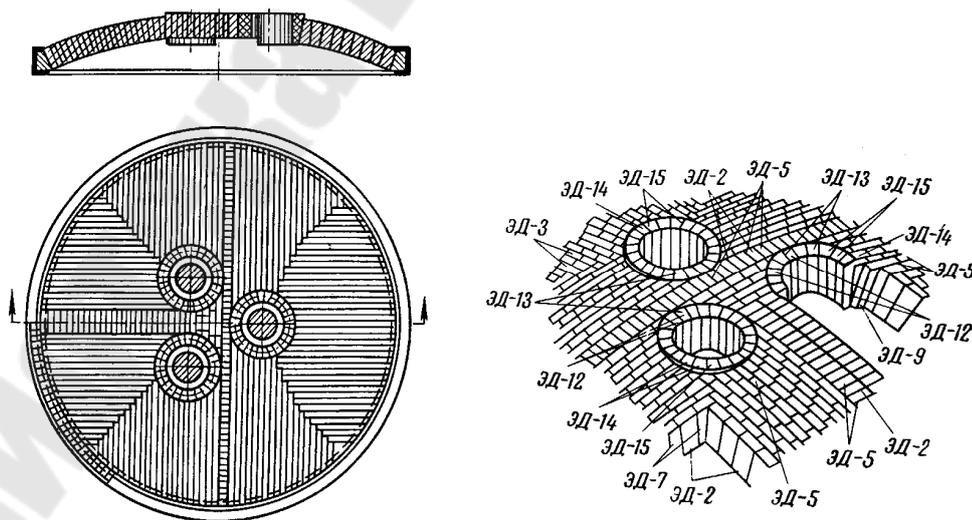


Рисунок 3.13 – Выкладка свода дуговой печи из нормального и фасонного кирпича с обозначениями марок фасонного кирпича.

Началось широкое применение термостойкого хромомагнезитового кирпича не только для сводов, но и для выкладки стен

печей. За рубежом получило распространение применение плавленного магнезита в виде зерен для набивки подин и блоков и пиленных из плавленного магнезита кирпичей, смолодоломитовых и смоломагнезитовых огнеупорных изделий, а также высокоглиноземистых кирпичей на базе бокситов.

Другим направлением явилось снижение толщины футеровки. Вообще теплоизоляция дуговых печей значительно более тонкая по сравнению с печами сопротивления. Поэтому температура на кожухах дуговых печей достигает (150 – 180)°С, а на наружной поверхности свода 300 °С; при износе футеровки (перед ремонтом) температуры ещё выше. Объясняется это тем, что огнеупорные материалы работают в дуговых печах на пределе своих возможностей, обращённые внутрь печного пространства слои кирпичей не имеют достаточной прочности, чтобы выдерживать приходящиеся на них усилия, и последние воспринимаются поэтому наружными, более холодными частями кирпича. Теплопроводность огнеупорных материалов велика, и если снабдить печь хорошей теплоизоляцией, то перепад температур в огнеупорном слое уменьшится и температура наружных слоев огнеупорных кирпичей повысится до величины, близкой к температуре внутренних слоев. Таким образом, с точки зрения повышения стойкости футеровки желательно увеличение её охлаждения, но последнее приносит рост тепловых потерь. Однако, у крупных современных печей тепловые потери корпуса печи вообще малы, составляя (5 – 7)% общей затраты тепла. Поэтому именно у этих печей целесообразным оказалось снижение толщины как футеровки стен, так и свода и подины. Последние разработки предусматривают снижение толщины стен мощных печей с (500 – 600) до (300 – 340) мм, а подины с (900 – 1000) до 600 мм.

В Японии были проведены интересные опыты по водяному охлаждению наиболее горячих точек футеровки стен печей. Наилучшие результаты были получены при применении несколько выше уровня жидкого металла сплошного пояса, состоящего из медных, охлаждаемых водой кессонов. Оказалось, что при работе печи весьма скоро на внутреннюю поверхность кессона набрызгивается слой шлака, образующий малотеплопроводящее покрытие, защищающее материал кессона от коррозии и снижающее тепловые потери, составляющие около 150 кВт.ч/м² или 10 кВт.ч/т, в то время как стоимость более частого ремонта футеровки превышает стоимость этого дополнительного расхода электроэнергии. Срок службы водоохлаждаемых кессонов определяется в 3000 ч.

В дуговых печах, работающих «кислым процессом», огнеупором служит динас. Подину печи изготавливают так же, как и у основных печей, но вместо магнезитовых кирпичей кладут динасовые, а набивку делают из кварцевого песка на жидком стекле. Свод, стены, арки и столбики кислых печей выкладывают из нормальных или фасонных динасовых кирпичей. Так как динасовый кирпич при нагреве расширяется, совершенно необходимо оставлять в кладке температурные швы через каждые несколько кирпичей и закладывать в швы куски фанеры или толя, которые при разогреве выгорают, тем самым позволяя расширяться кирпичам. Такие прокладки ставят и в своде, и в кладке стен и подины.

В кислой печи кладка работает в значительно более лёгких условиях, чем в основной печи, так как здесь период пребывания в печи жидкого металла, когда температурные условия особенно тяжелы, сравнительно невелик. Поэтому в ней стойкость футеровки значительно выше: подина служит более 1500, стены – до 200, а своды иногда до (300 – 400) плавов.

4 РАСЧЕТ ПЕЧЕЙ СОПРОТИВЛЕНИЯ

Электрические печи сопротивления (ЭПС) – это самый распространённый тип электрического аппарата в химической технологии. В них электрическая энергия преобразуется в тепловую в соответствии с законом Джоуля-Ленца. Наиболее распространенный тип печей сопротивления – печи косвенного нагрева, в которых электрический ток протекает по специальному элементу – нагревателю. Передача тепла от нагревателя к загрузке печи может осуществляться теплопроводностью, конвекцией, излучением. При температурах выше 600° С преобладает теплопередача излучением, при этом другими видами теплопередачи можно пренебречь. Такие печи относят к средне- и высокотемпературным, а их расчёт осуществляют на основании законов физики и ряда эмпирических закономерностей, обнаруженных на опыте. В данном методическом указании приведен порядок расчета таких печей, описаны наиболее распространенные материалы, которые используют при изготовлении футеровки и нагревательных элементов печи.

4.1 Тепловой расчет

Цель теплового расчета электрических печей сопротивления – определение оптимальных параметров (энергетических, геометрических, экономических) при которых обеспечивается проведение заданного технологического процесса. По результатам расчета выбирают конструкцию футеровки печи, определяют установленную мощность печи, находят количество теплоты, необходимое для проведения физико-химических превращений в обрабатываемом материале, вычисляют тепловые потери печи. Для ЭПС непрерывного действия выбирают число тепловых зон и мощность каждой зоны печи. В некоторых случаях рассчитывают кривые нагрева и охлаждения загрузок.

Завершают тепловой расчет вычислением производительности печи, удельного расхода электроэнергии и теплового КПД. Производительность садочных (периодических) ЭПС:

$$G = \frac{M}{t_u}, \quad (4.1)$$

где G – производительность печи, кг/с;
 M – масса единовременной загрузки, кг;

$t_{ц}$ – время технологического цикла, с.

Время цикла включает в себя:

$$t_{ц} = t_{з,в} + t_{н} + t_{выд} + t_{охл}, \quad (4.2)$$

где $t_{з,в}$ – время загрузки и выгрузки;

$t_{н}$ – время нагрева; $t_{выд}$ – время изотермической выдержки;

$t_{охл}$ – время охлаждения.

Для ЭПС, работающих в непрерывном режиме, производительность удобно считать:

$$G = \frac{L * m}{t_{ц}}, \quad (4.3)$$

где L – длина печи, м;

m – масса загрузки на участке длиной 1 м, кг/м.

При расчете производительности печей непрерывного действия во время цикла не включают время на загрузку и разгрузку печи. Такие печи удобно разбить на тепловые зоны, и относить расчетные параметры на 1 м длины печи.

Из уравнений (4.1) и (4.3) видно, что производительность зависит от времени цикла. Для ее повышения необходимо сокращать составляющие $t_{ц}$, однако $t_{н}$, $t_{выд}$ и $t_{охл}$ зачастую заданы условиями технологии. Если допускается проведение нагрева и охлаждения с максимальной скоростью, тогда можно воспользоваться тепловым расчетом для нахождения оптимальных энергетических характеристик процесса, обеспечивающих минимальное время цикла.

Знание удельного расхода электроэнергии позволяет оценить энергетическую эффективность процесса. Для вычисления используют уравнение:

$$q_{э} = \frac{N_{номп}}{G}, \quad (4.4)$$

где $q_{э}$ – удельный расход электроэнергии, Дж/кг;

$N_{потр}$ – мощность, потребляемая печью из сети, Вт.

Тепловой КПД характеризует работу печи как источника энергии.

$$\eta_T = \frac{N_3}{N_{\text{потр}}}, \quad (4.5)$$

где η_T – тепловой КПД печи;

N_3 – мощность, расходуемая на нагрев и физико-химические процессы в загруженном образце, Вт.

4.2 Определение установленной мощности

Установленная мощность N_y – это потребляемая электропечью при заданном режиме термообработки мощность, взятая с запасом, учитывающим «старение» нагревателей и возможное временное падение напряжения в сети:

$$N_y = k_3 * N_{\text{потр}}, \quad (4.6)$$

где $N_{\text{потр}}$ – мощность, потребляемая из сети при заданном режиме, Вт;

k_3 – коэффициент запаса мощности, $k_3=1,1 \div 1,2$ – для ЭПС непрерывного действия, $k_3 = 1,2 \div 1,4$ – для ЭПС периодического действия.

Потребляемая мощность расходуется на нагрев загрузки и вспомогательных устройств, прогрев футеровки и атмосферы печи, на компенсацию тепловых потерь. Для печей, работающих в непрерывном режиме:

$$N_{\text{потр}} = N_3 + N_{\text{всп}} + N_{\text{пот}}, \quad (4.7)$$

где N_3 – мощность, необходимая для нагрева загрузки и прохождения физико-химических процессов в ней, Вт;

$N_{\text{всп}}$ – мощность, необходимая для нагрева вспомогательных приспособлений (лодочек, тиглей, конвейера и т. п.), Вт;

$N_{\text{пот}}$ – мощность, необходимая для компенсации тепловых потерь, Вт.

Если печь работает в периодическом режиме, удобнее оперировать не мощностью, а количеством теплоты:

$$Q_{\text{потр}} = Q_3 + Q_{\text{всп}} + Q_{\text{пот}} + Q_{\text{ак}}, \quad (4.8)$$

где $Q_{\text{потр}}$ – энергия, потребленная печью за один цикл, Дж;

Q_3 – количество теплоты, необходимое для нагрева загрузки до заданной температуры и прохождения физико-химических процессов в ней, Дж;

$Q_{всп}$ – количество теплоты, необходимое для нагрева вспомогательных приспособлений, Дж;

$Q_{пот}$ – тепловые потери, Дж;

$Q_{ак}$ – количество теплоты, аккумулированное футеровкой печи, Дж.

4.3 Расчет полезной мощности

Теплоту, необходимую для нагрева загрузки и вспомогательных приспособлений, следует называть полезной $Q_{пол}$, а соответствующую мощность – полезной мощностью $N_{пол}$.

Теплоту Q_3 рассчитывают исходя из термодинамики процессов, происходящих при термообработке загрузки. Если нагреваемый материал не испытывает химических и фазовых превращений, а поглощаемая теплота расходуется только на его нагрев, тогда:

$$Q_{3н} = \frac{1}{M_m} M \int_{T_n}^{T_k} c dT, \quad (4.9)$$

где M_m – масса одного моля вещества загрузки, кг/моль;

M – масса загрузки, кг;

c – теплоемкость загрузки, Дж/моль*К;

T_n, T_k – начальная и конечная температуры загрузки, К.

В случае, когда функциональная зависимость теплоемкости от температуры не известна, можно приближенно принять:

$$Q_{3н} = M * c_c (T_k - T_n); \quad (4.10) \quad c_c = \frac{1}{2}(c_k - c_n), \quad (4.11)$$

где c_c – усредненная теплоемкость загрузки, Дж/кг*К;

c_n – теплоемкость загрузки при T_n , Дж/кг*К;

c_k – теплоемкость загрузки при T_k , Дж/кг*К.

Если в процессе термообработки происходят фазовые изменения в материале загрузки (плавление, испарение и т. п.), то следует учесть и теплоты, необходимые для этих процессов, тогда:

$$Q_{зф} = \frac{1}{M_m} M \left[\int_{T_n}^{T_\phi} c_1 dT + \Delta i_\phi + \int_{T_\phi}^{T_k} c_2 dT \right], \quad (4.12)$$

где Δi_ϕ – теплота фазового превращения, Дж/моль;
 T_ϕ – температура фазового превращения, К;
 c_1 и c_2 – теплоемкости исходной и образовавшейся фаз, соответственно, Дж/моль*К.

Теплоту, поглощаемую или выделяемую в результате химических реакций, находят исходя из уравнения (4.13):

$$Q_{zx} = \sum \Delta Q_{кон}^T - \sum \Delta Q_{исх}^T, \quad (4.13)$$

где $\Delta Q_{кон}^T$ – теплота образования продуктов реакции при температуре T_k , Дж;
 $\Delta Q_{исх}^T$ – теплота образования исходных веществ при температуре T_k , Дж.

$$\Delta Q^T = \frac{1}{M_m} M (\Delta i_{298}^o + \int_{298}^{T_k} c dT), \quad (4.14)$$

где Δi_{298}^o – стандартная мольная энтальпия образования, Дж/моль.

Для расчета соответствующих мощностей N_{zn} , N_{zf} , N_{zx} , необходимо знать время нагрева загрузки t_n до заданной температуры, тогда:

$$N_z = \frac{Q_z}{t_n} \quad (4.15)$$

Теплоту, необходимую для прогрева вспомогательных приспособлений, рассчитывают суммированием по каждому элементу (конвейер, лодочка...)

$$Q_{всп} = \sum_i c_i * M_i (T_{ki} - T_{ni}), \quad (4.16)$$

где M_i – масса i вспомогательного элемента, кг;
 c_i – усредненная теплоемкость i элемента, Дж/кг*К;
 T_{ki} и T_{ni} – конечная и начальная температура i элемента, К.

Если через печь продувают специальную атмосферу, то следует учесть расход мощности на нагрев газа:

$$N_z = q_z * c_z (T_k - T_n), \quad (4.17)$$

где q_r – массовый расход газа, кг/с;
 c_r – усредненная теплоемкость газа, Дж/кг*К;
 $T_n \approx T_k$ – температура газа на выходе из печи, К;
 T_n – температура газа на входе в печь, К.

Для садочных печей вся теплота необходимая для нагрева газа:

$$Q_z = M_r * c_z (T_n - T_n), \quad (4.18)$$

где M_r – масса газа, прошедшего через печь за цикл термообработки, кг.

В результате для полезной теплоты и полезной мощности имеем:

$$Q_{пол} = Q_3 + Q_{всн} + Q_z, \quad (4.19)$$

$$N_{пол} = N_3 + N_{всн} + N_z \quad (4.20)$$

4.4 Расчет тепловых потерь

При расчете мощности, необходимой для компенсации тепловых потерь ЭПС, принимают, что печь работает в установившемся тепловом режиме, когда тепловые потоки постоянны во времени. Обычно ограничиваются расчетами потерь через стенки печи N_{ϕ} и через отверстия $N_{отв}$:

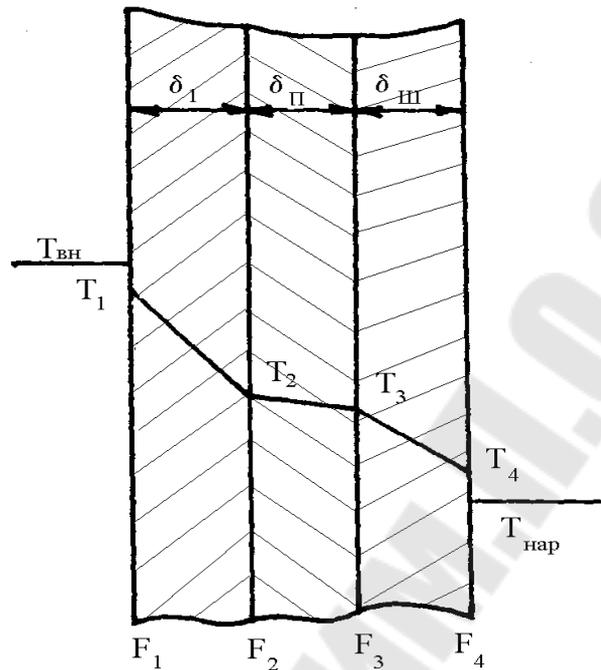
$$N_{пот} = k'_3 (N_{\phi} + N_{отв}), \quad (4.21)$$

где k'_3 – коэффициент запаса.

Коэффициент запаса на неучтенные потери мощности, например, «старение» футеровки, потери через неплотности футеровки, через швы, тепловые короткие замыкания принимают равным $1,2 \div 1,4$.

Расчет тепловых потерь через стены печи сводится к решению задачи теплопередачи через многослойную плоскую, либо цилиндрическую, поверхность.

Для плоской стенки, имеющей, например, три слоя теплоизоляции, примем следующие обозначения (рисунок 4.1).



$T_{вн}$ – температура внутри печи; T_i – температура на i поверхности теплоизолирующего слоя; $T_{нар}$ – температура снаружи печи; δ_j – толщина j слоя теплоизоляции; F_i – площадь i поверхности теплоизолирующего слоя.

Рисунок 4.1 – Трехслойная тонкая стенка

Уравнение теплопередачи имеет вид:

$$N_{\phi} = \frac{T_{вн} - T_{нар}}{\frac{1}{\alpha_{вн} * F_1} + \frac{\delta_I}{\lambda_I * F_1} + \frac{\delta_{II}}{\lambda_{II} * F_{II}} + \frac{\delta_{III}}{\lambda_{III} * F_{III}} + \frac{1}{\alpha_{нар} * F_4}}, \quad (4.22)$$

где $\alpha_{вн}$, $\alpha_{нар}$ – коэффициент теплоотдачи внутреннего (I) и наружного (III) слоев, соответственно, Вт/м²*К;

λ_j – коэффициент теплопроводности j слоя, Вт/м*К;

F_j – усредненная площадь j слоя, м².

Так как λ зависит от температуры материала футеровки, то в уравнение (4.22) подставляют усредненный коэффициент, взятый для

средней температуры слоя, например, для III слоя $T_{III} = \frac{T_3 + T_4}{2}$.

Поверхность F_j берут как среднее квадратичное площадей поверхности j слоя, например, $F_{III} = \sqrt{F_3 * F_4}$.

Для цилиндрической трехслойной стенки (рисунок 4.2):

$$N_{\phi} = \frac{\pi(T_{\text{вн}} - T_{\text{нар}})}{\frac{1}{\alpha_{\text{вн}} H_1 d_1} + \frac{1}{2\lambda_1 H_1} \ln \frac{d_2}{d_1} + \frac{1}{2\lambda_{II} H_{II}} \ln \frac{d_3}{d_2} + \frac{1}{2\lambda_{III} H_{III}} \ln \frac{d_4}{d_3} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}} H_4 d_4}}, \quad (4.23)$$

где d_i – диаметр i цилиндрической поверхности, м;

H_i – высота i цилиндрической поверхности, м;

H_j – усредненная высота j слоя футеровки, м.

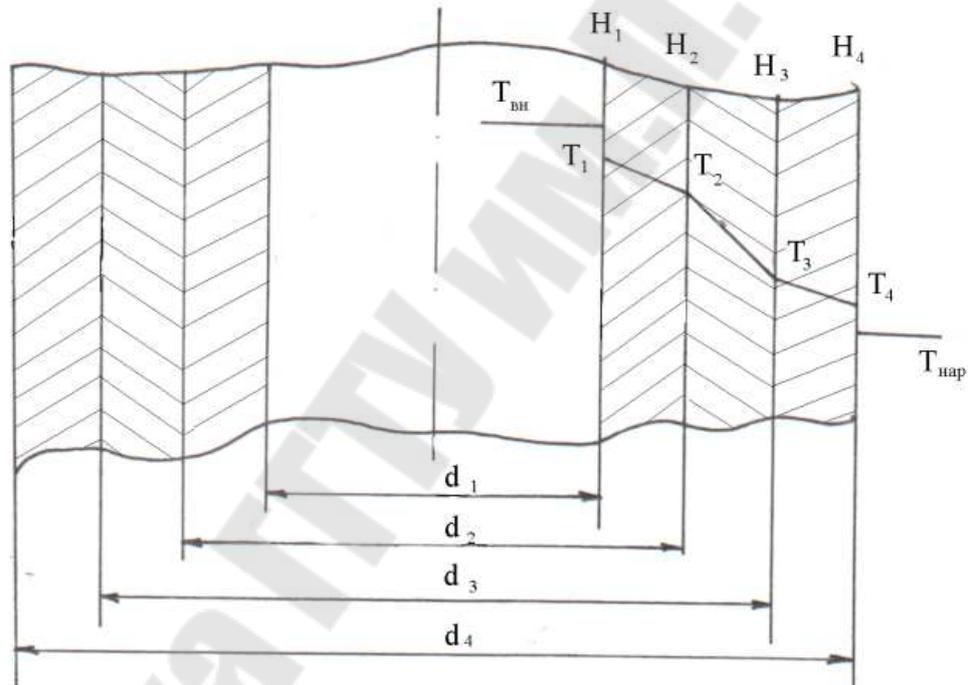


Рисунок 4.2 – Трехслойная цилиндрическая стенка

Высота j слоя футеровки принимают как среднее арифметическое высот поверхностей этого слоя, например, $H_{III} = \frac{H_3 + H_4}{2}$.

Теплоотдача от наружной стенки печи в окружающую среду носит сложный характер, поэтому для инженерных расчетов при условии $T_{\text{нар}} = 20^\circ \text{C}$ и температуре поверхности печи (в описанных примерах это T_4) равной 400°C , берут следующие значения коэффициента $\alpha_{\text{нар}}$:

- для вертикальной поверхности – $10,6 \text{ Вт/м}^2 \cdot \text{К}$;
- для верхней горизонтальной поверхности – $12,0 \text{ Вт/м}^2 \cdot \text{К}$;
- для нижней горизонтальной поверхности – $8,6 \text{ Вт/м}^2 \cdot \text{К}$.

Расчет футеровок проводят методом последовательных приближений:

а) задают количество слоев, их толщину и материал футеровки, геометрические размеры печи и внутреннего пространства, температуру внутри печи (или на внутренней поверхности футеровки – T_1) и температуру снаружи, б) произвольно задаются значениями температур на i поверхностях теплоизолирующих слоев T_i , в) рассчитывают F_j или H_j и T_j , г) по справочным данным на основании выбранной T_j определяют λ_j , д) по уравнению (4.22) или (4.23) рассчитывают N_ϕ , е) проверяют значения температур T_i , решая обратную задачу по отдельным слоям футеровки:

$$T_1 = T_{\text{вн}} - \frac{N_\phi}{\alpha_{\text{вн}} * F_1}; \quad T_1 = T_{\text{вн}} - \frac{N_\phi}{\pi * \alpha_{\text{вн}} * H_1 * d_1},$$

$$T_2 = T_1 - \frac{N_\phi * \delta_1}{\lambda_1 * F_1}; \quad T_2 = T_1 - \frac{N_\phi \ln \frac{d_2}{d_1}}{\pi * 2\lambda_1 * H_1},$$

$$T_3 = T_2 - \frac{N_\phi * \delta_{\text{II}}}{\lambda_{\text{II}} * F_{\text{II}}}; \quad T_3 = T_2 - \frac{N_\phi \frac{d_3}{d_2}}{\pi * 2\lambda_{\text{II}} * H_{\text{II}}},$$

$$T_4 = T_3 - \frac{N_\phi * \delta_{\text{III}}}{\lambda_{\text{III}} * F_{\text{III}}}; \quad T_4 = T_3 - \frac{N_\phi \frac{d_4}{d_3}}{\pi * 2\lambda_{\text{III}} * H_{\text{III}}},$$

$$T_{\text{нар}} = T_4 - \frac{N_\phi}{\alpha_{\text{нар}} * F_4}; \quad T_{\text{нар}} = T_4 - \frac{N_\phi}{\pi * \alpha_{\text{нар}} * H_4 * d_4}$$

ж) сравнивают полученные значения T_i с заданными в начале расчета (п.б). Если эти величины совпадают с достаточной точностью, то расчет считают законченным. В случае несовпадения, задают новые T_i и расчет повторяют.

Тепловые потери через загрузочные и разгрузочные проемы, через отверстия в футеровке, определяются составляющими теплообмена печного пространства с окружающей средой – конвекцией и излучением.

$$N_{\text{омс.}i} = (N_{\kappa.i} + N_{u.i}) \frac{t_{\text{откр.}i}}{t_u}, \quad (4.24)$$

$$N_{\text{омс}} = \sum_i N_{\text{омс.}i}, \quad (4.25)$$

где $N_{\text{отв.}i}$ – потери тепла через i отверстие, Вт;

$N_{к.і}$ – потери тепла через i отверстие за счет конвекции, Вт;
 $N_{и.і}$ – потери тепла через i отверстие за счет излучения, Вт;
 $t_{откр. і}$ – время открытого состояния i отверстия, с;
 $t_{ц}$ – время термообработки загрузки (цикла), с.

Потери тепла через отверстие нагретой до 800–900° С печи за счет конвекции можно определить по уравнению (4.26):

$$N_{к} = \frac{320 * F_{отв} * h^{0.5} * T_n}{l^{0.4}}, \quad (4.26)$$

где $F_{отв}$ – площадь сечения отверстия, м²;
 h – высота отверстия, м; l – глубина отверстия, с;
 T_n – температура печи, ° С.

Потери тепла через отверстие излучением описывает уравнение (4.27):

$$N_{и} = 5,67 * \varepsilon_{отв} \left[\left(\frac{T_n}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{нар}}{100} \right)^4 \right] * F_{отв} * \varphi, \quad (4.27)$$

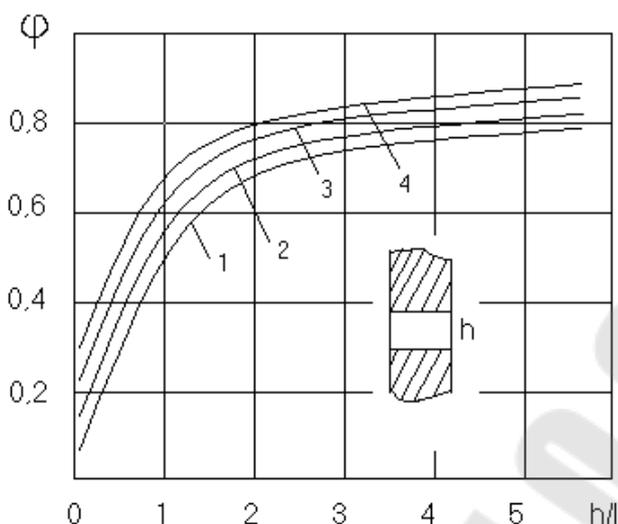
где $\varepsilon_{отв}$ – коэффициент теплового излучения отверстия;
 φ – коэффициент диафрагмирования.

Коэффициент теплового излучения для крупных отверстий и проемов (соизмеримых с размером печного пространства) берут равным 0,8, для мелких отверстий $\varepsilon_{отв} = 1,0$. Коэффициент диафрагмирования учитывает глубину отверстия и экранирующее действие его стенок (рисунок 4.3).

Тепло, аккумулированное печью, находят по уравнению (4.28), исходя из теплоемкости и температур всех элементов конструкции печи:

$$Q_{ак} = \sum_i M_i * c_i (T_i - T_o), \quad (4.28)$$

где M_i – масса i элемента конструкции, кг;
 c_i – средняя теплоемкость i элемента конструкции, Дж/кг*К;
 T_i – средняя температура до которой прогреет i элемент конструкции, К;
 T_o – начальная температура элементов конструкции печи, К.



1 – круглые; 2 – квадратные; 3 – прямоугольные с соотношением сторон 2:1; 4 – узкие длинные щели высотой h.

Рисунок 4.3 – Зависимость коэффициента диафрагмирования φ от размеров отверстия

4.5 Режимы работы печи

Количество теплоты, получаемой загрузкой в течение элементарного промежутка времени в условиях теплообмена излучением:

$$dQ = F_3 * c_{np} \left[\left(\frac{T_n}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_3}{100} \right)^4 \right] dt, \quad (4.29)$$

где T_n, T_3 – текущая температура печи и загрузки, соответственно, К;
 c_{np} – приведенный коэффициент излучения системы печь-загрузка, Вт/м²*К⁴;

F_3 – площадь тепловоспринимающей поверхности загрузки, м².

Приведенный коэффициент излучения системы выпуклое тело (загрузка) внутри полого тела (рабочее пространство печи):

$$c_{np} = \frac{5,67}{\frac{1}{\varepsilon_3} + \frac{F_3}{F_{cm}} \left(\frac{1}{\varepsilon_n} - 1 \right)}, \quad (4.30)$$

где F_{cm} – площадь излучающей поверхности стен камеры печи, м²;

ε_3 – степень черноты загрузки;

ε_n – степень черноты камеры печи.

4.5.1 Режим нагрева

Воспринятая загрузкой теплота dQ расходуется на ее разогрев от температуры T_n до температуры T_k , прохождение химических реакций и фазовых превращений. Решение, получаемого уравнения теплового баланса, относительно времени разогрева или температуры загрузки в заданное время не представляется возможным. Это объясняется тем, что во времени изменяются температуры печи и загрузки, в свою очередь от T_z зависят теплофизические свойства загрузки: теплоемкость и теплопроводность. В объеме загрузки происходят химические и фазовые превращения, приводящие к поглощению или выделению энергии и изменению теплофизических характеристик системы, а в некоторых случаях, и к изменению массы загрузки. Теории, учитывающей кинетику этих изменений в настоящее время нет.

Достаточно подробно разработана теория расчета времени прогрева и температуры загрузок в которых вся поглощенная теплота расходуется только на нагрев:

$$dQ_z = M * c * dT \quad (4.31)$$

Однако, в практике металлургических предприятий, наиболее часто время нагрева определено условиями технологии, а не условиями теплопередачи. При этом, скорость с которой поднимают температуру загрузки меньше чем возможная скорость разогрева для данной печи. В этом случае расчет t_n не производят.

4.5.2 Режим изотермической выдержки

Время изотермической выдержки $t_{выд}$ обычно задано условиями технологического процесса. Мощность, выделяемая в этот период на нагревательных элементах печи, расходуется только на компенсацию тепловых потерь $N_{пот}$. При расчете методических ЭПС, мощность зоны, в которой происходит изотермическая выдержка образца, принимается равной $N_{пот}$.

4.6 Рекомендации по выбору футеровочных материалов

Обычно выбор материалов для огнеупорного и теплоизоляционных слоев футеровки обосновывают исходя из их рабочей температуры и теплоизолирующих свойств. Данные об огнеупорности, допускаемой температуре применения, плотности,

теплоемкости и коэффициенте теплопроводности можно найти в справочных изданиях.

В настоящем разделе будут рассмотрены только особенности химической стойкости различных футеровочных материалов, так как в ЭПС, в которых происходят химические процессы и используются специальные атмосферы, это свойство материалов приобретает важное значение.

Корундовые материалы устойчивы к действию почти всех металлов, шлаков, большинства газов, восстановительных агентов, вакуума, водородных сред.

Шамотные материалы применяются в воздушной (слабокислой) атмосфере и некоторых защитных углеродсодержащих атмосферах.

Муллитокремнеземистые материалы, кроме легковесных, стойки к действию почти всех металлов, шлаков, газов.

Динасовые материалы в парах щелочей разрушаются при температуре 1000°C из-за образования легкоплавких стекол. В среде водорода в динасовых материалах форсируется превращение кварца в кристаболит, что уменьшает их прочность.

Магнезитовые и доломитовые материалы поглощают пары воды при температуре ниже 600°C , что приводит к их разрушению. С хлором образуют легкоплавкий хлорид MgCl_2 ($T_{\text{пл}} = 712^{\circ}\text{C}$).

Хромомагнезитовые и магнезитохромитовые материалы подвергаются восстановлению в восстановительных газовых средах при температуре более 1600°C , а при температуре ниже 1600°C идет их окисление. Из-за чередования этих процессов происходит растрескивание футеровки

Карбидокремниевые материалы окисляются кислородом воздуха и парами воды, разрушаются восстановителя, в т. ч. основными шлаками и щелочами. Кислотоупорны.

Цирконистые материалы стойки против действия шлаков, расплавов черных и цветных металлов, расплавленных хлоридов. Разрушаются фтором, фосфорным ангидридом, окислами железа, мартеновскими шлаками, стекольным расплавом.

Графитовые футеровки окисляются кислородом воздуха и парами воды. Набухают в водородсодержащих атмосферах.

Восстановительные среды взаимодействуют с примесями оксида железа (III) в футеровочных материалах, переводя его в оксид железа (II), это приводит к ускоренному износу футеровки, так как снижается температура плавления оксида с 1562°C до 1370°C , а температура эвтектик с его участием – еще ниже.

В среде хлора уменьшается прочность сцепления зерен огнеупорного материала связующим. Так, например, при температуре 950° С работа в атмосфере хлора в течение 72 часов уменьшается прочность: высококремнистых материалов на 5 %; динасовых – на 13 %; шамотных – на 24 %; магнезиальных и хромомagneзиальных – на 100 %.

4.7 Расчет и конструирование нагревательных элементов

В электрических печах сопротивления преобразование электрической энергии в тепловую происходит в нагревательных элементах (нагревателях). Работа нагревателя обычно происходит в тяжелых условиях, часто при предельно допустимых для материала, из которого он выполнен, температурах. Как правило, срок службы нагревателя определяет время работы всей печи до ремонта. Поэтому, увеличение срока службы нагревателей ЭПС является важной задачей, как с технической, так и с экономической точки зрения.

Одним из основных факторов, обуславливающих срок службы нагревателя, является максимальная температура, при которой он работает длительное время. Температура нагревателя всегда выше температуры нагреваемого материала или изделия, а разница между ними зависит от условий теплопередачи. При оптимальном выборе конструкции и правильно выполненном расчете нагревателя разница этих температур минимальна. Это позволяет добиваться одной и той же мощности и температуры в печи, эксплуатируя нагреватель в более мягких для него режимах. «Старение» материала нагревателя обусловлено изменениями его физико-химических свойств в процессе работы. Оно может быть вызвано окислением, изменением химического состава сплава, распылением в вакууме и т. п. Часто нагреватель выходит из строя из-за местных перегревов задолго до достижения предельного состояния материала, из которого он изготовлен. Если температура нагревателя выбрана с запасом, то локальные перегревы не будут существенно сказываться на сроке службы нагревателя.

Расчет нагревательных элементов позволяет:

- оптимально расположить нагреватели в печи и тем самым уменьшить ее габариты и рационально использовать рабочее пространство;
- выбрать рациональную электрическую схему подключения нагревателей и питающее напряжение;
- выбрать экономически выгодную конструкцию нагревателя и его сечения, обеспечивающие минимальные капитальные затраты;

- оценить капитальные и эксплуатационные затраты при использовании нагревателей из различных материалов;
- определить срок службы выбранного нагревателя или подобрать нагреватель с заданным сроком службы.

4.7.1 Рекомендации по выбору материала и конструированию нагревателей

К материалам, предназначенным для изготовления нагревательных элементов, предъявляются следующие требования:

- Достаточная жаростойкость (окалиностойкость) – способность материала противостоять химическому разрушению поверхности под воздействием горячего воздуха или других атмосфер.

- Достаточная жаропрочность – способность материала сохранять длительную прочность при высоких температурах.

- Большое удельное электрическое сопротивление ρ . Для размещения нагревателя внутри печи удобнее иметь элемент большего сечения S и меньшей длины l , кроме того, нагреватель с большим сечением имеет более длительный срок службы, а при заданном сопротивлении нагревателя R его длина тем меньше, а сечение тем больше, чем выше удельное электрическое сопротивление.

- Малый температурный коэффициент сопротивления. Иначе для подключения нагревателя к сети требуется трансформатор, позволяющий в начальный момент, когда нагреватель имеет небольшую температуру, а, следовательно, значительно меньшее удельное электрическое сопротивление, подать на печь пониженное напряжение.

- Постоянство электрических свойств во времени. Материалы, стареющие со временем, увеличивают свое сопротивление, это усложняет эксплуатацию печи, т.к. требуется трансформатор с большим числом диапазонов напряжений.

- Обрабатываемость.

Для изготовления нагревательных элементов печей сопротивления создано множество материалов, способных работать в широком диапазоне температур, вплоть до 3000°C . В таблице (4.1) представлены рекомендуемые и максимально допустимые температуры для некоторых из них. Обычно за рекомендуемую температуру работы нагревателя принимают ту температуру, при которой срок его службы составит 10000 часов, максимально допустимой температурой считают температуру, при которой срок службы равен 2000 часов. Из таблицы (4.1) видно, что нагреватели из одного и того же материала имеют более высокую рабочую температуру, либо более длительный срок службы

при непрерывном режиме работы, по сравнению с работой в прерывистом режиме.

Следует отметить, что максимально допустимая температура работы нагревателя зависит от его диаметра (или толщины). В таблице (4.1) приведены значения температур для проволоки из металлических сплавов с диаметром 3 мм. При использовании нагревателей диаметром более 6 мм максимально допустимая температура может быть увеличена на 50 градусов, а при уменьшении диаметра нагревателя до 1 мм, температура снижается на 50 градусов. Если диаметр нагревателя $0,2 \div 0,4$ мм, то максимально допустимую температуру следует принять на $100 \div 200$ градусов ниже табличной.

Нихром

Нихром – это сплавы никеля и хрома. Промышленностью выпускаются сплавы, содержащие от 15 до 27 % хрома. Наиболее широко распространен сплав, содержащий 20 % хрома. Нихром сочетает высокую жаростойкость (до 1250° С) и значительное электрическое сопротивление ($1,05\text{--}1,40$ Ом*мм²/м), температура его плавления $1370\text{--}1420^{\circ}$ С, плотность $8,2\text{--}8,4$ г/см³. Нихром достаточно пластичен в горячем и холодном состоянии, хорошо поддается сварке и обработке резанием. Полуфабрикаты из него изготавливают, в основном, в виде проволоки и ленты. Так как нихром имеет небольшой температурный коэффициент электрического сопротивления, то нагреватели из него не требуют изменения питающего напряжения в процессе разогрева печи, и, следовательно, могут работать без специального трансформатора.

Нихром образует на поверхности защитную пленку из окиси хрома, что позволяет использовать его для работы в окислительной атмосфере. В атмосфере галогидов, а также в щелочной среде нихром неработоспособен. Нихром не магнитен. Основной его недостаток – относительно высокая стоимость.

Ферронихром

Ферронихром – разновидность нихрома, в котором значительная часть никеля замещена железом, что способствует удешевлению и повышает технологическую пластичность сплава. Жаростойкость ферронихрома до 1200° С, электрическое сопротивление до $1,30$ Ом*мм²/м.

Хромаль

Хромаль – сплав железа с хромом и алюминием. Выпускают хромаль с содержанием хрома 23–27 %, алюминия 5 %. Хромаль отличается высокой жаростойкостью, высокой температурой плавления (до 1510° С), большим удельным электрическим

сопротивлением $1,3-1,47 \text{ Ом} \cdot \text{мм}^2/\text{м}$ и малым температурным коэффициентом электрического сопротивления. Его плотность $7,2 \text{ г/см}^3$. Хромаль более дешевый, чем нихром материал.

Таблица 4.1 – Рекомендуемые и максимально допустимые температуры нагревателей из различных материалов

Материал нагревателя	Рекомендуемая температура, °С		Максимально допустимая температура, °С	
	Непрерыв ный режим работы	Прерывист ый режим работы	Непрерыв ный режим работы	Прерывист ый режим работы
Нихром: 20Н80, Х20Н80Т, ХН70Ю	1050	1000	1150	1100
Ферронихром: Х15Н60, Х25Н20, Х23Н18	950	900	1050	1000
Фехаль: Х13Ю4, Х15Ю5	850	800	1000	950
Хромаль: Х23Ю5 Х27Ю5Т	750	650	900	800
Ниобий	1050	1000	1200	1150

Этот сплав удовлетворительно технологичен при комнатной температуре, и при высоких температурах. Он более жаростоек в воздушной, цементационной и сернистой атмосферах но становится хрупким и непрочным после нагрева, особенно выше 1000°С . Ремонт нагревателей, работавших при температуре выше 1000°С практически невозможен.

Хромаль магнитен, ржавеет, при температуре выше 1000°С взаимодействует с шамотной футеровкой и с окислами железа.

Для повышения срока службы нагревателей в восстановительных атмосферах, их необходимо предварительно окислить работой на воздухе в течении 2–3 суток при 1100°С .

Фехраль

Фехраль – сплав на основе системы железо-хром-алюминий. Температура плавления 1450°С , удельное электрическое сопротивление $1,18-1,34 \text{ Ом} \cdot \text{мм}^2/\text{м}$, плотность $7,3 \text{ г/см}^3$. Фехраль

уступает по жаростойкости хромалю, однако значительно дешевле и обладает более высокой технологической пластичностью при горячем и холодном деформировании.

Для выводов нагревателей, в зависимости от температуры их работы, рекомендуют следующие материалы (таблица (4.2)).

Таблица 4.2 – Сплавы, рекомендуемые для изготовления выводов нагревателей

Температура, °С	Марка сплава	Рабочая атмосфера
До 700	12Х13	Воздух, N ₂ , NH ₃ , H ₂ S, углеродсодержащая
800–1200 1200–1350	X25Ю5 X27Ю5Т	Воздух, H ₂ , H ₂ S, углеродсодержащая
900–1000 1000–1100	20Х23Н13 20Х25Н20С2	Воздух, N ₂ , NH ₃

Можно применять для выводов те же материалы, что и для нагревателей, но это не всегда экономически выгодно.

Диаметр вывода должен быть выбран так, чтобы его сечение превышало сечение самого нагревателя не менее чем в 3 раза.

Нагреватели, состоящие из отдельных секций, между собой сваривают, также сваривают элементы выводов с нагревателями. При этом следует учитывать, что в местах нагрева железохромоалюминиевые сплавы становятся хрупкими. В связи с этим при их транспортировке или установке в печи возможны поломки.

Гибка нагревателей должна производиться плавно без рывков. Для увеличения пластичности хрупких сплавов, нагреватели гнут с подогревом либо газовой горелкой, либо пропусканием через них электрического тока, используя трансформатор с напряжением 5–10 В. Рекомендуемая температура во время гибки 700–1000°С.

4.7.2 Рекомендации по конструированию металлических нагревателей

а) Проволочные спиральные нагреватели, как правило, располагаются на керамических полочках, в керамических плитах с пазами или на керамических трубках. При конструировании таких нагревателей следует учесть, что отношение шага спирали t к диаметру проволоки d должно быть не менее двух. Максимальные отношения D/d приведены в таблице (4.3). При изготовлении спиральных нагревателей необходимо тщательно следить за равномерностью навивки, т. к. в

местах сгущения витков будут значительные перегревы нагревателя, что ведет к снижению срока его службы.

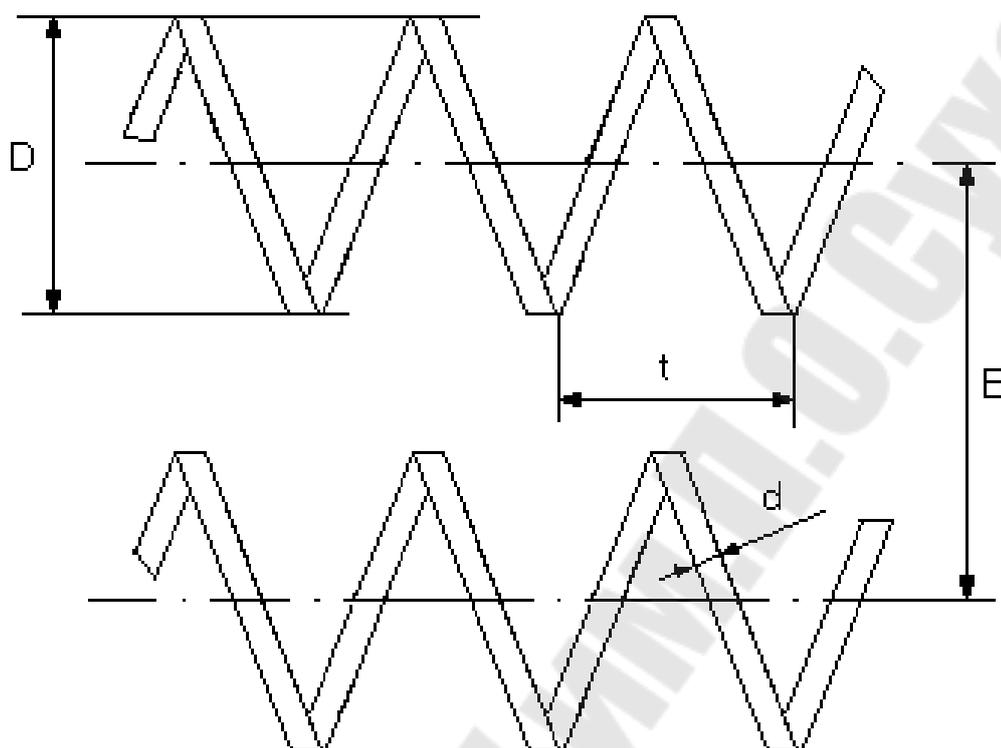


Рисунок 4.4 – Проволочный спиральный нагреватель

Таблица 4.3 – Отношение D/d для спиральных нагревателей

Температура нагревателя, °С	Максимальное отношение D/d для сплавов	
	Хромоникелевых	Железохромалюминиевых
1000	10	8
1100	9	7
1200	8	6
1300	-	5

б) Проволочные зигзагообразные нагреватели рекомендуют крепить в специальных керамических плитках (при $d=4\div 7$ мм), либо подвешивать на металлических жароупорных или керамических крючках (штырях), если $d > 7$ мм.

Максимальная высота зигзага H для различных типов конструкции нагревателей приведена в таблице (4.4). Подовые нагреватели могут быть изготовлены с высотой зигзага на 20–30 % большей, чем высота нагревателей на стенах печи.

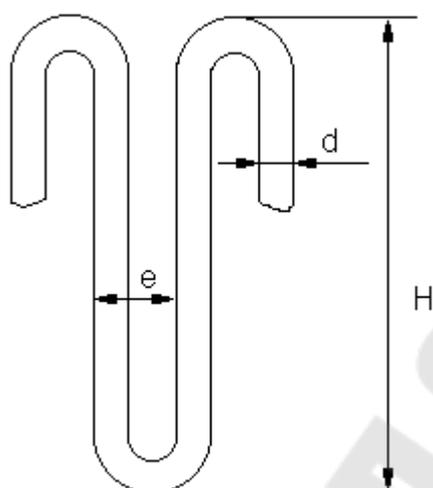


Рисунок 4.5 – Проволочный зигзагообразный нагреватель

Таблица 4.4 – Высота зигзага проволочных нагревателей

Способ крепления нагревателя	Максимальная высота зигзага при диаметре проволоки d , мм			
	6–7	8–9	10–11	12–14
На своде:				
– на двух крючках	215/150	250/170	280/200	300/220
– лежащий на двух опорах	170/130	200/160	225/180	245/200
– в керамических плитках	200/150			
На стенах:				
– на штырях	300/(200–250)			
– в керамических плитках	250/200			

Примечание: Числитель относится к проволоке из сплава Cr-Ni; знаменатель – к проволоке из сплавов Fe-Cr-Al.

в) Ленточные зигзагообразные нагреватели могут крепиться, как и проволочные зигзагообразные, либо свободно лежать на опорах на своде и на полу.

Отношение расстояния между осями зигзагообразного нагревателя e к ширине ленты b должно быть не менее 0,9. Максимальные высоты зигзага H для различных способов крепления ленты приведены в таблице (4.5).

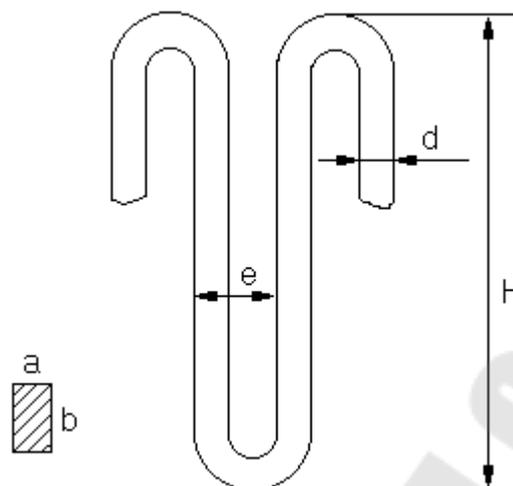


Рисунок 4.6 – Ленточный зигзагообразный нагреватель

Таблица 4.5 – Высота зигзага ленточного нагревателя

Температура нагревателя, °С	Максимальная высота зигзагообразного ленточного нагревателя, мм					
	Нагреватели подвешены на крючках на стенах, ширина ленты, мм			Нагреватели размещены на двух опорах на поду или своде, ширина ленты, мм		
	10	20	30	10	20	30
1100	300/250	400/370	450/420	240/180	270/250	320/300
1200	200/150	300/230	350/280	160/140	220/175	270/200
1300	-/130	-/200	-/250	-/120	-/150	-/170

Примечание: Числитель относится к ленте из сплавов Cr-Ni; знаменатель – к ленте из сплавов Fe-Cr-Al.

Карборундовые электронагреватели (КЭН)

Карборунд – это материал на основе карбида кремния, способный работать в качестве нагревателя в окислительной среде при температуре до 1500°С. При более высоких температурах срок его службы резко снижается. Большое влияние на срок службы оказывает режим работы нагревателей. Резкие колебания температуры значительно влияют на их долговечность. Даже медленные изменения температуры нагревателя в садочных печах существенно снижают срок его службы.

В восстановительной атмосфере срок службы нагревателей ниже, чем на воздухе. Метан, бутан, природный газ науглероживают

нагреватели из карборунда, поэтому содержание этих газов в атмосфере печи не должно превышать 2 %. В среде водорода нагреватели работают при температуре не выше 1300° С, при этом следует снизить их допустимую удельную поверхностную мощность. Если концентрация водорода в атмосфере менее 20 % – мощность снижают на 40 %, если концентрация водорода более 20 % – мощность снижают на 60 %.

Водяной пар при 750° С снижает стойкость КЭН в 2–3 раза. Атмосферы с содержанием фтора, хлора, брома и сернистых соединений разрушают нагреватель.

Удельное электрическое сопротивление карборунда 809–1900 Ом*мм²/м. Плотность 2,2–2,3 г/см³. В холодном состоянии карборунд весьма хрупкий материал.

Из карбида кремния изготавливают еще один материал – силит. Он отличается от карборунда большей дисперсностью фазы SiC, из-за чего рекомендуемая и максимально допустимая температуры нагревателей из силита ниже, чем для нагревателей из карборунда.

Карборундовые и силитовые нагреватели изготавливают в виде стержней постоянного, либо переменного сечения, а также в виде труб со спиральной нарезкой. Во всех печах, где применяются такие нагреватели, необходимо предусмотреть возможность их свободного удлинения при нагревании. Коэффициент термического расширения карборунда $(5 \div 6) \cdot 10^{-6}$ 1/К.

Схема соединения нагревателей и выбор трансформатора значительно влияют на срок их службы. Параллельное соединение нагревателей предпочтительно, т. к. при этом меньше сказывается разброс сопротивлений комплекта нагревателей, а в случае выхода из строя одного из нагревателей обычно можно продолжать процесс, используя остальные. В то время как при последовательном соединении цепь разрывается. Однако, параллельное соединение требует более низких напряжений и, следовательно, необходимо использовать трансформатор. Кроме того, при параллельном соединении нагревателей, больше нагрузка на подводящие кабели из-за больших токов. Часто применяют параллельно-последовательную схему.

Для максимального использования ресурса нагревателей, по мере их старения, необходимо иметь возможность повышать рабочее напряжение в 2–2,5 раза, по сравнению с исходным. Также трансформатор должен иметь промежуточные ступени с коэффициентом увеличения напряжения порядка 1,1–1,2.

Карборундовые нагреватели работают при больших токах, из-за низкого сопротивления, поэтому к токоподводу следует предъявлять

достаточно жесткие требования: он должен обеспечить низкое контактное сопротивление.

Дисилицид молибдена (ДМ)

Нагреватели из дисилицида молибдена предназначены для работы в окислительной атмосфере при максимально допустимой температуре 1700°C . При более высокой температуре ДМ быстро разлагается. Однако пределом их рациональной эксплуатации следует считать диапазон температур $1450\text{--}1680^{\circ}\text{C}$. При более низких температурах экономически выгодно использовать карборундовые или металлические нагреватели. Предварительно окисленный нагреватель может работать в водородных средах до температуры 1400°C . Нагреватели из ДМ хорошо работают в атмосфере окиси углерода, аргона, азота, углеводородов. Атмосферы, содержащие сернистые соединения и галогены, недопустимы. Дисилицид молибдена не работает при высоком вакууме.

Наилучший режим работы, когда температура нагревателей не снижается ниже 1200°C . При периодическом режиме работы происходит отслаивание защитной окисной пленки, что приводит к уменьшению срока службы нагревателя. Опасность для нагревателей представляет длительная выдержка при температурах $500\text{--}1000^{\circ}\text{C}$ и $1410\text{--}1460^{\circ}\text{C}$, т. к. в местах, где отсутствует пленка SiO_2 , может произойти разложение MoSi_2 , из которого состоит нагреватель.

Решающее влияние на срок службы нагревателей из дисилицида молибдена оказывает режим первого нагрева. Необходимо выполнить два условия:

- максимально быстро (в течении 2–3 часов) пройти интервал температур $500\text{--}1000^{\circ}\text{C}$;
- в течении суток выдержать нагреватель при температуре порядка 1300°C .

Эти условия необходимо выполнять при каждой замене нагревателей на новые.

Нагреватели из ДМ, в основном, имеют U-образную форму. Свободное расширение нагревателей такой конструкции обеспечивается при их вертикальной подвеске на своде или боковых стенах (если выводы нагревателя отогнуты на 90°). В некоторых случаях более

рациональной и экономичной является горизонтальная установка нагревателей. При этом следует учитывать, что при температуре выше 1350°C они становятся пластичными и склонными к прогибу. Температура дисилицида молибдена, непосредственно соприкасающегося с поддерживающей керамикой, не должна превышать 1550°C . При более высокой температуре защитная пленка из SiO_2 , покрывающая нагреватель, может прилипнуть к керамике. В литературе рекомендуется располагать горизонтальные нагреватели на подкладках в виде небольших отрезков таких же нагревателей ДМ, размещенных на керамических полках с шагом 70–100 мм.

В процессе монтажа и эксплуатации нагревателей из дисилицида молибдена следует учитывать их чрезвычайную хрупкость в холодном состоянии.

Нагреватели из тугоплавких металлов

Для ЭПС, работающих в инертных средах и под вакуумом, используют нагревательные элементы из тугоплавких металлов: вольфрама, молибдена, тантала и ниобия. Для работы в окислительных атмосферах эти нагреватели не пригодны, т. к. они начинают окисляться кислородом воздуха уже при $200\text{--}300^{\circ}\text{C}$, а парами воды при $250\text{--}500^{\circ}\text{C}$. Углекислый газ окисляет эти металлы при температуре выше $1000\text{--}1200^{\circ}\text{C}$. Нагреватели из Nb и Ta не работают в среде водорода, тогда как W и Mo с водородом не взаимодействуют. Тантал активно поглощает азот.

Нагреватели из вольфрама весьма хрупки при комнатной температуре, поэтому их механическую обработку ведут в нагретом состоянии. При температуре $1400\text{--}1600^{\circ}\text{C}$ происходит рекристаллизация структуры вольфрама и он охрупчивается.

Молибден более пластичен, чем вольфрам. При толщине не более 0,5 мм его можно гнуть при комнатной температуре. Нагреватели большего диаметра перед механической обработкой следует нагревать до $200\text{--}700^{\circ}\text{C}$. Молибден рекристаллизуется при $950\text{--}1200^{\circ}\text{C}$ и охрупчивается.

Ниобий и тантал наиболее пластичные металлы, их можно ковать, штамповать, гнуть без нагрева. При рекристаллизации они не охрупчиваются.

Удельное электрическое сопротивление W, Mo, Ta и Nb сильно зависит от температуры (см. табл. 4.6), поэтому печная установка должна быть оснащена питающим трансформатором, позволяющим регулировать напряжение нагревателя в процессе работы.

Таблица 4.6 – Удельное электрическое сопротивление металлов

Металл	Удельное электрическое сопротивление, Ом*мм ² /м, при температуре, К							
	293	600	1000	1400	1800	2200	2600	3000
Вольфрам	0,055	0,13	0,23	0,37	0,50	0,62	0,77	0,90
Молибден	0,050	0,13	0,23	0,32	0,39	0,47	0,53	0,58
Тантал	0,15	0,29	0,43	0,55	0,68	0,82	0,93	-
Ниобий	0,15	0,29	0,42	0,53	0,64	0,75	0,85	-

4.8 Определение допустимой удельной поверхности мощности нагревателя

Мощность, выделяемая с единицы поверхности нагревателя, определяет его температуру, а следовательно, работоспособность данного нагревателя в выбранных проектом условиях. Поэтому удельная поверхностная мощность W является важнейшей расчетной величиной при проектировании нагревательных элементов.

Обычно поверхностную мощность рассчитываемого нагревателя сравнивают с поверхностной мощностью идеального нагревателя W_{ид}. Под идеальным подразумевается такой нагреватель, который образует с нагрузкой две сплошные параллельные бесконечные плоскости при условии, что футеровка в теплообмене не участвует, а передача тепла происходит за счет излучения. Для такого нагревателя уравнение теплопередачи:

$$W_{ид} = c_o * \varepsilon_{пр} \left[\left(\frac{T_n}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_z}{100} \right)^4 \right], \quad (4.32)$$

где $c_o = 5,67 \text{ Вт/м}^2 \cdot \text{К}^4$ – коэффициент излучения абсолютно черного тела;

$\varepsilon_{пр}$ – приведенная степень черноты системы нагреватель-нагрузка;

T_n – температура нагревателя, К;

T_z – температура загрузки, К.

Приведенная степень черноты для двух бесконечных, плоских поверхностей, расположенных параллельно:

$$\varepsilon_{np} = \frac{1}{\frac{1}{\varepsilon_3} + \frac{1}{\varepsilon_n} - 1}, \quad (4.33)$$

где ε_3 – степень черноты материала загрузки;
 ε_n – степень черноты материала нагревателя.

Для того, чтобы рассчитать $W_{ид}$ при известной температуре загрузки печи необходимо задаться температурой нагревателя. Обычно T_n берут на 50÷100 градусов выше температуры T_3 . Степени черноты различных материалов, используемых для изготовления нагревателей, тиглей, лодочек и т. д., приведены в таблице (4.7).

Для упрощения инженерных расчетов в специальной литературе приведены номограммы зависимости $W_{ид} = f(T_{изд}, T_n)$ для случая $\varepsilon_{изд} = \varepsilon_n = 0,8$.

Реальный нагреватель, в отличие от идеального, излучает на изделие не всей своей поверхностью, часть лучей попадает на соседние нагреватели и футеровку. Можно принять, что реальный нагреватель излучает на изделие тепло не полной своей поверхностью F_n , а только некоторой условной эффективной поверхностью. Тогда допустимая поверхностная мощность реального нагревателя W_D будет отличаться от поверхностной мощности идеального нагревателя:

$$W_D = W_{ид} * \alpha_{эф} * \alpha_r * \alpha_c * \alpha_p, \quad (4.34)$$

где $\alpha_{эф}$ – коэффициент эффективности излучения данной системы нагревателя;
 α_r – коэффициент шага;
 α_c – коэффициент, учитывающий зависимость W от приведенного коэффициента излучения $c_{пр}$;
 α_p – коэффициент, учитывающий влияние размеров садки.

Коэффициент $\alpha_{эф}$ характеризует эффективность излучения системы нагревателей при минимально допустимых по конструкционным соображениям относительных витковых расстояний, т. е. для наиболее плотно размещенных нагревателей. Значения коэффициента $\alpha_{эф}$ для различных систем нагревателей приведены в таблице (4.8).

Коэффициент шага α_r учитывает зависимость удельной поверхностной мощности от относительных витковых расстояний e/d , e/b , t/d для данной системы нагревателя. На рисунках (4.7 – 4.9)

приведены графики для нахождения α_r для различных систем нагревателей.

Таблица 4.7 – Степень черноты некоторых материалов

Материал	ε	Материал	ε
<u>Материалы нагревателей</u>		<u>Материалы тиглей</u>	
Нихром	0,8	Окисленная сталь	0,8
Хромель	0,8	Не окисленная сталь	0,45
Карборунд	0,7	Окисленная медь	0,7
Дисилицид молибдена	0,8	Не окисленная медь	0,3
Молибден	0,3	Титан	0,60
Вольфрам	0,3	Окисленное серебро	0,02–
Тантал	0,3	Оксид алюминия плотный	04
Ниобий	0,3	Оксид магния плотный	0,5–0,7
Платина	0,3–0,4	Стекло	0,4–0,6
Плотный графит	0,9		0,93
<u>Материалы футеровки</u>			
Кирпич шамотный	0,8		
Кирпич диносовый	0,8		
Кирпич магнезиальный	0,9		
Кирпич строительный	0,9		

Таблица 4.8 – Значения коэффициента $\alpha_{эф}$ для различных систем нагревателей

Система нагревателей	Коэффициент $\alpha_{эф}$
Проволочная спираль на полочке, $t/d = 2$	0,32
Проволочная спираль на трубе, $t/d = 2$	0,32
Проволочная спираль в балках, $t/d = 2$	0,22
Проволочный зигзаг, $e/d = 2,75$	0,68
Ленточный зигзаг, $e/d = 0,9$	0,40
Ленточный зигзаг в балках или выемных рамках, $e/d = 0,9$	0,34
Стержневые нагреватели	0,68
Изделие внутри спирального нагревателя	0,68

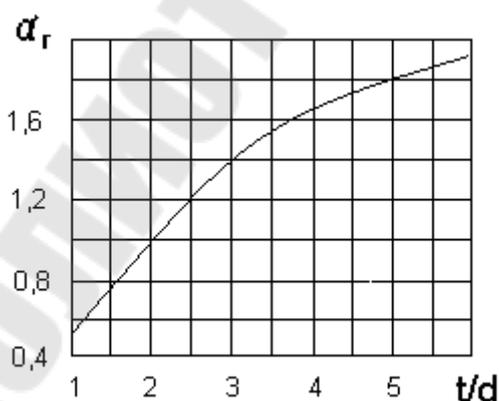


Рисунок 4.7 – Значение α_r для проволочного спирального нагревателя.

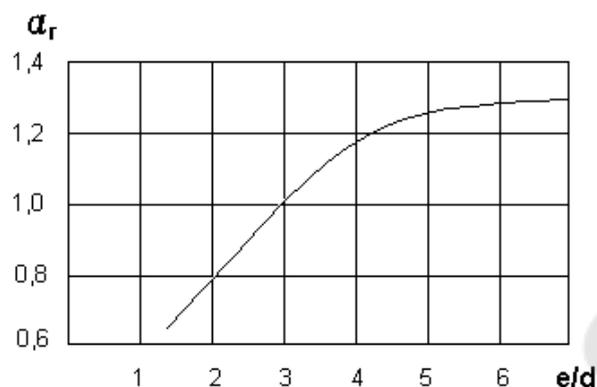


Рисунок 4.8 – Значение α_r для проволочного зигзагообразного нагревателя

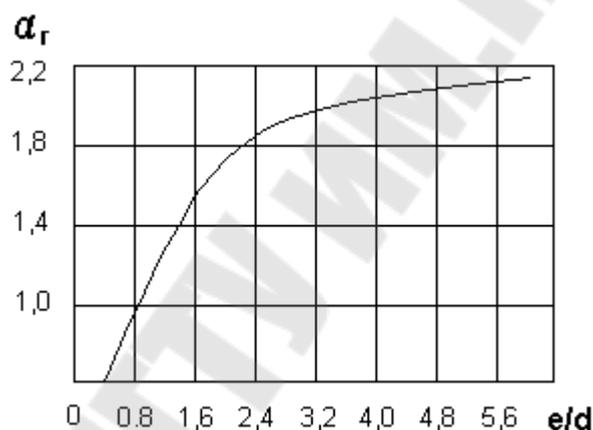


Рисунок 4.9 – Значение α_r для ленточного зигзагообразного нагревателя

Для системы параллельно расположенных стержней и для изделий внутри спирального нагревателя используют график (4.8), как для проволочного зигзагообразного нагревателя.

Все другие геометрические соотношения мало влияют на удельную поверхностную мощность и поэтому при расчете нагревателя их не учитывают.

Коэффициент α_c учитывает зависимость удельной поверхностной мощности от приведенного коэффициента излучения $\epsilon_{пр}$. Для системы, когда загрузка находится внутри замкнутой излучающей поверхности:

$$c_{np} = \frac{5,67}{\frac{1}{\varepsilon_3} + \frac{F_3}{F_{ст}} \left(\frac{1}{\varepsilon_n} - 1 \right)}, \quad (4.35)$$

где F_3 – площадь поверхности загрузки, обращенная к нагревателю, м²;
 $F_{ст}$ – площадь поверхности стен камеры печи, занятая нагревателями, м².

Зависимость α_c от c_{np} показана на рисунке (4.10).

Коэффициент α_p учитывает влияние размеров загрузки на величину удельной поверхностной мощности. Значение этого коэффициента определяют как функцию отношения $F_3/F_{ст}$ (рисунок 4.11). В случае когда $F_3/F_{ст} > 0,8$, поправку на размер загрузки не вносят (т. е. $\alpha_p = 1$). При $F_3/F_{ст}$ меньше 0,3 определение удельной поверхностной мощности приводит к завышению температуры нагревателя. В этом случае принимают $T_3 \approx T_n$ и поправку на α_p и α_c не берут.

Для нагревателей, изготовленных из дисилицида молибдена, существует зависимость W_d от температуры печи, которой можно воспользоваться, минуя определение c_{np} , $\alpha_{эф}$, α_g , α_c , α_p (рисунок 4.12).

После завершения расчетов, мы знаем предельно допустимую удельную поверхностную мощность W_d , которую может обеспечить выбранная нами конструкция нагревательных элементов. Эта мощность излучается с реальной поверхности нагревателя F_n и связана с его геометрическими и электрическими параметрами.

4.9 Расчет размеров нагревателей

При расчете нагревательных элементов ЭПС, работающих при температуре выше 600° С, исходят из ряда предпосылок:

– вся забираемая электропечью из сети мощность $N_{ц}$ выделяется в ее нагревательных элементах в виде тепла, при этом питающее напряжение U постоянно

$$N_y = \frac{U^2}{R} \quad (4.36)$$

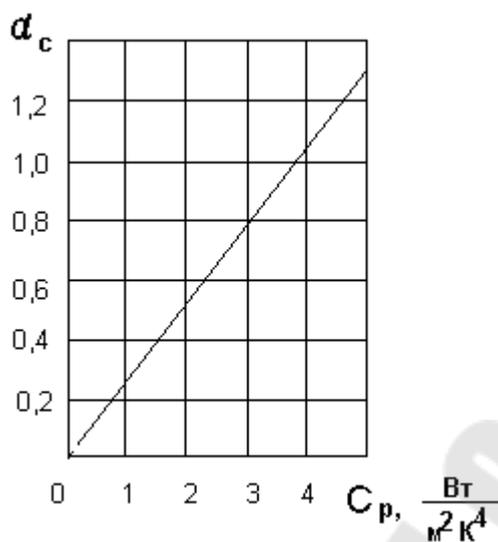


Рисунок 4.10 – Зависимость α_c от $C_{пр}$

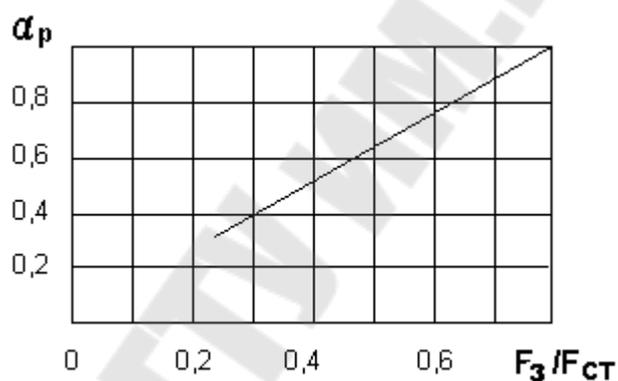
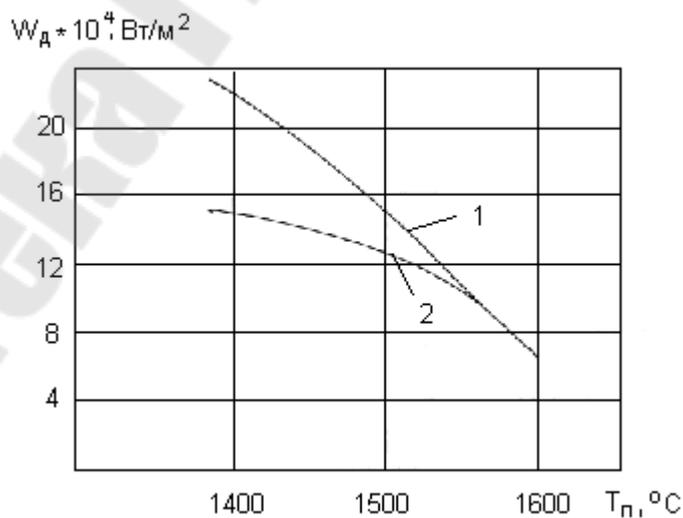


Рисунок 4.11 – Зависимость α_p от $F_3/F_{ст}$



1 – при непрерывном регулировании; 2 – при релейном регулировании.

Рисунок 4.12 – Зависимость допустимой удельной поверхностной мощности нагревателей из ДМ от температуры печи

– Нагреватель имеет неизменную длину l и постоянное сечение S , удельное электрическое сопротивление ρ при работе печи в заданном температурном режиме неизменно, тогда его сопротивление:

$$R = \rho \frac{l}{S} \quad (4.37)$$

– Выделенная на нагревателе энергия передается изделиям и кладке печи излучением с поверхности нагревателя F_n . Удельная поверхностная мощность нагревателя:

$$W = \frac{N_y}{F_n} \quad (4.38)$$

Для определения размеров нагревателя необходимо найти соотношения между его геометрическими и электрическими параметрами. Для нагревателя круглого сечения (проволока, стержень и т. п.) диаметром d эти соотношения описываются уравнениями:

$$d = \sqrt[3]{\frac{4 * \rho * N_y^2}{\pi^2 * U^2 * W}}, \quad (4.39)$$

$$l = \sqrt[3]{\frac{N_y * U^2}{4\pi * \rho * W^2}}, \quad (4.40)$$

$$M = \rho_n * l * \frac{\pi * d^2}{4}, \quad (4.41)$$

где M – масса нагревателя, кг;

ρ_n – плотность материала нагревателя, кг/м³.

Если нагреватель изготовлен из ленты прямоугольного сечения со сторонами a и b , так что $b = a * m$, тогда

$$a = \sqrt[3]{\frac{\rho * N_y^2}{2m(m+1) * U^2 * W}}, \quad (4.42)$$

$$l = \sqrt[3]{\frac{m * N_y * U^2}{4(m+1)^2 * \rho * W^2}}, \quad (4.43)$$

$$M = \rho_n * l * a^2 * m, \quad (4.44)$$

Используя в уравнениях (4.40, 4.41, 4.42, 4.43) в качестве W допустимую удельную поверхностную мощность, находим предельные минимальные значения массивности нагревателя.

После того как из уравнений (4.40) или (4.43) найдены d или a , необходимо подобрать проволоку или ленту из имеющегося сортамента материалов, для этого следует взять ближайшие большие размеры. Далее необходимо повторить расчеты удельной поверхностной мощности с учетом конкретных выбранных геометрических параметров нагревателей.

Расчет геометрических размеров нагревательных элементов можно использовать для сравнения экономической целесообразности применения той или иной системы нагревателей. Например: можно сравнить капитальные затраты на материал, просчитав несколько вариантов систем нагревателей; можно сравнить эффективность различных электрических схем включения нагревателей, варьируя напряжением и сопротивлением отдельных фаз; можно выбрать оптимальное размещение нагревателей в рабочей зоне печи, найдя оптимальное соотношение длины и сечения нагревателя; можно подобрать электрические параметры для достижения заданной толщины нагревателя (заданного срока его службы) и т. д.

4.10 Определение ориентировочного срока службы нагревателей

В процессе эксплуатации нагреватели «стареют», т. е. изменяют свои электрические параметры, что в конечном итоге приводит к необходимости их замены. Например, у нагревателей из хромоникелевых сплавов во время их работы в окислительной атмосфере увеличивается толщина окисленного слоя и уменьшается площадь токопроводящего сечения. Если принять скорость окисления $v_{ок}$ постоянной во времени, тогда для круглого нагревателя

$$n = \frac{4 * v_{ок} * t (d - v_{ок} * t)}{d^2}, \quad (4.45)$$

где n – отношение площади сечения окисленного слоя к первоначальной площади сечения нагревателя;
 t – время работы нагревателя.

Для ленты прямоугольного сечения:

$$n = \frac{4 * v_{ок} * t (0,5a(m + 1) - v_{ок} * t)}{m * a^2} \quad (4.46)$$

Скорость окисления $v_{ок}$ для некоторых сплавов приведена на рисунке (4.13).

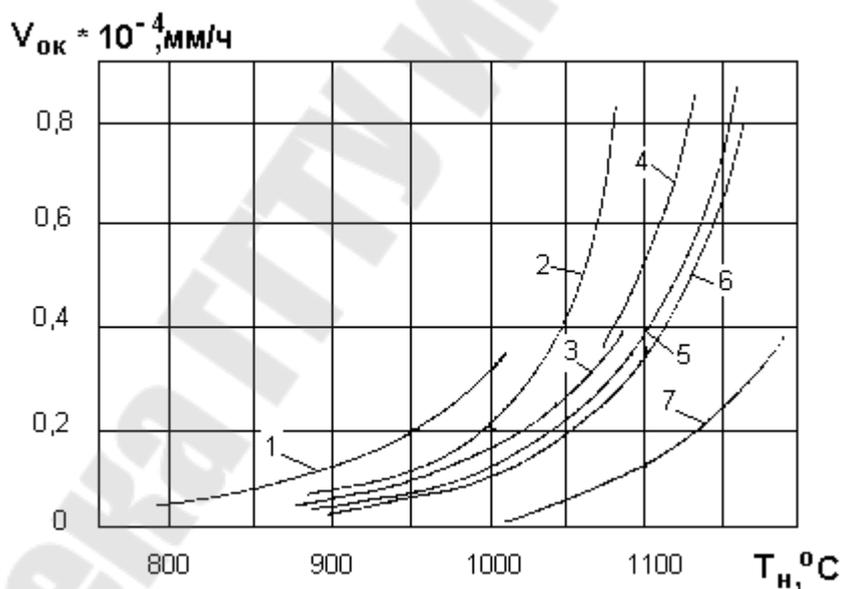
Рекомендуется ориентировочный срок службы нагревателя принимать равным времени его работы, в течении которого сечение нагревателя окислится на 20 % от первоначальной площади, т. е. когда n в уравнениях (4.44) и (4.45) достигнет 0,2. Исходя из этого условия срок службы нагревателя t_c , будет равен:

– для нагревателя круглого сечения:

$$t_c = \frac{0,5d(1-\sqrt{1-0,2})}{v_{ок}}; \quad (4.47)$$

– для ленточного нагревателя:

$$t_c = \frac{0,25a(m+1-\sqrt{(m+1)^2-0,2m*4})}{v_{ок}} \quad (4.48)$$



1 – X15H60; 2 – X25H20; 3 – X15H60-H; 4 – X20H80T3A;
5 – X20H80T; 6 – X20H80; 7 – X20H80-H.

Рисунок 4.13 – Зависимость скорости окисления от температуры нагревателя для различных сплавов

Срок службы нагревателей из железохромалюминиевых сплавов определяется уменьшением концентрации алюминия в их составе. Предельным состоянием сплава является момент, когда концентрация алюминия упадет до 1 %. Для определения t_c этих нагревателей используют уравнение (4.49):

$$t_c = t_{c1} * d^{1,9}, \quad (4.49)$$

где t_{c1} – срок службы нагревателя диаметром 1 мм.

Для нагревателей прямоугольного сечения под d подразумевают эквивалентный диаметр d_3 , равный:

$$d_3 = \frac{4S}{\Pi}, \quad (4.50)$$

где $S = a * b$ – площадь поперечного сечения нагревателя; $\Pi = 2(a + b)$ – периметр поперечного сечения нагревателя.

На рисунке (4.14) приведены значения t_{c1} для ряда железохромоалюминиевых сплавов.

Срок службы нагревателей, работающих в различных средах, может быть рассчитан по такому же принципу, если известна скорость окисления, коррозии, изменения химического состава и электрических свойств материала нагревателя в этих средах.

Срок службы нагревателей из дисилицида молибдена обычно до 10000 ч при непрерывном регулировании, при периодическом режиме работы срок их службы уменьшается, что связано с термическим напряжением и частичным отслаиванием защитной пленки SiO_2 . Нагреватели из карборунда имеют срок службы от 500 до 2000 ч. Срок их службы зависит от температуры, режима работы и атмосферы. Так, например, чем выше температура нагревателя, тем больше скорость его «старения», при непрерывной работе срок службы значительно выше, чем при периодическом режиме, работа в восстановительной атмосфере снижает срок службы нагревателя.

Из формул (4.47–4.49) видно, что срок службы нагревателя тем больше, чем больше его диаметр или толщина. Следует также отметить, что на работу нагревателя с большим сечением меньше оказывают влияние дефекты сплава, из которого он изготовлен.

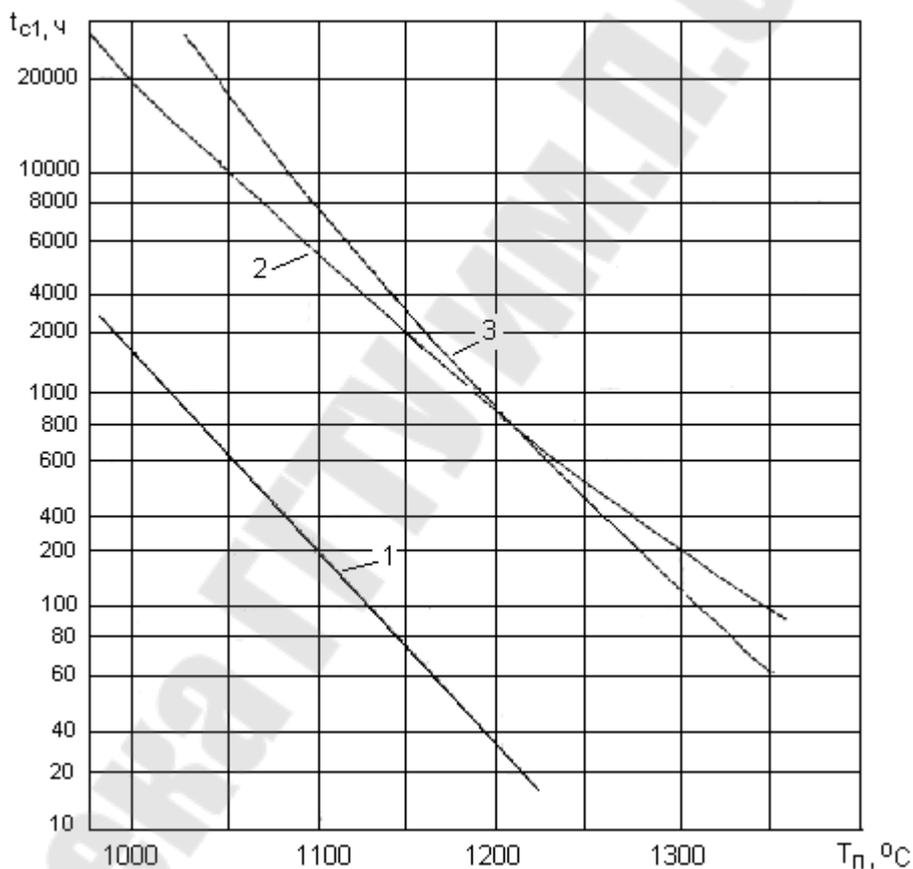
При выборе материала нагревателя и его сечения обычно ориентируются на такие условия эксплуатации, при которых срок его службы будет ориентировочно равен 10000 ч.

4.11 Порядок расчета нагревателей

Порядок расчета нагревателей ЭПС определяется характером заданий: исходными данными и целью расчета. Рассмотрим ряд возможных вариантов.

а) если перед расчетом нагревателя был проведен тепловой расчет печи, то конструктору известна мощность нагревателя N и поверхности, на которых он будет расположен. При этом обычно известно питающее напряжение, что позволяет определиться с электрической схемой включения нагревателей, а, следовательно, знать напряжение на нагревателях U .

В этом случае расчет нагревателя начинают с определения допустимой удельной поверхностной мощности W_d . Во время этого расчета определяются с материалом нагревателя и его конструкцией, обеспечивающими необходимую рабочую температуру в печи.



1 – X23Ю5; 2 – X23Ю5Т; 3 – X27Ю5Т.

Рисунок 4.14 – Срок службы нагревателей из проволоки диаметром 1 мм в зависимости от температуры для различных Fe-Cr-Al сплавов

Затем определяют электрические параметры нагревателя, находят его геометрические размеры, выбирают конкретный размер из предлагаемого промышленностью сортамента. В завершении расчета

проверяют возможность размещения нагревателя в печи и срок его службы.

При такой схеме расчетов рекомендуется обсчитать несколько возможных вариантов материалов нагревателя и его конструкций и выбрать оптимальный из соображений экономики или удобств эксплуатации.

Если удельная поверхностная мощность слишком высока (выше допустимой), что приводит к высокой температуре нагревателя, то обычно переходят к материалам с более высокой рабочей температурой, либо используют свободную поверхность рабочего пространства в печи для размещения большего количества нагревателей с большей F_n . Если, в результате расчета, выбранный нагреватель невозможно разместить на заданной поверхности, либо если он слишком массивен, то рекомендуется перейти к материалу, позволяющему повысить удельную поверхностную мощность. Часто подобное затруднение удается разрешить, перейдя от проволочного нагревателя к ленточному.

б) в ряде случаев расчет ведут в обратном порядке: выбирают материал и массивность нагревателя, а затем, по температуре, рекомендуемой для выбранного материала и сечения, приближенно определяют максимальную удельную мощность. По известной мощности печи и рассчитанной W_d определяют необходимую площадь поверхности для размещения нагревателей, после чего конструируют рабочее пространство печи и ее теплоизоляцию.

в) в печах с низкой удельной мощностью на выбор нагревателей не оказывает существенного влияния площадь поверхности рабочего пространства печи. В этом случае для расчета нагревателей можно задаться экономически целесообразным сроком службы нагревателей (например, 1 год или равным сроку амортизации печи) и наиболее выгодными электрическими параметрами.

5 РАСЧЕТ РУДНОТЕРМИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ

5.1 Общие сведения

Руднотермические печи (РТП) предназначены для переработки рудных материалов. Основным направлением в этих производствах является восстановление оксидов до элементов или карбидов. Причём металлы зачастую получают в виде сплавов. Исходным сырьём могут быть и сернистые руды, переработанные на сульфиды металлов – штейны. Руднотермические печи так же используют для переплавки тугоплавких оксидов с целью получения заданного зернового состава продукта.

Это крупнейшие потребители энергии, удельный расход электроэнергии для ряда процессов составляет:

- 10000÷16000 кВт.ч/т – при производстве фосфора;
- 8800÷9700 кВт.ч/т – при производстве 75% ферросилиция;
- 4700÷4800 кВт.ч/т – при производстве 45% ферросилиция;
- 4100÷4700 кВт.ч/т – при производстве силикомарганца;
- 3000÷3500 кВт.ч/т – при плавке огнеупоров «на блок»;
- 2800 кВт.ч/т – при плавке нормального электрокорунда;
- 720 кВт.ч/т – при производстве медно-никелевого штейна.

Преимущества электронагрева и особенного дугового способа нагрева позволяют использовать руднотермические печи для производства материалов, получение которых другими методами менее эффективно или не возможно. Руднотермические печи могут быть применены и для таких производств, которые успешно реализуют в печах сопротивления или топливных печах. Считается, что электротермический способ производства чугуна может успешно конкурировать с доменным, если стоимость 1 кВт.ч электроэнергии меньше стоимости 0,25 кг кокса.

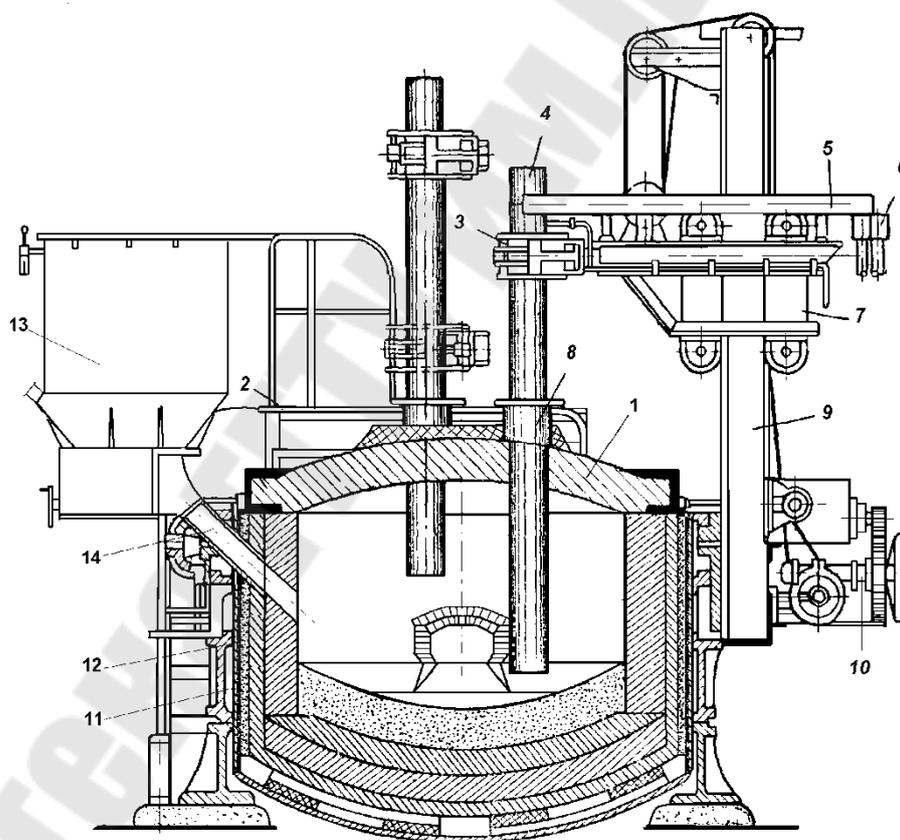
Преобразование электрической энергии в тепло в руднотермических печах может происходить не только в дуговом разряде, но и за счёт прохождения тока через слой электропроводной шихты или электропроводного расплава. Не смотря на это, конструкция РТП (рисунок 5.1) близка к конструкции чисто дуговых печей, в связи, с чем их удобно рассматривать как дуговые установки.

5.2 Распределение энергии в ванне печи

Как было сказано выше, руднотермические установки можно разделить на печи с открытой дугой, печи с закрытой дугой и печи сопротивления.

М.С. Максименко было предложено обозначать долю электрической энергии, поглощаемую контактным промежутком между электродом и шихтой (расплавом) – p .

Долю энергии, поглощаемую шлаком (расплавом) или шихтой – q . Таким образом работа в чисто дуговом режиме может быть описана как $q \approx 0$, $p \approx 1$. Нагрев сопротивлением - $q \approx 1$, $p \approx 0$. Смешанный тип нагрева $q \neq 0$, $p \neq 0$.



1 – свод; 2 - площадка для обслуживания электродов; 3 - электрододержатель; 4 - электрод; 5 - токоподвод; 6 - башмаки гибкой части токоподвода; 7 - каретка; 8 - уплотняющее кольцо; 9 - стойка; 10 - привод перемещения электрода с тросовой передачей; 11 – кожух печи; 12 - футеровка; 13 – бункер; 14 - течка

Рисунок 5.1 - Конструкция руднотермической печи для выплавки феррованадия

Процессы с открытой дугой – $q \approx 0$, $p \approx 1$, характеризуются развитым дуговым разрядом, горящим между электродом и расплавом металла. Доля энергии выделяющейся на сопротивление расплавленного металла ничтожно мала. Хотя по конструкции эти агрегаты могут значительно отличаться от сталеплавильных печей, по характеру режима и эксплуатационным особенностям они ближе всего к ДСП. К таким процессам относятся: производство безуглеродистого ферромарганца, безуглеродистого феррохрома, марганца, никеля, чугуна.

По смешанному типу нагрева работает большинство руднотермических печей. При этом соотношение между долями q и p может изменяться в рамках одного процесса в различные периоды плавки. Например, при плавке высокоуглеродистого ферромарганца нормальная работа печи характеризуется большим количеством шлака и отсутствием сколь либо заметных дуг. Энергия выделяется на сопротивлении шлака. А к концу плавки между электродом и оставшимся расплавом устанавливается электрическая дуга.

Процессы смешанного типа удобно разделять в зависимости от количества шлака.

В бесшлаковых технологиях (производство ферросилиция, карбида кальция, ферровольфрама, кремния и т.д.) мощность выделяемая в дуге преобладает над джоулевым теплом $p \gg q$.

В шлаковых процессах – производство силикоалюминия, силикокальция, силикохрома доля дуги достаточно высока. Электроды глубоко погружены в шихту, и часть линий тока замыкается через жидкую ванну (токи звезды), часть непосредственно между электродами (токи треугольника). Происходит выделение части пепла на омическом сопротивлении.

Многошлаковые процессы – производство углеродистого ферромарганца, углеродистого силикомарганца, ферроникеля. Нормальная работа печи характеризуется устойчивой глубокой посадкой электродов в шихту. Практически вся энергия выделяется в шлаке. Доля дугового разряда в процессе ничтожно мала.

Нагрев сопротивлением характерен для процессов, в которых рабочая зона схожа с зоной многошлаковых процессов - электроды, глубоко посажены в слой электропроводной шихты (производство фосфора) или расплавленного шлака (плавка штейна). В этом случае $q \gg p$, а наличие дуги является нарушением технологического процесса.

5.3 Маркировка руднотермических печей

Маркировка руднотермических печей показывает основные конструктивные особенности печного агрегата.

Буквы в маркировке:

- первая Р – обозначает, что это руднотермическая печь;
- вторая обозначает форму ванны печи: К - круглая, П – прямоугольная;
- третья обозначает тип печи: О – открытая, З – закрытая.

Цифры обозначают номинальную мощность печи в МВ·А.

В конце маркировки могут стоять буквы, обозначающие продукт: К – карбид кальция; ФМ – ферромарганец; Ф – фосфор; Кр – кремний; Ш – штейн; КТ – титановый шлак; Ц – печи цветной металлургии.

Затем через черту может стоять цифра, обозначающая число электродов и буква – «у», если печь оборудована установкой продольной компенсации мощности.

Например: РПЗ-80К-Зу – руднотермическая прямоугольная закрытая трёхэлектродная печь мощностью 80 МВ·А для производства карбида кальция с установкой продольной компенсации мощности, РКО-3,5 - руднотермическая круглая открытая печь мощностью 3,5 МВ·А.

Разнообразные технологии предъявляют к оборудованию порой совершенно противоположные требования, в результате в руднотермических производствах используются печи, конструкции которых приспособлены под конкретный процесс и, следовательно, существенно отличаются между собой.

Удобно рассмотреть отдельные узлы печной установки с точки зрения их технического исполнения под определённый тип реализуемых процессов.

5.4 Узлы печной установки

5.4.1 Ванна печи

Многолетний опыт эксплуатации дуговых сталеплавильных печей, как отмечалось выше, позволил в настоящее время принять наиболее оптимальный тип печи – 3-х фазные 3-х электродные с круглой ванной. Для существующего многообразия руднотермических технологий в

принципе не может быть единого решения оптимальной конструкции ванны печи.

Наибольшее распространение в промышленности имеют 3-х фазные печи (рисунок 5.2 - 3,4,5) с тремя или шестью электродами. Форма ванны таких печей может быть не только круглой как у ДСП (рисунок 5.2 - 3 и рисунки 5.1, 5.3), но и прямоугольной (рисунок 5.2 - 4,5 и рисунок 5.4).

Прямоугольные ванны нашли применение в многошлаковых процессах, причём наиболее рациональной для мощных печей оказалась система с шестью электродами, расположенными в одну линию, запитанными от трёх однофазных трансформаторов.

Другим распространённым типом являются однофазные печи с одним или двумя электродами (рисунок 5.2 – 1,2). Печь с одним электродом (рисунок 5.4) имеет круглую ванну, где в качестве второго электрода выступает подина печи.

Однофазные печи с двумя электродами имеют прямоугольную (рисунок 6) или овальную ванну (рисунок 2 – 2) в которую электроды опущены вертикально или под некоторым углом.

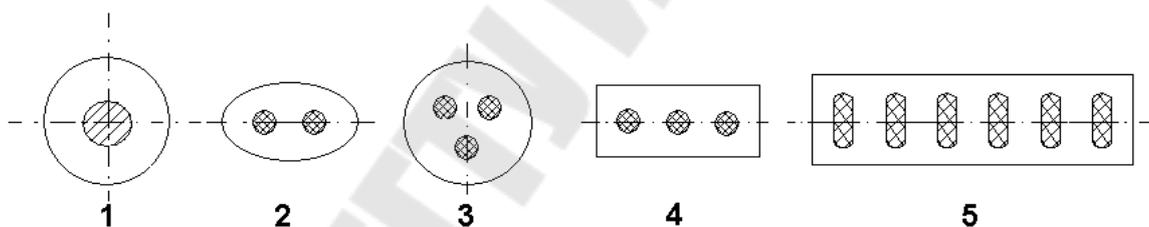
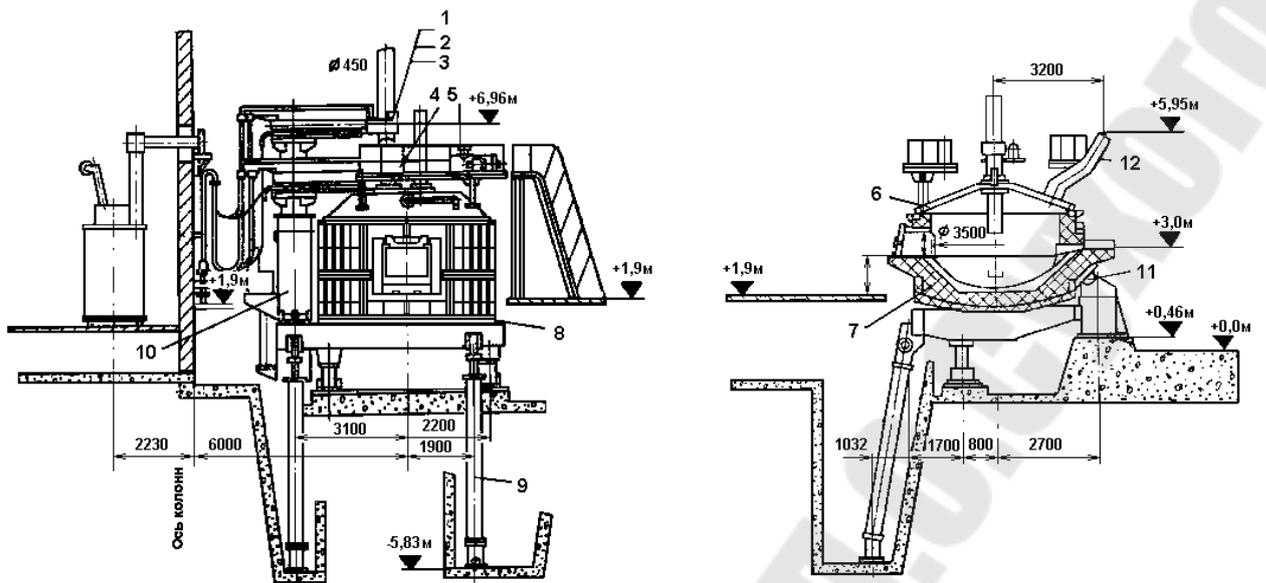


Рисунок 5.2 – Формы ванны руднотермических печей и расположение электродов в них

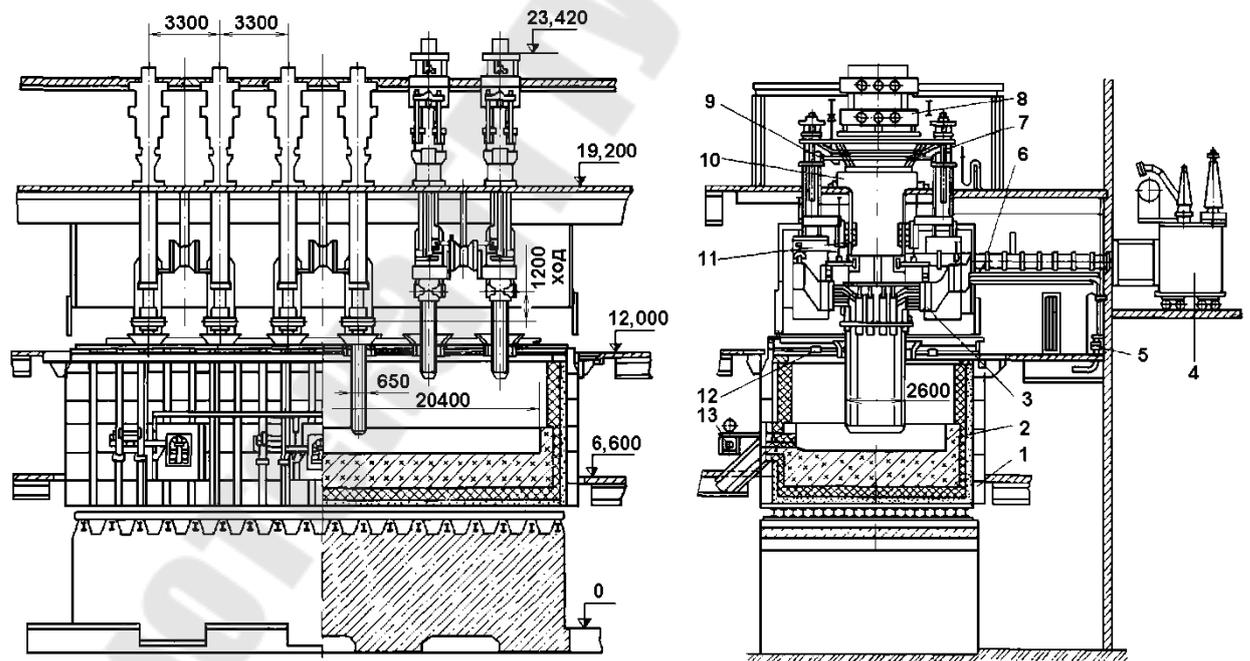
Известны и другие варианты формы ванны печи и расположения в ней электродов, не получившие промышленного распространения - девяти электродные с ванной в виде ромба или трапеции, круглые и овальные шести электродные, и др.

Ванны печей, работающих с выпуском жидких продуктов через лётки, стационарные - установлены на фундаменте. Печи, из которых производят слив продуктов плавки путём наклона ванны, имеют для этого специальный механизм как у ДСП. Ванну печей, работающих «блок-процессом» обычно изготавливают подвижной и состоящей из двух частей – футерованной тележки и стального кожуха.



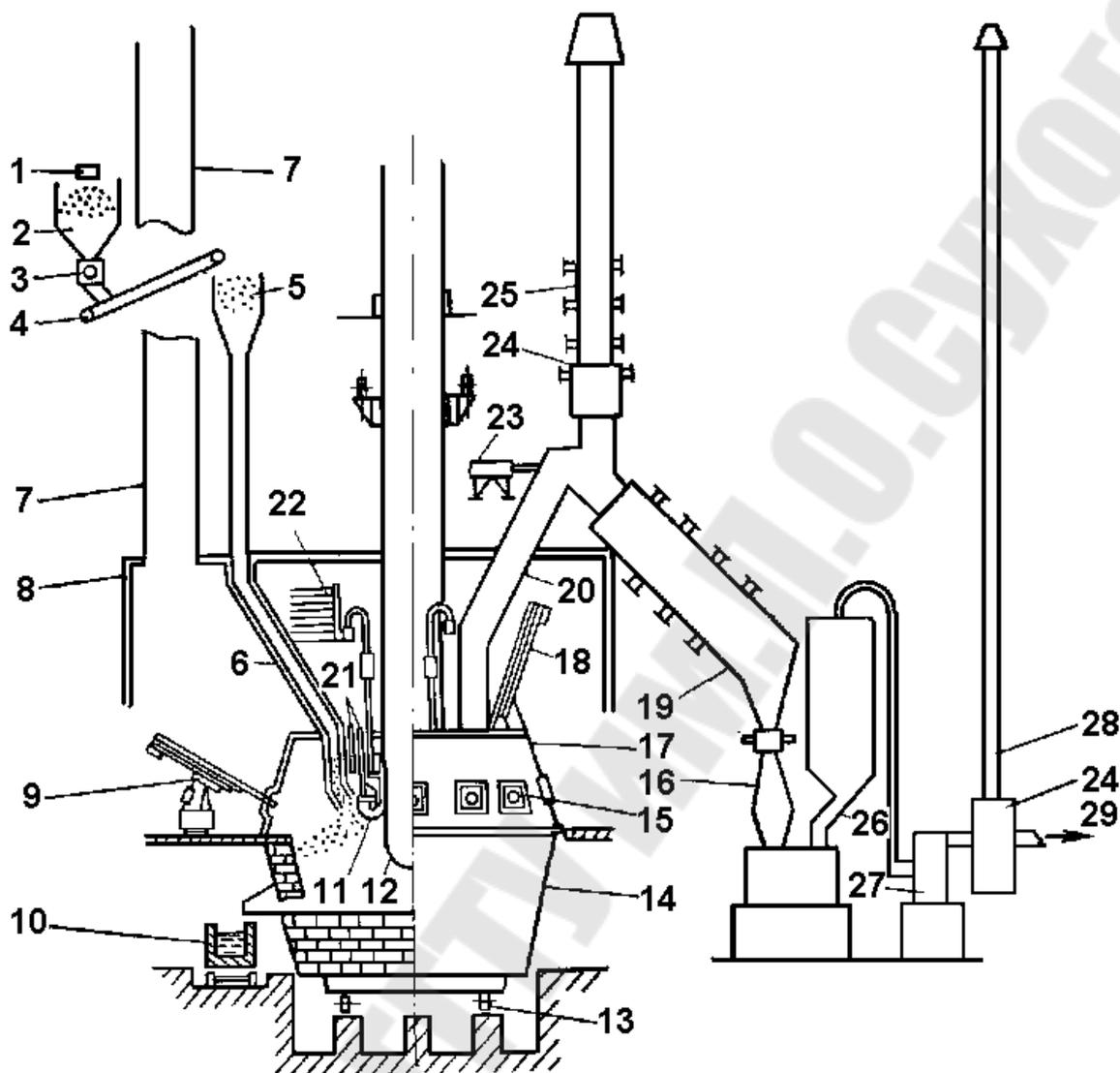
1,2,3 – электроды; 4 – площадка; 5 – шнековый питатель;
 6 – металлический водоохлаждаемый свод; 7 – футеровка; 8 –
 кожух печи; 9 – гидравлический механизм наклона; 10 – шахта для
 колонок; 11 – цапфа; 12 – водоохлаждаемый патрубок для отсоса газов

Рисунок 5.3 – Трёх электродная наклоняющаяся печь для плавки
 никеля мощностью 7,9 МВ·А



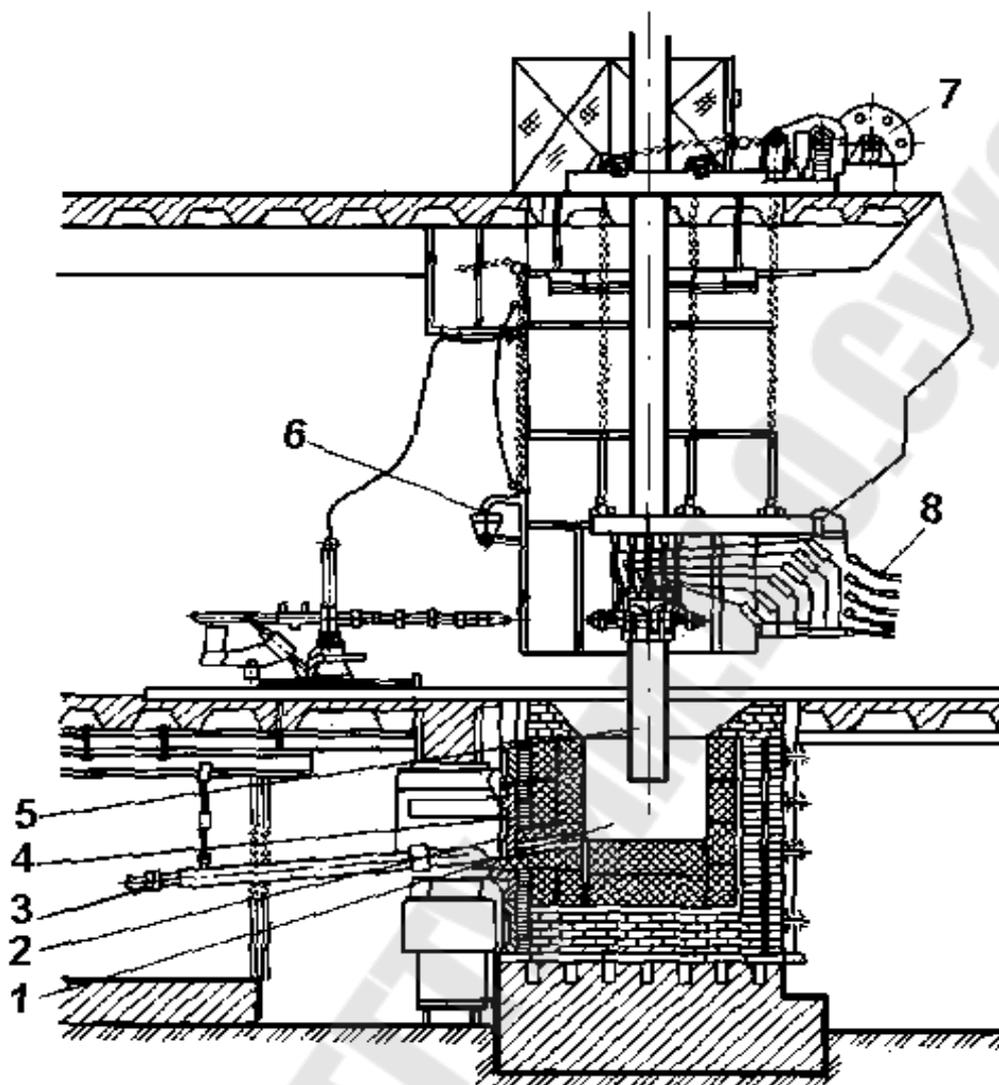
1 - кожух; 2 - футеровка; 3 - электрододержатель; 4-
 трансформатор; 5 – система водоохлаждения; 6 - короткая сеть; 7-
 гидроподъёмник; 8 - устройство перепуска электродов; 9 -
 синхронизатор; 10 - уплотнение мантии; 11 - устройство для фиксации
 электрододержателя; 12 - свод; 13 - аппарат для электропрожига лёток

Рисунок 5.4- Ферросплавная шести электродная печь РПЗ-48.



1,4 – транспортёр; 2 – бункер; 3 – дозатор; 5 – печной бункер; 6 – труботочка; 7 –отводная труба; 8 – зонт; 9 – подвижное прошивающее устройство; 10 –ковш; 11- электродный зажим; 12 – электрод; 13 – механизм вращения ванны; 14 – кожух ванны; 15 – смотровые окна и аварийные клапаны; 16 – труба Вентури; 17 – свод печи; 18 - стационарное прошивающее устройство; 19 – орошаемый газоход; 20 – газоотвод; 21 – защитный цилиндр; 22 – короткая сеть; 23 – устройство для удаления пыли; 24 – водяной затвор; 25 – свеча дожигания грязного газа; 26 – каплеотделитель; 27 - эксгаустер; 28 – дымовая труба с дожиганием газа; 29 - газопровод

Рисунок 5.5 – Одноэлектродная герметичная печь для выплавки 75% ферросилиция мощностью 15 МВ·А (Япония).



1 – ванна печи; 2 – кожух; 3 – устройство для прожига лётки; 4 – футеровка; 5 – электроды; 6 – система охлаждения; 7 – механизм перемещения электродов; 8 – короткая сеть
 Рисунок 5.6 – Однофазная двух электродная прямоугольная печь мощностью 7,9 МВ А.

Для равномерного проплавления материалов, лучшего разрыхления шихты и хода технологического процесса современные круглые печи, могут иметь механизм вращения ванны. В результате этого увеличивается производительность печи и снижается удельный расход электроэнергии. Ванна вращается вокруг вертикальной оси в пределах определенного угла с частотой вращения порядка одного оборота в несколько суток. При этом электроды и система загрузки печи остаются не подвижными. Некоторые геометрические параметры серийных руднотермических печей приведены в таблице 5.1.

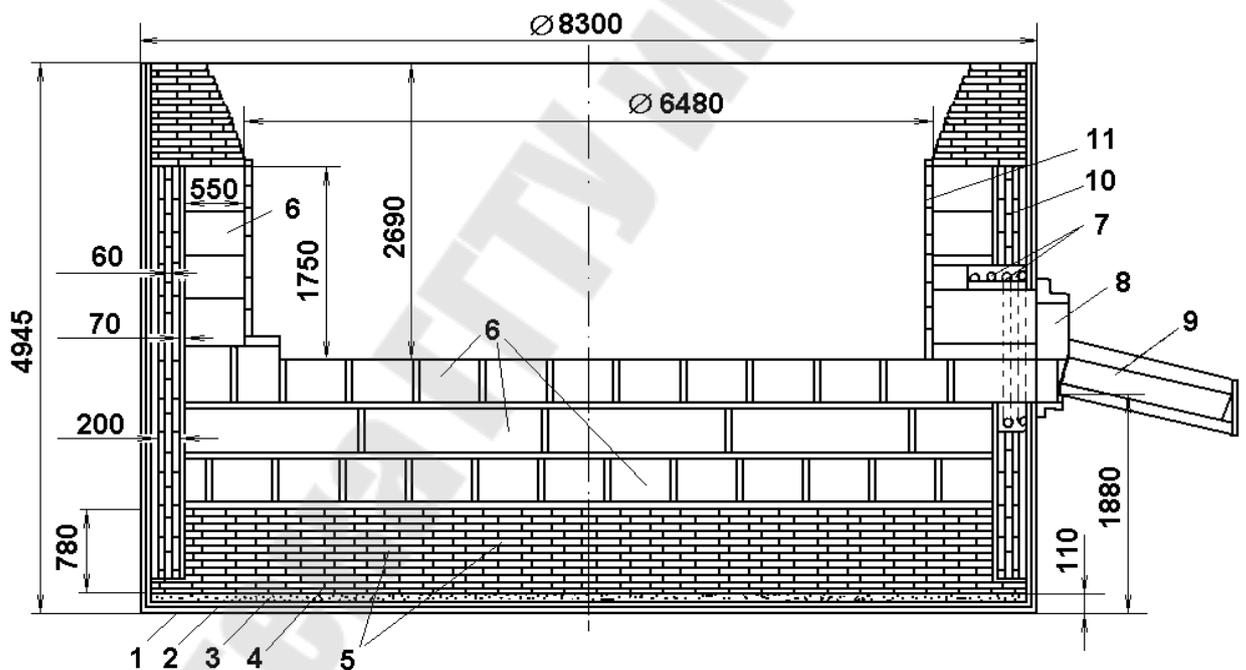
5.4.2 Футеровка печей

Конструкция и материалы футеровки руднотермических печей в основном определяются химическими свойствами расплава.

Процессы, требующие, чтобы углерод отсутствовал в продукте или в шихте ведут в печи с магнезиальной кладкой.

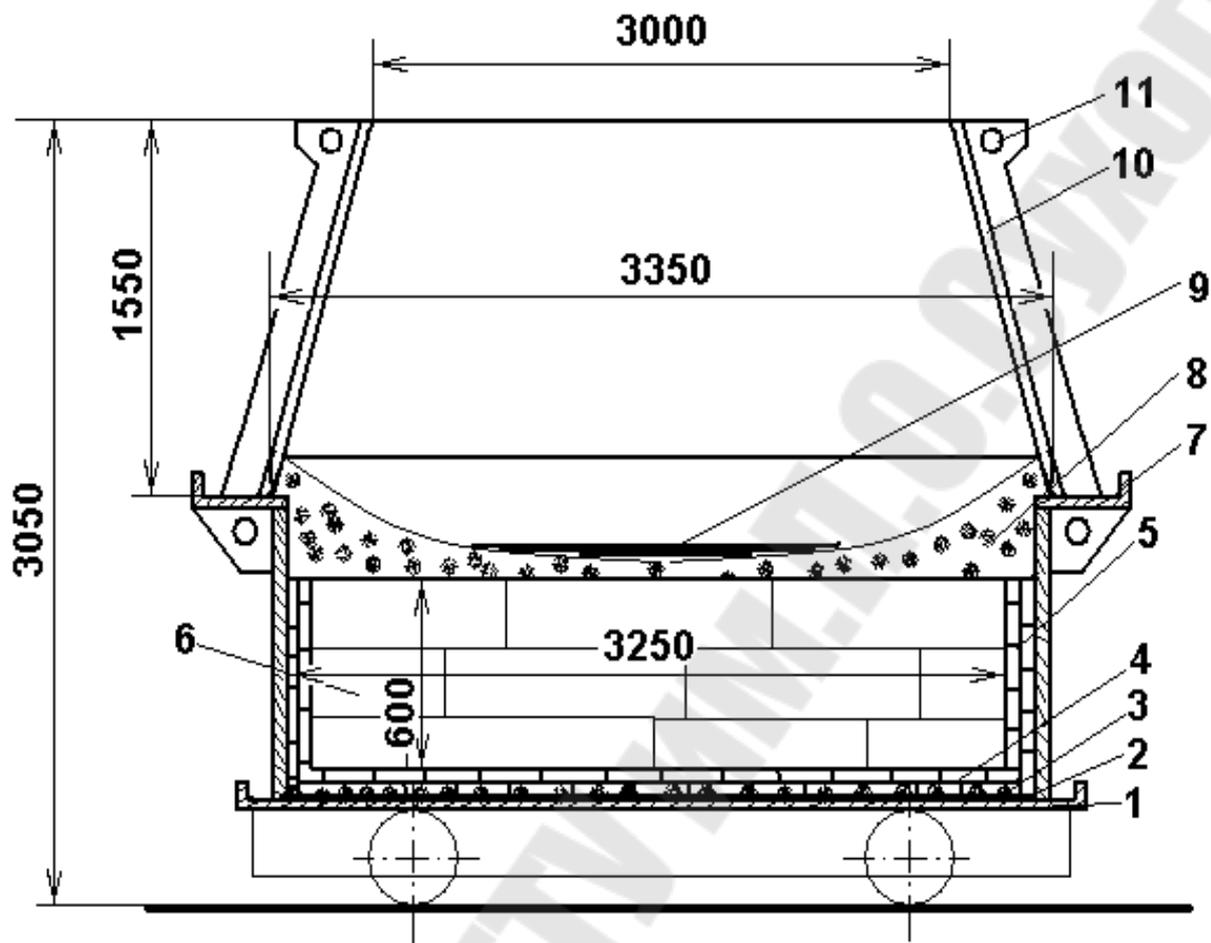
Процессы, где используется большое количество углеродистого восстановителя целесообразно проводить в печах, футерованных угольными блоками (рисунок 5.7).

Во время плавки тугоплавких материалов, таких как корунд, карбид бора, феррофольфрам и т.п. в жидком состоянии находится только часть продукта около электродов. Плавку ведут методом гарниссажа. При этом в качестве футеровки выступает слой не проплавленной шихты. В таких печах обычно специальную футеровку собирают только на подине (рисунок 5.8).



1 – кожух ванны; 2 - асбест листовый; 3 – крупка алюмосиликатная; 4 – кирпич высокоглинозёмистый; 5 – кирпич силикатный; 6 – угольные блоки; 7 – медные водоохлаждаемые трубы; 8 – лётчная плита; 9 – лётка; 10 – набивка из подовой массы; 11 – кирпич кремнезёмистый

Рисунок 5.7 – Футеровка печи мощностью 23 МВ. А для выплавки ферросилиция.



1- тележка; 2 - асбест листовой; 3 - шамотная подсыпка; 4 - шамотный кирпич; 5 - магнезитовый кирпич; 6 - угольные блоки; 7 - водосборный желоб; 8 - слой боксита; 9 - углеродный материал для розжига печи; 10 - стальной кожух; 11 - труба для водоохлаждения

Рисунок 5.8 - Футеровка подвижной печи для плавки нормального электрокорунда

Условия работы пода и стен печи резко отличаются между собой, особенно у мощных печей. Футеровка стен, как правило, закрыта некоторым слоем не проплавленной шихты, а на поду находится слой горячего расплавленного металла, способного растворять материал футеровки. В связи с этим обычно верхняя часть кладки стен выполнена из доменного кирпича. Нижнюю, примыкающую к подине, часть футеровки стен, которую омывает расплавленный металл, делают из угольных блоков или магнезитового кирпича.

Футеровка подины должна быть наиболее мощной.

Таблица 5.1 – Геометрические параметры некоторых руднотермических печей

Параметр	Тип печи											
	РКО - 2,5	РКО - 3,5	РКО - 7,5 РКЗ - 7,5	РПЗ - 7,5	РКО 10,5 РКЗ	РКО 16,5 РКЗ	РКЗ-24	РКЗ-33	РПЗ - 48	РКЗ 48Ф	РКЗ - 63	РКЗ 80Ф
Размеры кожуха												
диаметр, м	4,2	5,0	6,3/6,	-	6,8/7,3	7,8/8,3	8,9	10,8/12,	-	10,4	14,	20,
длина, м	-	-	8*	9,0	*	*	-	5*	22,1	5	0	5
ширина, м	-	-	-	4,0	-	-	-	-	7,8	-	-	-
Размеры ванны печи												
диаметр, м	2,7	2,7	-	-	-	-	7,2	-	-	-	-	-
длина, м	-	-	4,7/5,2	7,8	5,2/5,7	6,2/6,7	-	8,8/9,5*	20,4	8,5	12,	16,
ширина, м	-	-	*	2,8	*	*	-	-	7,1	-	2	8
ширина, м	1,2	1,3	-	2,3	-	-	2,6	-	4,5	-	-	-
глубина, м	-	-	-	-	-	-	-	3,0	-	3,8	-	-
Диаметр электродов, м	0,3÷0, 45	0,3÷0, 45	2,0/2,1 *	1,0 2,1	2,0/2,1 *	2,3/2,3 *	1,2÷1 ,4	1,5	2,8x0,65 **	1,4	4	6
Распад электродов, м	1,2÷1, 4	1,2÷1, 4	0,9	1,2	1,0	1,2	3,4 1,5	4,0 1,6	3,3 1,2	4,0 1,0	1,2	1,7
Ход электрода, м	2,35	2,35	2,3	2,5	2,9	1,2	-	-	-	-	1,2	1,0

Примечание:

* Числитель – для бесшлакового, знаменатель для шлакового процесса.

**Сечение прямоугольного электрода, м.

5.4.3 Устройство герметизации печи

В отличие от дуговых сталеплавильных печей ряд руднотермических установок работает с открытой ванной (рисунок 5.9). Это связано с тем, что для некоторых руднотермических процессов требуется загрузка большого количества шихтовых материалов, что создаёт определённые трудности. В результате решение проблем механизации загрузки таких печей отражается на конструкции всей установки – печи делают открытыми.

Несмотря на лучшие условия загрузки, открытые печи имеют ряд существенных недостатков:

- высокая температура колошника создаёт тяжёлые условия труда для рабочего персонала;

- отдельные узлы установки, расположенные над печью испытывают воздействие высоких температур (так средняя рабочая температура электрододержателя печи при плавке ферросилиция составляет 400°C с временным её повышением до $750\div 950^{\circ}\text{C}$, средняя температура на уровне подвижного и неподвижного башмаков, гибких кабелей и труб электрододержателя $200\div 425^{\circ}\text{C}$);

- излучение колошника нагревает детали, находящиеся на значительном удалении от печи (так шинный пакет имеет температуру $150\div 160^{\circ}\text{C}$ со стороны печи и всего лишь – 70°C в трансформаторном помещении);

- высокая температура колошника и свободный доступ кислорода к нему приводят к сгоранию до $10\div 12\%$ загружаемого количества восстановителя;

- отходящие газы уносят до 40% всей вводимой в печь энергии;

- с отходящими газами в виде пыли уносится часть шихтового материала;

- газ, отходящий из печи, может создавать опасность взрыва, он сильно запылён и требует очистки.

Для сбора отходящих газов над открытыми руднотермическими печами устанавливают зонты.

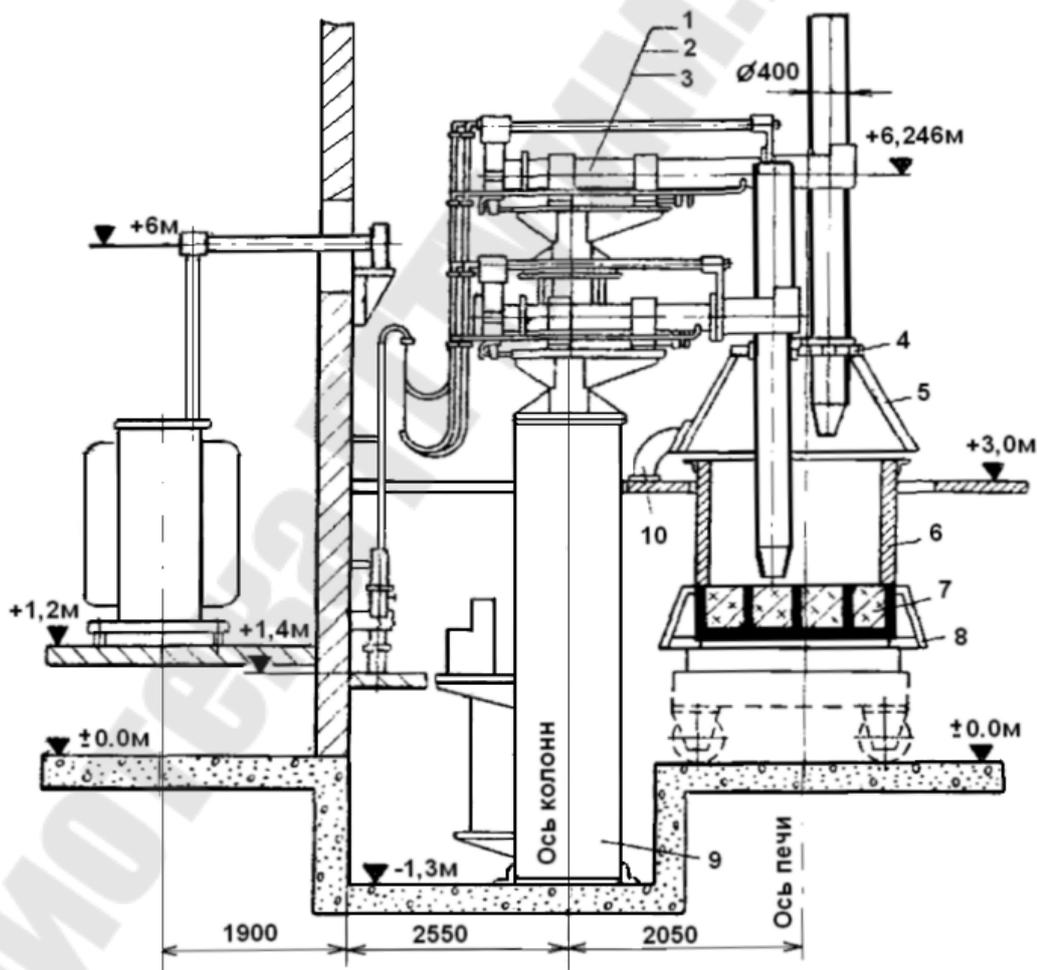
Большинство руднотермических печей закрыты сводом. Наличие свода позволяет устранить приведённые выше недостатки открытых печей и даёт возможность собрать отходящие газы, содержащие CO , являющийся топливом и ценным химическим сырьём для органического синтеза. Снижение температуры над печью позволяет использовать в конструкции установки более сложные и надёжные

узлы, чем у открытых печей (например, гидравлические механизмы перемещения электродов и т.п.).

Однако применение свода приводит к удлинению свободного конца электрода и, следовательно, к увеличению его сопротивления и электрических потерь.

При плавке сернистых руд в производстве штейнов выделяется большое количество сернистого газа. Печи для такого производства должны быть обязательно закрыты, что бы создать нормальные условия для работы персонала.

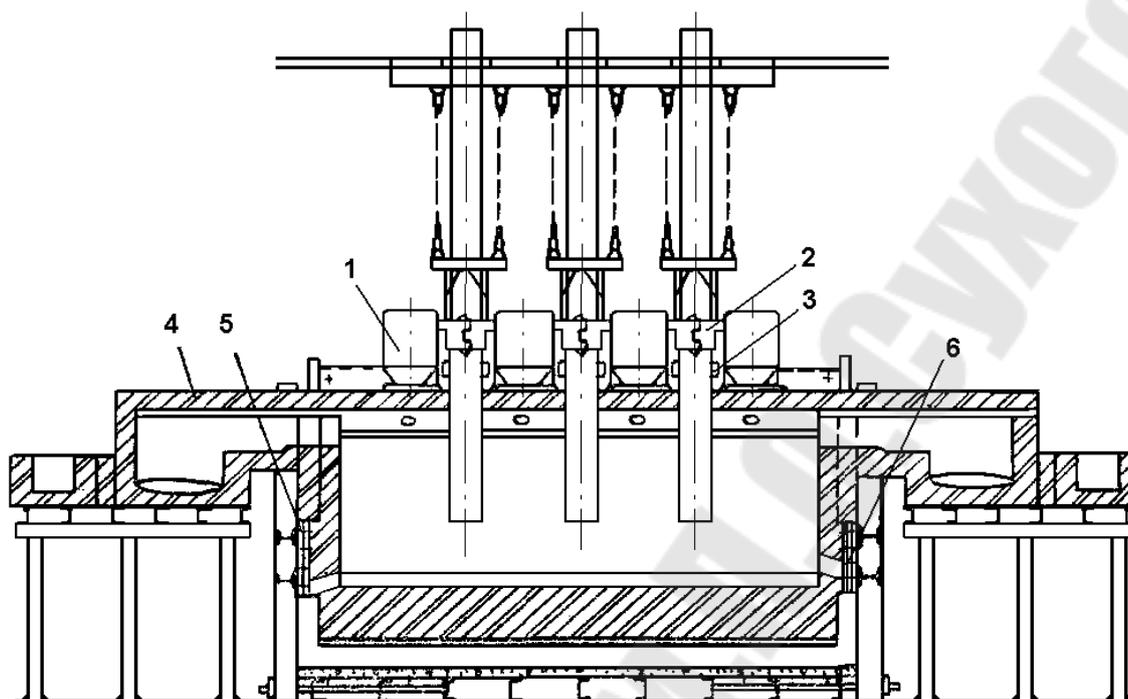
Руднотермические технологии таких элементов как фосфор, цинк, олово, магний и т.п. предусматривает получение целевого продукта в газообразном виде. Безусловно, печи для этих процессов должны быть герметичными для того, чтобы обеспечить полный сбор продукта и исключить его окисление кислородом воздуха (рисунки 5.10 и 5.11).



1,2,3 – колонки; 4 – крышка зонта; 5 – зонт; 6 – шахта печи; 7- футеровка подины; 8 – тележка с поддоном; 9 – шахта стоек; 10 – вытяжной патрубок

Рисунок 5.9 - Открытая печь для производства карбида бора РК0-

1,2



1 – загрузочные воронки; 2 – электрододержатели; 3 – уплотнение электродов; 4 – конденсаторы; 5 – кессон для выпуска штейна; 6 – кессон для выпуска шлака

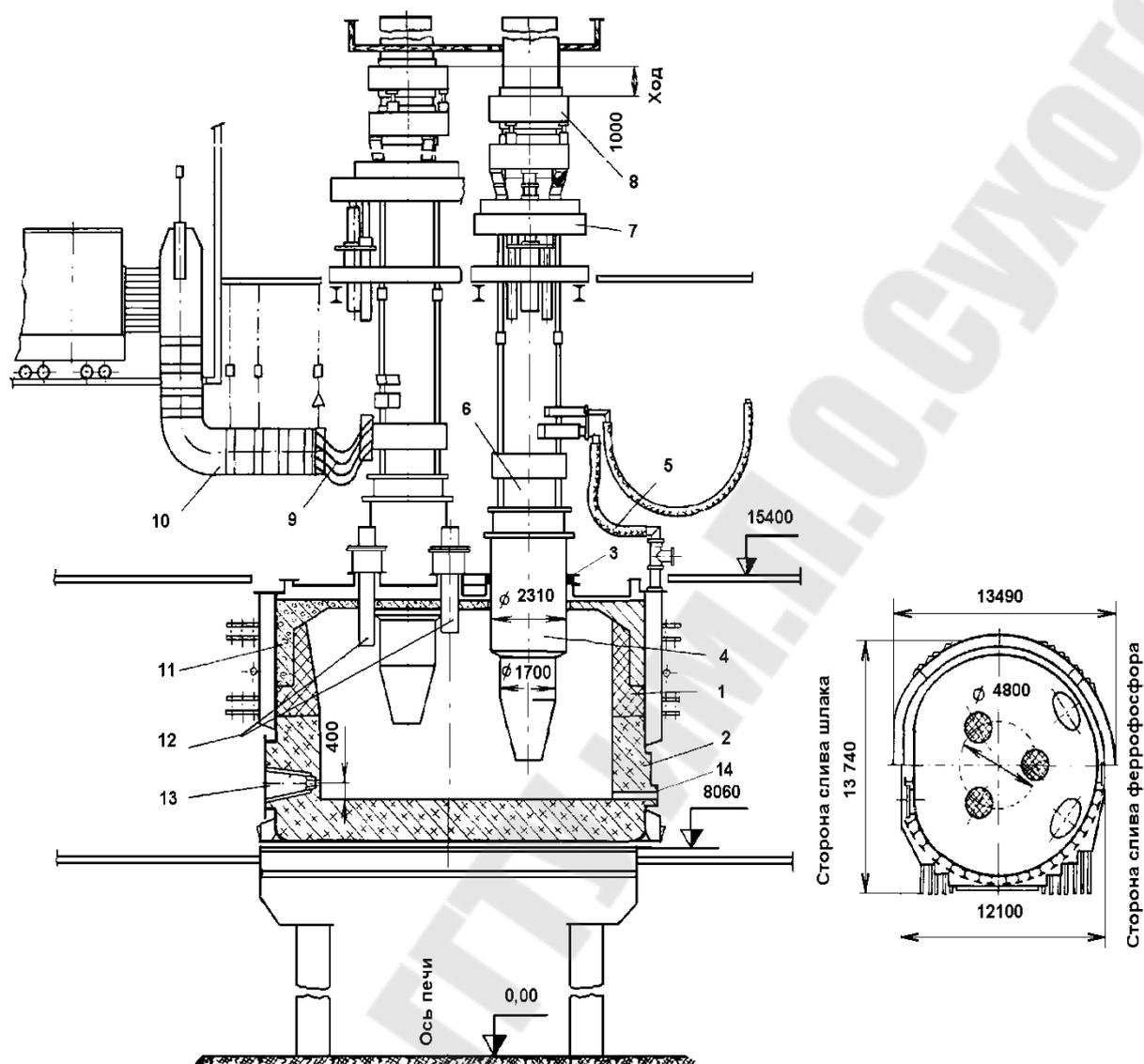
Рисунок 5.10 - Закрытая печь для получения цинка

5.4.4 Система загрузки печи

Как уже отмечалось, загрузка мощной руднотермической печи является довольно сложным этапом производственного процесса. Так при работе открытой печи необходимо за сутки загрузить более 150 т шихтовых материалов в строго определённые места горячего колошника площадью $60 \div 80 \text{ м}^2$.

При загрузке закрытых печей необходимо обеспечить герметичность загрузочной системы. Подача шихты в закрытую печь требует полной механизации. При этом у закрытой печи оказываются, ограничены возможности оперативной подачи и корректировки состава шихты, так как необходимо некоторое время пока новая порция откорректированной шихты поступит в печь.

Загрузка закрытой печи сопряжена с возможными отклонениями от нормального схода шихты, что существенно осложняет эксплуатацию печи. Важно поддерживать заданное давление газов под сводом печи, предотвращать их чрезмерное выбивание через загрузочные воронки или трубы и следить за возможным забиванием пылью подсводового пространства и газоходов.



1 – футеровка; 2 – кожух; 3 – установка сальников; 4 – цилиндр; 5 – система водоохлаждения; 6 – электрододержатель; 7 – гидropодъёмник; 8 – устройство для перепуска электродов; 9 – гибкий токопровод; 10 – короткая сеть; 11 – свод; 12 – загрузочные труботочки; 13 – шлаковая лётка; 14 – лётка для феррофосфора.

Рисунок 11 - Закрытая печь для производства фосфора РКЗ-80Ф.

Наличие или отсутствие в руднотермическом процессе шлака вносит существенные коррективы в требования к шихтоподготовке, а также к способу и месту загрузки шихты в печь.

Такие процессы как производство ферросилиция, карбида кальция и д.р., проходящие без заметного образования шлака имеют резко выраженную плавильную зону, сосредоточенную в узком кольце вокруг каждого электрода, называемую плавильным тиглем. Подавляющая часть шихты сходит в расплав через этот плавильный тигель, а

остальная лежит неподвижно, образуя гарниссаж. Эти процессы весьма требовательны к постоянству состава и гранулометрии шихты. В результате нужно организовать загрузку таким образом, что бы шихта подавалась в кольцевую зону вокруг электрода. Для этого могут быть использованы загрузочные воронки, располагающиеся на своде печи в виде воротников вокруг каждого электрода (рисунок 12 позиция 4).

Через загрузочные воронки просачивается и сгорает $5\div 8\%$ печных газов, также из-за воронок приходится на $1,5\div 2$ метра удлинять электроды, что повышает вероятность их поломки. Однако настоятельная потребность загрузки шихты именно вокруг электродов оправдывает применение таких загрузочных воронок.

Ряд руднотермических процессов сопровождаются большим количеством шлака, иногда во много раз превосходящим объём получаемого продукта. При плавке штейна над ним находится слой расплавленного шлака высотой до 700 мм. Наличие шлака усложняет работу агрегата в целом, но значительно облегчает загрузку печи. Дело в том, что в этих процессах плавильная зона находится под слоем шлака и шихта сходит в расплав, постепенно растворяясь в нём. Это происходит практически по всей площади ванны печи и приводит к усреднению состава. Такой процесс менее требователен к гранулометрическому и химическому составу шихты.

В таких технологиях как производство фосфора шихта электропроводна из-за содержания большого количества электропроводного углеродистого материала и выделение тепла происходит за счёт прохождения тока по шихте. Для поддержания нормального электрического режима работы установок и равномерного движения материалов по печи очень важно постоянство состава и гранулометрии шихты. Для равномерного поступления шихты на своде печи расположена система загрузочных трубоотечек (рисунок 5.11 позиция 12).

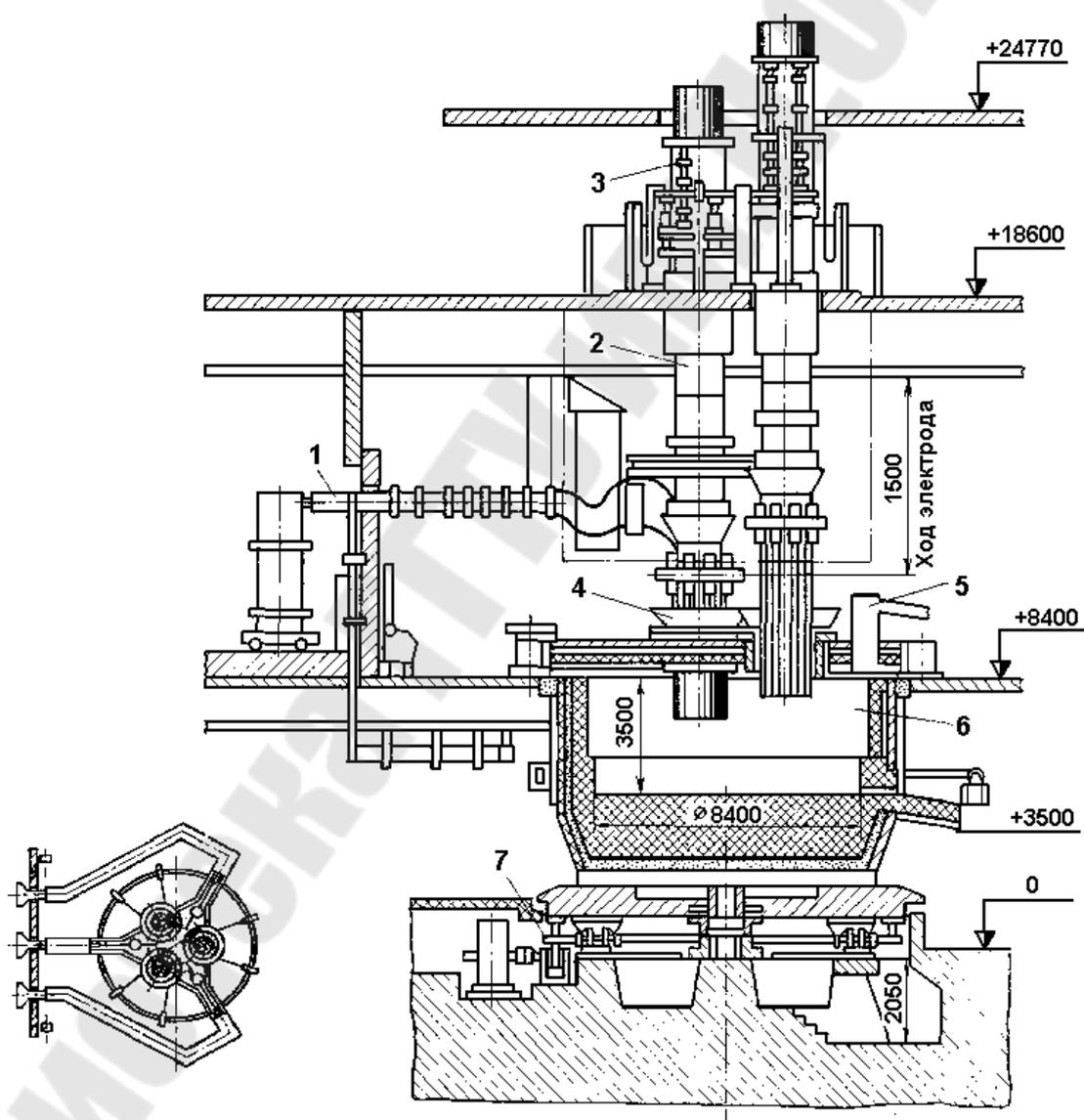
В итоге следует вполне определённый вывод о том, что для закрытых печей требуется более тщательная подготовка шихты и высокая точность её дозирования, чем для открытых печей.

4.5 Системы разгрузки печи

Известно, что наиболее эффективно производство непрерывным способом, однако далеко не всегда представляется возможность именно так организовать процесс.

Примером непрерывного процесса в руднотермической печи может служить производство медно-никелевого штейна (рисунок 13).

Загрузка прямоугольной закрытой печи осуществляется непрерывно из бункеров по загрузочным трубам, снабжённым заслонками для регулирования подачи шихты. На одну печь устанавливают от 8 до 72 загрузочных труботечек (шести электродные прямоугольные печи). Выпуск шлака и штейна производят из лётки расположенных в противоположных торцевых стенках печи. Лётка для выпуска штейна расположена ниже шлаковой лётки. Опыт работы этих печей показал, что необходимости в аппаратах для прожига лётки нет. Лётку подогревают с помощью кислородно-ацетиленовой горелки.



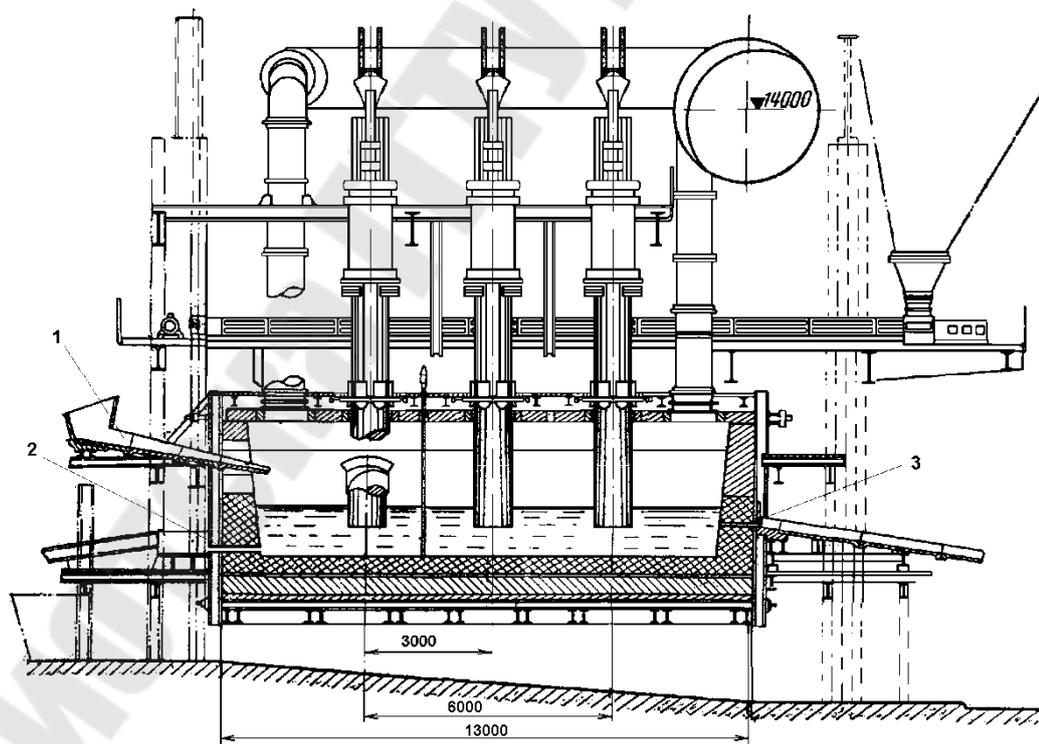
1 – короткая сеть; 2 – электрод; 3 – механизм перепуска электрода;
4 – загрузочная воронка; 5 – газоотвод; 6 – ванна печи; 7 – механизм вращения печи

Рисунок 5.12 - Печь РКЗ-33М2 для выплавки ферросилиция

Так как работа этих печей основана на преобразовании электрической энергии в тепловую за счёт прохождения тока через шлаковый расплав, то перед пуском печи в неё заливают готовый расплавленный шлак из шахтных печей или конвертеров.

Производство целевого продукта в газообразном виде (фосфор, цинк, свинец и т.д.) носит непрерывный характер, однако образующиеся при этом шлаки и ферросплавы так же необходимо удалять из печи. Для этого предусмотрены специальные лётки, которые открывают по мере накопления побочного продукта. Момент, когда подошло время для слива шлака, штейна или металла, определяют по объёму потреблённой печью энергии или по количеству загруженной шихты. Например, при производстве цинка (рисунок 10) шлак сливают один раз в сутки, а штейн каждые 6÷7 или даже 10÷15 суток, каждый через свои лётки.

Большая часть руднотермических производств носит полунепрерывный характер. При этом загрузка печи осуществляется непрерывно, а слив продукта и шлака носит периодический характер по мере их накопления. Так работают, например, печи по производству ферросилиция, в которых продукт сливают 4÷7 раз за смену через равные промежутки времени.



1 – воронка для заливки шлака; 2 – лётка для штейна; 3 – лётка для шлака

Рисунок 13 - Прямоугольная печь для плавки медно-никелевого штейна непрерывного действия

Число лётков выбирают из технологических соображений. Обычно, если продукты достаточно текучи, для каждого из них у печи предусмотрена своя лётка. Иногда используют одну общую лётку. Например, при производстве высокоуглеродистого феррохрома, сплав и шлак выпускают одновременно через одну лётку три-четыре раза в смену. У карбидных печей при температуре выпуска (около 1900°C) карбид кальция имеет достаточно высокую вязкость, поэтому для его выпуска устраивают три лётки против электродов.

Во время плавки лётки закрыты. Для того чтобы слить расплав лётку вскрывают, прожигая её дугой с помощью специальных аппаратов или кислородными горелками, простреливая из специального ружья, пробивая стальным ломом или при помощи бура. По окончании выпуска очко лётки закрывают возможно глубже конической пробкой из смеси электродной массы и песка или огнеупорной глины вручную или пушкой.

Распространёнными являются руднотермические процессы, работающие в периодическом режиме. Например, плавку феррованадия и ферротитана ведут в несколько этапов, отличающихся загруженными материалами и природой происходящих химических процессов. Во время плавки сливают образовавшийся шлак. После завершения всей плавки полученный продукт сливают в изложницу через сливной носок, наклонив печь (по аналогии с ДСП) (рисунок 5.3).

При производстве тугоплавких материалов, таких как карбид бора, ферровольфрам, ферромolibден, корунд и т.п. получаемый продукт удаётся расплавить и поддерживать в жидком состоянии только в небольшой зоне у электродов (при плавке ферровольфрама температура рабочей зоны около 3000°C). В этом случае слить продукт очень трудно или не возможно (в производстве ферровольфрама иногда применяют вычерпывание расплава из печи стальными ложками порциями по 50 кг), тогда плавку проводят «блок-процессом» (рисунок 5.9).

По мере расплавления и затвердевания продукта, в печь подают новые порции шихты, в результате наращивают блок продукта до заполнения всей шахты печи. После этого печь останавливают, поднимают электроды и выкатывают ванну печи из-под них. Ванну печи ставят на охлаждение, затем извлекают из неё блок и оставляют его для окончательного остывания. Полученный таким образом блок разделяют, т.е. разбивают, сортируют и дробят. Годный материал идёт по назначению, а непрореагировавшую и полурасплавленную шихту возвращают в печь для следующих плавов.

При работе «блок-процессом» ванну печи монтируют на подвижной тележке (рисунок 5.8) для того, чтобы один комплект оборудования мог поочерёдно обслуживать несколько ванн.

Как любой периодический процесс, «плавка на блок» менее производительна и менее экономична, чем работа на выпуск.

5.4.6 Электроды

В руднотермических агрегатах используют как графитированные и угольные электроды, аналогичные электродам дуговых сталеплавильных печей, так и самоспекающиеся электроды.

Самоспекающийся электрод представляет собой стальной кожух, собранный из сварных полых секций (рисунок 5.14) внутрь которых загружают электродную массу. Диаметр самоспекающихся электродов доходит до 2000 мм, разрабатываются электроды диаметром 2400 мм. Сечение самоспекающихся электродов может быть не только круглым, но и прямоугольным со скруглёнными сторонами (печь на рисунке 5.4 с электродами сечением 2600x650).

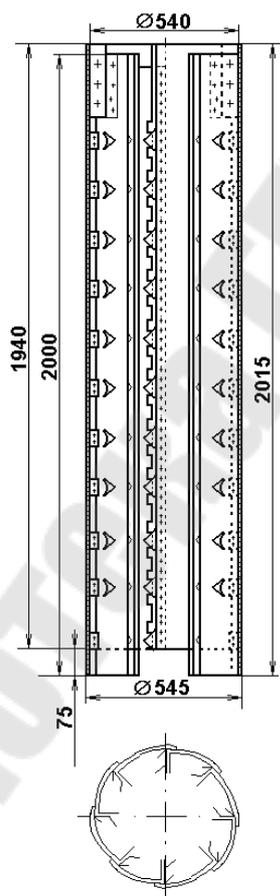


Рисунок 5.14 – Секция кожуха самоспекающегося электрода

Электродная масса состоит из термоантрацита, отходов электродов, кокса, смолы, пека и др. Температура электродной массы в районе контактных щек колеблется от 60 до 100° С. По мере опускания

электрода, происходит нагрев массы, ее расплавление и коксование связующего. При температуре 500°C масса затвердевает. Дальнейший нагрев сопровождается упрочнением электрода и повышением его электропроводности. Из под контактных щёк электрододержателя электрод должен выходить с температурой около 850°C . В результате получается скоксованный электрод по своим свойствам близкий к обычным угольным электродам, и даже с несколько большей допустимой плотностью тока.

При температуре ниже 850°C большая часть тока проходит по металлическому кожуху, а при температуре около 1000°C ток распределяется между кожухом и телом электрода примерно поровну.

Применение самоспекающихся электродов в несколько раз дешевле, чем использование готовых угольных и графитированных электродов, хотя и требует вспомогательных участков для изготовления кожухов и подготовки электродной массы.

Эксплуатация печей с такими электродами требует тщательного соблюдения технологии приготовления массы, высокое качество изготовления кожуха, регулярный перепуск электрода, соблюдение режима коксования электрода и стабильный электрический и тепловой режимы работы печи, иначе, если электрод не наберёт достаточной прочности, может произойти его обрыв. Некоторые предприятия работают на покупной электродной массе.

5.4.7 Электрооборудование руднотермических печей

Для оснащения руднотермических установок применяют тоже самое электро-оборудование, что и для дуговых сталеплавильных печей.

Так как электрический режим работы РТП довольно спокойный, поэтому использовать дроссель в цепи их питания нет необходимости. Не смотря на это, количество эксплуатационных отключений печи может быть $2\div 3$ в сутки. Поэтому обычно используют высоковольтные выключатели, рассчитанные на значительное число срабатываний. В целом схемы питания руднотермических печей мало, чем отличаются от обычных схем питания мощных потребителей электроэнергии.

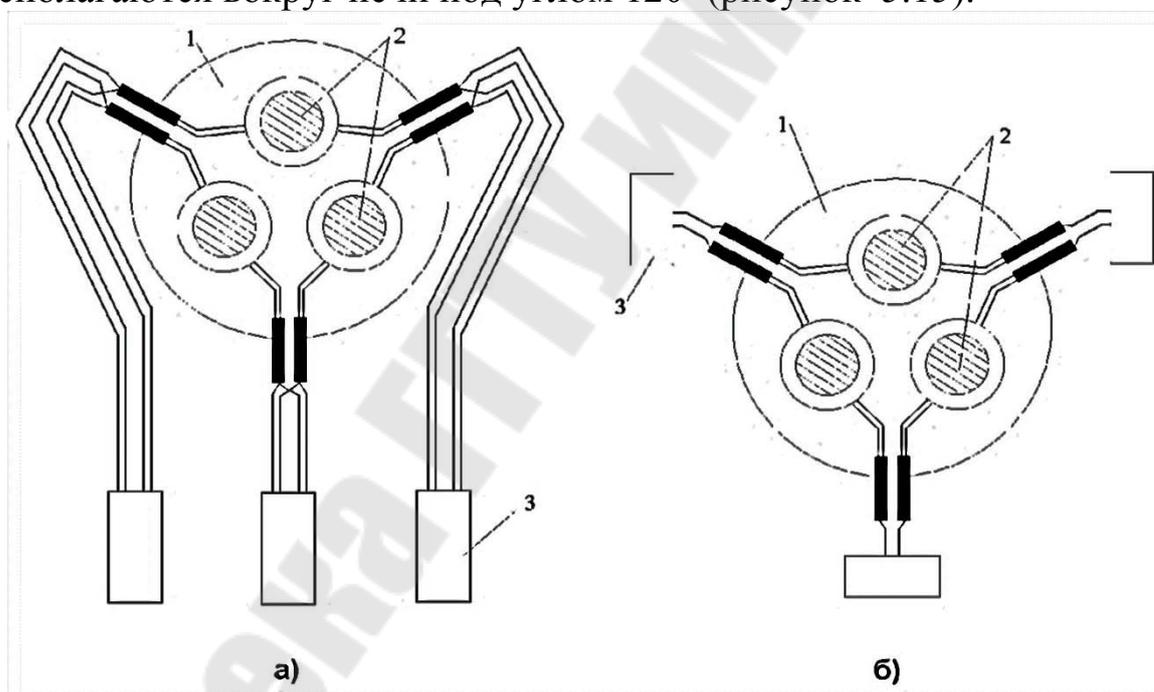
Трансформаторы руднотермических печей имеют несколько, а у мощных печей – несколько десятков ступеней напряжения. Как и у ДСП существуют системы переключения ступеней напряжения при снятой нагрузке и под нагрузкой.

Число возможных схем короткой сети, несмотря на всё многообразие руднотемических процессов и конструкций установок, достаточно ограничено.

Наиболее простая схема питания у однофазных печей. Для них используют однофазный силовой трансформатор, а короткую сеть собирают с минимально возможным активным и реактивным сопротивлением.

Круглые трёхэлектродные печи в начале своего развития оснащались короткими сетями со схемой соединения «звезда на трансформаторе» с некомпенсированными и резко асимметричными шинными пакетами.

Однако для большинства современных трёх фазных систем трёхэлектродных круглых печей, короткие сети организуют по схемам «звезда на электродах» и «звезда на подвижных башмаках». Иногда вместо одного трёхфазного трансформатора устанавливают три однофазных. Существуют схемы с несимметричными пакетами и с симметрично расположенными фазами, когда камеры трансформаторов располагаются вокруг печи под углом 120° (рисунок 5.15).



1 – ванна печи; 2 – электроды; 3 – печной трансформатор
 а) – схема «звезда на электродах»; б) – схема «звезда на подвижных башмаках»

Рисунок 5.15 – Схема расположения однофазных печных трансформаторов для круглых трёхэлектродных печей

При несимметричной схеме соединения (рисунок 15 а) перекося реактивного сопротивления по фазам составляет приблизительно 5%, а перекося мощности – около 2,5%. При такой схеме на 5÷7% выше суммарное реактивное сопротивление короткой сети по сравнению с сопротивлением при симметричной схеме соединения (рисунок 15 б).

Преимущества такой несимметричной схемы в более простой и удобной компоновке оборудования в цеху.

Симметричная схема имеет равные активные и реактивные сопротивления фаз и позволяет устранить перекося мощности по фазам.

В прямоугольных трёхэлектродных печах существует значительный перекося мощности. Печи большой мощности работают, как правило, со схемой соединения «звезда на трансформаторе». Расположение печного трансформатора вдоль короткой стороны печи (рисунок 5.16 б) позволяет развести проводники короткой сети одной фазы и снизить реактивное сопротивление на 20% по сравнению с размещением трансформатора вдоль длинной стороны печи (рисунок 5.16 а).

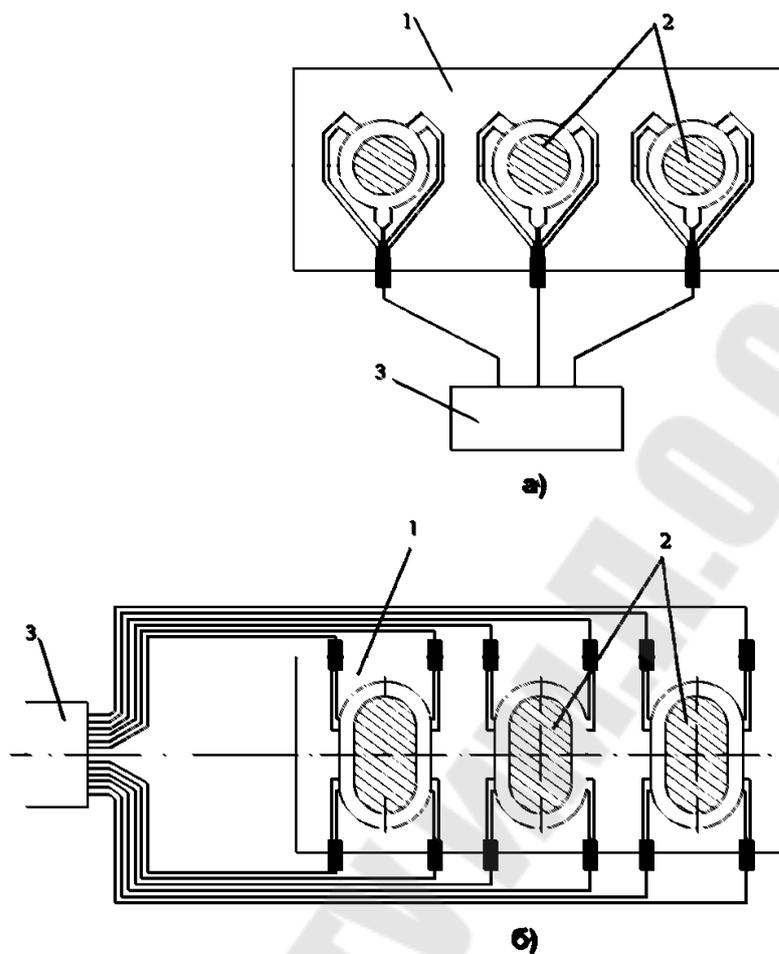
Наиболее рациональной для мощных печей оказалась схема с шестью электродами, расположенными по прямой линии, сгруппированными попарно и запитанных от трёх однофазных трансформаторов (рисунок 5.17). Такая конструкция короткой сети имеет минимальную индуктивность.

Было показано, что если $\cos\varphi$ руднотермической установки меньше 0,88, то становится целесообразно и экономически выгодно использовать искусственную компенсацию коэффициента мощности. Для этого на стороне высокого напряжения печного трансформатора в цепь включают дополнительную ёмкость – установку продольной-ёмкостной компенсации (УПК).

Выбор печного трансформатора, конфигурации и параметров короткой сети, а так же рабочих электрических параметров установки определяется особенностями конкретного технологического процесса, объёмом данного производства и особенностями

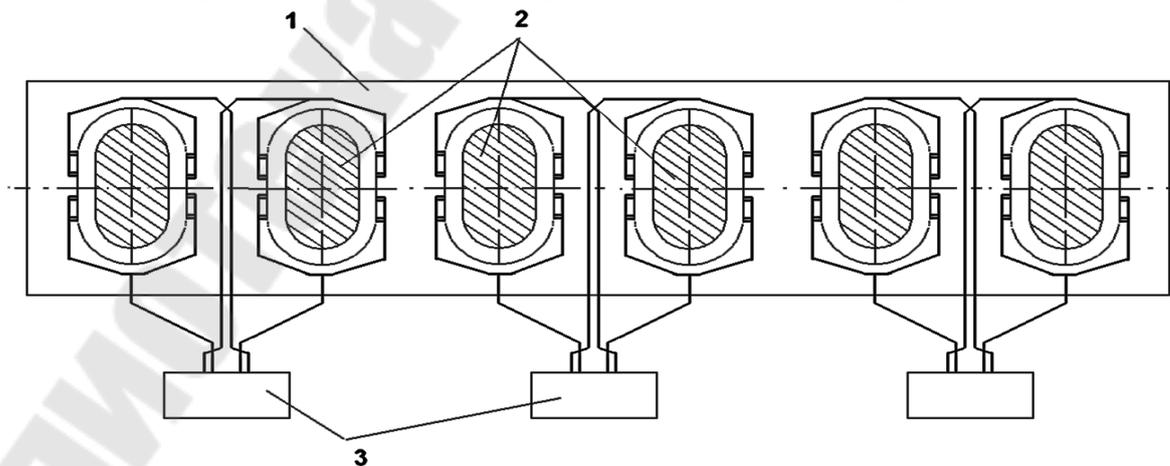
конструкции использованной печи. При этом основные электрические характеристики печной установки могут значительно отличаться от аналогичных характеристик подобной установки, работающей на другом предприятии.

Примеры электрических параметров некоторых руднотермических печей приведены в таблице 5.2.



1 – ванна печи; 2 – электроды; 3 – печной трансформатор
 а) – вдоль длинной стороны печи; б) – вдоль короткой стороны печи

Рисунок 5.16 – Схема расположения трёхфазных печных трансформаторов для прямоугольных трёхэлектродных печей



1 – ванна печи; 2 – электроды; 3 – печные трансформаторы

Рисунок 5.17 – Схема расположения однофазных печных трансформаторов для прямоугольных шестиэлектродных печей.

Таблица 5.2 – Электрические параметры некоторых руднотермических печей

Параметр	Тип печи										
	РКО - 2,5	РПО - 7,5К	РКЗ - 10,5Ф	РКЗ - 16,5К	РКЗ - 48Ф-3	РКЗ – 63К-3у	РПЗ – 100К-3у	РКЗ – 100К-3у	РКЗ - 100Ф-3	РПЗ - 160-6у	РПЗ - 250Ф-6
Установки											
Диаметр электродов, м	0,35/0,5	0,9	1,0	1,2	1,4	1,6	3,4x0,8	1,9	1,7	3,6x0,9	1,9
Сила тока печи, кА	8,1	28,9	17,0	56	62,5	126	5	177	96	172	109
Рабочее напряжение, В	26,9	128	220	178,5	463	274	177	327	600	310	763
Мощность печи, МВт	1,2	5,95	6,32	14,0	48,15	55,2	327 92	92	90,6	147,2	218
Сопrotивление короткой сети, 10 ⁻⁴ Ом:											
реактивное	5,81	9,4	19,5	9,8	12,00	8,3	7,7	8,8	15,3	21,4	34,2
активное	9,61	2,45	3,12	1,6	1,08	0,9	0,8	0,7	1,0	0,9	1,6
cosφ установки	0,76	0,930	0,965	0,84	0,960	0,813	0,787	0,745	0,906	0,612	0,872
Электрический к.п.д.	0,87	0,891	0,952	0,86	0,973	0,922	0,919	0,929	0,969	0,888	0,974

Всё больше в последнее время получают распространение печи аналогичные по конструкции дуговым сталеплавильным печам, работающим на постоянном токе.

Установки, работающие на постоянном токе, применяют для получения металлического марганца, безуглеродистого ферромарганца, феррохрома, ферротитана и других сплавов. В этих процессах преобладает выделение энергии в дуге, и лишь незначительная доля электрической энергии преобразуется в джоулево тепло за счёт прохождения тока через расплавленный металл. Поэтому для перечисленных процессов применение постоянного тока даёт те же преимущества, что и при плавке стали.

Предполагается, что положительный эффект от перехода на постоянный ток будет и в тех процессах, где часть энергии выделяется в дуге, а часть за счёт сопротивления расплава или шихты, и даже на установках, работающих чисто по принципу печей сопротивления.

Экономически обоснованное применение выпрямителей зависит от мощности установки. Так для кремнистых сплавов переход на постоянный ток может быть выгоден при мощности печи выше $25\div 33$ МВА.

Ожидается, что в ближайшие годы будет освоено применение руднотермических печей, работающих на постоянном токе, для извлечения различных металлов из отвальных шлаков, например алюминия, никеля, меди, кобальта, ванадия и др. Создают новые одноэлектродные печи для выплавки кремния повышенного качества для солнечной энергетики.

5.5 Алгоритм расчёта

Расчёт руднотермических печей носит довольно сложный и не однозначный характер. При работе РТП происходит наложение множества факторов, сложным образом зависящих друг от друга, от электрических и тепловых полей в ванне печи, от гравитационного поля, полей скоростей, давления и физико-химических процессов. Сами процессы и характер их взаимодействия существенно отличаются для различных руднотермических технологий.

Всё это не позволяет создать единую аналитическую систему расчёта руднотермических печей. Существует много подходов к решению этой задачи.

Большинство исследователей пришло к полуэмпирической системе расчета, основанной на теории подобия. За основу принимают

некоторую «образцовую» печь, параметры которой на данный момент признают наилучшими, и считают электрические поля в проектируемой и в образцовой печи подобными. Для этого, как полагают, достаточно иметь геометрическое подобие обеих печей и подобности одинаковой для них величину критерия подобия.

$$\text{Эп} = \frac{U_n d}{\rho I} \quad (5.1)$$

Таким образом, Эп связывает диаметр электрода d с электрическими параметрами: полезным фазным напряжением U_n , током фазы I и с характеристикой данного процесса в виде усредненного сопротивления фазы печи ρ .

Под величиной U_n понимают напряжение между частью электрода, находящегося в шихте, и металлом или подиной — слоем с высокой проводимостью, имеющим «нулевой» потенциал, так как именно оно определяет ток в ванне печи и долю мощности печного трансформатора, превращающуюся в тепловую.

Напряжение на выводах печного трансформатора равно сумме полезного фазного напряжения и падений его в свободной части электрода, контактах и короткой сети.

Ясно, что величина ρ — усреднённого удельного сопротивления фазы печи зависит от сопротивления различных участков рабочей зоны печи. В печах, где имеет место дуговой разряд - от сопротивления дуги и сопротивления расплавленного шлака. Если имеется бездуговой процесс - от переходного контакта «шлак — электрод. От сопротивления шихты и переходных контактов для части тока, ответвляющейся по схеме «треугольник». Величина ρ зависит, поэтому от гранулометрического состава шихты, температуры в различных её слоях и т. д. Таким образом, она действительно в определенной мере отражает специфику процесса. Обработка данных по ряду работающих печей показала, что величина ρ в первом приближении подчиняется закону Ома:

$$\rho = K \frac{U_n}{I} \quad (5.2)$$

т. е. для данной печи $K = \text{const}$.

Если считать, что на проектируемой и «образцовой» печах применяется одинаковая по химическому в гранулометрическому составу шихта, то можно допустить равенство ρ для обеих печей.

Обычно исходной величиной для расчёта руднотермической печи является желательная производительность агрегата - N т/ч. Исходя из производительности и достигнутого на данное время уровня минимального удельного расхода электроэнергии A кВтч/т (таблица 5.3) находят активную мощность потребляемую печью $P_{\text{акт}}$:

$$P_{\text{акт}} = AN. \quad (5.3)$$

В свою очередь полезная мощность печи:

$$P_{\text{пол}} = P_{\text{акт}}\eta, \quad (5.4)$$

где η - электрический к.п.д., равный 0,85—0,95.

Для процессов с относительно низким $U_{\text{пол}}$, Например, выплавка FeSi, электрический к.п.д. равен 0,85÷0,9, а для таких, как возгонка фосфора, где $U_{\text{пол}}$ выше, он равен 0,9÷0,95.

Затем анализ приводит к формуле, связывающей полезное фазное напряжение и полезную мощность печи $P_{\text{пол}}$, кВт:

$$U_{\text{пол}} = C_1 P_{\text{пол}}^n, \quad (5.5)$$

где $C_1 = Cj^n$, В.

Коэффициент n характеризует распределение мощности в ванне в зависимости от вида процесса. Для многошлаковых процессов, когда превалирует распределение мощности по поверхности ванны, следует принимать n равным 0,25, а для бесшлаковых с преобладающим объёмным распределением энергии, равным 0,33.

Расчёты показывают, что формула 5 дает значения $U_{\text{пол}}$ с точностью около 10%. Значения C_1 и n для различных процессов даны в таблице 5.4.

Плотность тока на электроде j выбирают в зависимости от вида процесса и диаметра электрода. Величину j можно ориентировочно принять по данным таблицы 5.5.

Далее можно найти ток, протекающий по электроду $I_{\text{эл}}$

$$I_{\text{эл}} = \frac{P_{\text{пол}}}{3U_{\text{пол}}}. \quad (5.6)$$

Установлено, что между током и диаметром электрода d , м существует степенная зависимость вида:

$$I_{эл} = C_2 d^m . \quad (5.7)$$

из которой теперь можно найти диаметр электрода. Величины C_2 и m , различные для разных процессов, так как они учитывают температуру процессов и условия теплообмена электродов, приведены в таблице 6, составленной на основании анализа работы печей, которые можно считать «образцовыми».

Активное сопротивление ванны печи

$$R_B = \frac{P_{пол}}{3I_{эл}^2} . \quad (5.8)$$

Определив, таким образом, основные электрические параметры ванны, можно рассчитать и параметры печного трансформатора. Для этого необходимо задаться активным и индуктивным сопротивлениями короткой сети, в которые входят сопротивления обмоток печного трансформатора, токоподвода, контактов и свободной части электродов. Эти величины могут быть получены моделированием проектируемой короткой сети или из справочных данных по существующим коротким сетям [4]. В таблице 3 приведены величины сопротивлений коротких сетей некоторых руднотермических печей. По этим данным можно найти основные параметры установки, построить её электрические характеристики и выбрать оптимальные режимы работы.

Коэффициент мощности и электрический к.п.д. определяются выражениями

$$\cos\varphi = \frac{R_{KC} + R_B}{\sqrt{(R_{KC} + R_B)^2 + X_{KC}^2}} . \quad (5.9)$$

$$\eta_{эл} = \frac{R_B}{R_B + R_{KC}} . \quad (5.10)$$

При определении $\cos\varphi$ допускается известная ошибка: здесь не учтено индуктивное сопротивление ванны печи X_B . Для печей относительно небольшой мощности (5÷7 МВА) эта ошибка невелика,

однако для современных печей мощностью 16 МВА и более она ощутима. Проведённые измерения установили соотношение $X_B \approx 0,3R_B$.

Таблица 5.3 – Удельный расход электроэнергии для различных процессов производства

Продукт производства	A , кВтч/т
Ферросилиций (45%)	4700÷4800
Ферросилиций (75%)	8800÷9700
Феррохром низко- и среднеуглеродистый	3500÷4000
Феррохром высокоуглеродистый	4300
Силикомарганец	4100÷4700
Ферроалюминий	3900
Фосфор	10000÷14000
Электрокорунд нормальный	2800
Электрокорунд белый и легированный	1350÷1600
Карбид кальция, мощные закрытые печи,	2500÷2600
мощные (40÷60 МВА) частично укрытые печи,	2900÷3000
открытые печи средней мощности (7,5÷10,5 МВА),	2800÷2900
открытые печи малой мощности (3÷5 МВА)	3000÷4000
Огнеупоры на блок	3000÷3500
Цинковый кек	1200
Закись никеля	1000÷1100
Медно-никелевый штейн	720
Медный штейн	500

Таблица 5.4 - Значения C_1 , В для различных процессов производства

Продукт производства	$P_{пол} < 13\ 500$ кВт		$P_{пол} > 13\ 500$ кВт	
	$n = 0,25$	$n = 0,33$	$n = 0,25$	$n = 0,33$
Силикомарганец	5,7	-	6,0	-
Ферросилиций (45%)	-	3,2	-	3,3
Ферросилиций (75%)	-	3,4	-	3,4
Ферромарганец	5,3	-	5,4	-
углеродистый	6,8	-	7,0	-
Силикохром (50%)	7,6	-	7,9	-
Феррохром передельный	5,7	-	6,0	-
Силикокальций	16,5	-	17,2	-
Фосфор	9,8	-	9,8	-
Электрокорунд	11,2	-	11,5	-
Медно-никелевый штейн	-	2,6	-	2,6
Карбид кальция				

Таблица 5.5 – Плотность тока в электродах для различных процессов производства

Продукт производства	j , А/см
Силикомарганец	6,2
Ферросилиций (45%)	7
Ферросилиций (75%)	7
Ферромарганец	7,6
Силикохром (50%)	7
Силикокальций	12
Фосфор	4,5
Электрокорунд	4
Медно-никелевый штейн	4
Карбид кальция	6,8

Таблицы 5.6 – Коэффициенты C_2 и m для различных процессов производства

Продукт производства	C_2 , кА	m
Силикомарганец	51,5	1,52
Ферромарганец	52,8	1,70
Феррохром	46,0	1,70
Медный штейн	30,6	1,70
Фосфор	28,0	1,73
Карбид кальция	50,5	1,75
Ферросилиций	38,6	1,88

Поэтому $\cos\varphi$ точнее можно определить так:

$$\cos\varphi = \frac{R_{KC} + R_B}{\sqrt{(R_{KC} + R_B)^2 + (X_{KC} + X_B)^2}}. \quad (5.11)$$

Полная мощность печного трансформатора

$$S_{\text{тр}} = \frac{P_{\text{пол}}}{\eta_{\text{эл}} \cos\varphi}. \quad (5.12)$$

Линейное напряжение печного трансформатора, соответствующее величине $U_{\text{пол}}$, равно:

$$U_{\text{л}} = \frac{1,73U_{\text{пол}}}{\eta_{\text{эл}} \cos \varphi}. \quad (5.13)$$

Необходимо иметь диапазон изменения напряжения печного трансформатора в пределах $(0,8 \div 1,2)U_{\text{л}}$ с учетом необходимости в ступенях пониженного напряжения при разогреве печи в пусковой период и для возможного повышения мощности установки вследствие приближенного характера расчетов.

Найти характеристики выпускаемых печных трансформаторов и подобрать подходящий для проектируемого производства трансформатор можно по справочной литературе.

Основные геометрические размеры ванны печи (рисунок 5.18) можно выразить через диаметр электрода d и относительные размеры:

$$b' = b/d; \quad f' = f/d; \quad L' = L/d. \quad (5.14)$$

Для печей с прямоугольными электродами за определяющий размер принимают величину $\sqrt{a_0 b_0}$, где a_0 и b_0 — стороны поперечного сечения электрода, причем $b_0 > a_0$.

Очевидно, что геометрическое подобие проектируемой и «образцовой» печей будет соблюдено при равенстве параметров b' , f' , L' .

Определив диаметр электрода проектируемой печи по (5.7) и значения величин b' и f' для образцовой печи, а из (5.14) - величины b и f для проектируемой печи, можно определить диаметр распада электродов по формуле (5.15).

$$D_{\text{рз}} = 2 \frac{b}{\sqrt{3}}. \quad (5.15)$$

Внутренний диаметр ванны, очевидно, равен:

$$D = 2 \frac{b}{\sqrt{3}} + f \quad (5.16)$$

Для закрытых круглых печей величины $D_{\text{рз}}$ и D , а для закрытых прямоугольных печей величины b из-за повышенных температур в

верхних слоях колошника и электропроводности шихты следует увеличивать на $0,1d$.

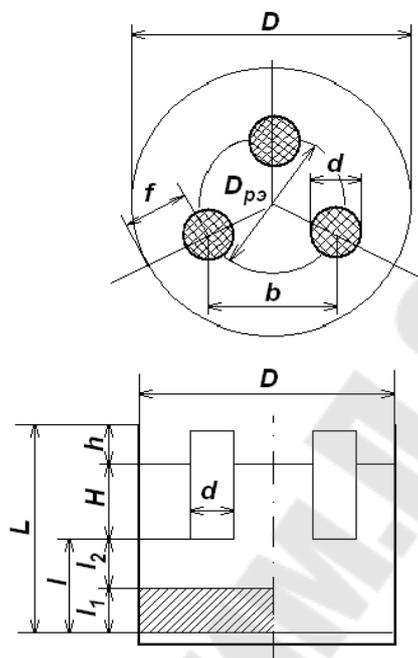


Рисунок 5.18 – Основные геометрические параметры ванны руднотермической печи

Для прямоугольных печей размеры ванны в плане рассчитываются следующим образом.

Найдя диаметр круглого или размеры прямоугольного электрода, а также величины b и f определяют размер длинной стороны ванны:

$$A = n b + 2f, \quad (5.17)$$

где n – число электродов,
и короткой стороны:

$$B = b_0 + 2f, \quad (5.18)$$

где b_0 - длина поперечного сечения прямоугольного электрода или диаметр круглого.

Высота шахты печи L , как видно из рисунка 18, складывается из расстояния от торца электрода до подины l , высоты слоя шихты, в которую погружен электрод H , и расстояния от поверхности колошника до кромки кожуха h :

$$L = l + H + h. \quad (5.19)$$

У печей, на которых осуществляют процессы с большим количеством шлака, величина l складывается из толщины слоя шлака l_1 и расстояния от поверхности шлака до торца электрода l_2 . Толщиной слоя металла можно пренебречь из-за его малости. Из практики известно, что при всем разнообразии технологических процессов и конструкций печей величины l и h изменяются в узких пределах, а именно: $h = 100 \div 200$ мм; $l = 600 \div 900$ мм.

При выборе величины l и определении параметра $l' = \frac{l}{d - \alpha}$ нужно иметь в виду следующее: для бесшлаковых (FeSi, SiAl) и шлаковых процессов с хорошо проводящей шихтой (например, FeMn) за размер l следует принимать расстояние от торца электрода до уровня металла или зеркала шлака, так как при хорошей электропроводности этот слой будет относительно электродов иметь нулевой потенциал. Для многошлаковых процессов (например, получение медно-никелевого штейна или SiMn), где шлаки, относительно мало электропроводны, за размер l следует принимать расстояние от торца электрода до подины. Естественно, что расчёт более точен, если на образцовой печи удалось определить эти расстояния.

Величина H слоя шихты, в которую погружен электрод, существенно влияет на работу печи. От неё зависит скорость схода шихты с поверхности колошника печи в рабочую зону. Скорость эта должна быть такой, чтобы шихта успела прогреться до полной потери влаги, иначе неизбежны образование свищей и выбросы шихты. Вместе с тем шихта должна иметь определённую газопроницаемость, обеспечивающую как достаточно свободный выход газов, так и газодинамическое сопротивление, достаточное для того, чтобы пары восстановленного окисла и пыль, уходящие с газами, успели осесть на кусках шихты и не выходили на колошник печи. Определённую роль играет и насыпной вес шихты, обуславливающий вместе с величиной H необходимое механическое давление столба её на поверхность плавильного тигля. Очевидно также, что все эти факторы должны быть согласованы с электрическими параметрами печи, обуславливающими

размеры плавильного тигля, состояние его поверхности и, в конечном счёте, скорость схода шихты в рабочую зону.

Из практики известно, что при недостаточной высоте слоя шихты её приходится проталкивать в рабочую зону при помощи шуровки, а при излишней величине H ход процесса в печи затрудняется вследствие чрезмерного повышения давления газов в рабочей зоне. Этот сложный процесс до настоящего времени не получил аналитического описания; приходится пользоваться данными практики и соображениями, основанными на расчёте газопроницаемости слоя шихты. Ввиду того, что в настоящее время почти все мощные руднотермические печи выполняются закрытыми, именно это свойство шихты стало определяющим.

Оценочные подсчёты фильтрации при условии, что конечное содержание пыли в газе, выходящем на колошник, не превышает $1,5 \text{ г/м}^3$, привели к следующей формуле:

$$H = (0,613C_3 v_{cx})^{2/3}, \quad (5.20)$$

где C_3 - коэффициент, зависящий от запылённости газа и характера процесса;

v_{cx} - линейная скорость схода шихты, м/мин, взятая по опытным данным.

Значения C и v_{cx} приведены в таблице 5.7.

Таблица 5.7 – Значения C_3 и v_{cx}

Параметр	Мощность печи, МВА		
	до 10	10÷20	более 20
v_{cx}	$(5\div6) \cdot 10^{-3}$	$(7\div8) \cdot 10^{-3}$	$(8\div9) \cdot 10^{-3}$
C_3	$120/H$	$140/H$	$160/H$

Изложенное относится главным образом к печам для бесшлаковых процессов, где величина H играет весьма важную роль. Для многошлаковых печей она не столь существенна, так как здесь шихта растворяется в шлаке. По этой же причине печи для многошлаковых процессов менее чувствительны к характеру загрузки шихты; у них можно ограничиться равномерным распределением поступающей шихты по рабочей части поверхности ванны. В печах для бесшлаковых процессов шихту нужно подавать в кольцевую зону вокруг каждого электрода, где она сходит к плавильным тиглям, образуемым у каждого электрода.

Таковы основные соображения, позволяющие с точностью 10÷20% определять основные электрические параметры печи и печного

трансформатора, размеры ванны и диаметр круглого или размеры прямоугольного сечения электродов.

Как видно, при этом очень многое зависит от характера процесса, и поэтому для известных процессов принимают за основу «образцовые» печи. Для новых технологических процессов обычно приходится подбирать возможные аналогии, а так же проводить опыты или строить экспериментальные печи.

Ориентировочные данные по геометрическим параметрам некоторых печей приведены в таблице 1. Ряд наиболее распространенных технологических процессов реализуемых в руднотермических печах приведён в таблице 8.

Таблица 5.8 – Руднотермические производства

Продукт производства	Сырьевые материалы	Тип используемых печей	Способ загрузки	Способ выгрузки	Тип футеровки	Тип электродов	Место выделения энергии
Карбид кальция CaC	CaO, кокс (антрацит)	Круглые закрытые или прямоугольные открытые и частично укрытые, мощностью до 69 МВ·А.	Непрерывно	Периодический выпуск	Шамотная с угольными блоками	Самоспекающиеся	Дуга под сводом шихты
Карбид бора B ₄ C	B ₂ O ₃ , кокс	Круглая открытая 3-х электродная печь мощностью 1,2 МВ·А		Плавка «на блок»	Магнезиальная со слоем гарниссажа	Графитовые	Дуга
Ферробор	B ₂ O ₃ или H ₃ BO ₃ , Al, Fe, CaO		Периодический постадийный процесс	Плавка «на блок»	Набивка из электродной массы и гарниссаж		Дуга
Силикоцирконий	Цирконовый концентрат (ZnO ₂), ферросилиций, CaO	Закрытая, наклоняющаяся	Периодический постадийный процесс	Слив в изложниц у в конце плавки	Угольные блоки		Дуга
Ферро-	Цирконовый	Печь с вращающейся	Непрерывно				Дуга

Продукт производства	Сырьевые материалы	Тип используемых печей	Способ загрузки	Способ выгрузки	Тип футеровки	Тип электродов	Место выделения энергии
Карбид кальция CaC	CaO, кокс (антрацит)	Круглые закрытые или прямоугольные открытые и частично укрытые, мощностью до 69 МВ·А.	Непрерывно	Периодический выпуск	Шамотная с угольными блоками	Самоспекающиеся	Дуга под сводом шихты
силикоцирконий (низкокремнистый)	концентрат (ZnO ₂), антрацит, ферросилиций, CaO	ванной					
	Цирконовый концентрат (ZnO ₂), ферросилиций, Al, CaO, железная руда	Дуговая сталеплавильная печь (ДС-6Н1)	Периодический постадийный процесс	Слив в изложниц у в конце плавки		Графитированные	Дуга
Хромобор	H ₃ BO ₃ , хромовый концентрат, Al, Fe ₂ O ₃ , CaO		Поэтапно		Магнезиальная		Дуга
Никельбор	B ₂ O ₃ , NiO, Al,		Поэтапно		Магнезиаль		Дуга

Продукт производства	Сырьевые материалы	Тип используемых печей	Способ загрузки	Способ выгрузки	Тип футеровки	Тип электродов	Место выделения энергии
Карбид кальция CaC	CaO, кокс (антрацит)	Круглые закрытые или прямоугольные открытые и частично укрытые, мощностью до 69 МВ·А.	Непрерывно	Периодический выпуск	Шамотная с угольными блоками	Самоспекающиеся	Дуга под сводом шихты
	CaO				ная		

Продолжение таблицы 5.8 – Руднотермические производства

Продукт производства	Сырьевые материалы	Тип используемых печей	Способ загрузки	Способ выгрузки	Тип футеровки	Тип электродов	Место выделения энергии
Лигатура ФХБТН-1 (Fe-Cr-V-Ti-Mn)	хромовый концентрат, железная руда, борная руда, Ti, Al, H ₃ BO ₃ , CaO, H ₃ BO ₃ , ферромарганец, ферросилиций, феррохром	Печь мощностью до 3,5 МВ·А	Периодический постадийный процесс	Плавка «на блок»	Магнезиальная		Дуга
Ферровольфрам	Вольфрамовый концентрат (WO ₃), ферросилиций, Fe, кокс	3-х фазные вращающиеся печи мощностью до 3,5 МВ·А		Плавка «на блок»	Магнезиальная со слоем гарниссажа		Дуга под слоем металлического гарниссажа
Ферротитан	Ильменитовый концентрат (FeO·TiO ₂), железная руда (Fe ₂ O ₃), Al, ферросилиций, CaO		Периодический постадийный процесс, загрузка в				В момент розжига дуга открыта,

Продукт производства	Сырьевые материалы	Тип используемых печей	Способ загрузки	Способ выгрузки	Тип футеровки	Тип электродов	Место выделения энергии
			два этапа с остановкой печи				затем дуга закрыта колош-ником
Ферро-молибден	Молибденовый концентрат, Fe, кокс, древесный уголь	Однофазные печи 300÷500 кВ·А или 3-х фазные 0,5÷1,5 МВ·А		Плавка «на блок»	Магнезиальная со слоем гарниссажа		
Ферро-ванадий	V ₂ O ₅ , ферросилиций, Al, Fe, CaO	Дуговая сталеплавильная печь мощностью 3,5 МВ·А	Периодический постадийный процесс	Слив в изложницу в конце плавки	Магнезиальная	Графитированные	Дуга

Продолжение таблицы 5.8 – Руднотермические производства

Продукт производства	Сырьевые материалы	Тип используемых печей	Способ загрузки	Способ выгрузки	Тип футеровки	Тип электродов	Место выделения энергии
Феррониобий	Ниобиевый концентрат (Nb ₂ O ₅), железная руда (Fe ₂ O ₃), Al	Дуговая сталеплавильная печь (ДС-6Н1)	Периодический постадийный процесс	Слив в изложницу в конце плавки	Магнезиальная	Графитированные	Дуга
Марганец	Силикомарганец, жидкий шлак, ферросилиций, Al, CaO	Вращающаяся и наклоняющаяся печь периодического действия мощностью 5 МВ·А		Слив в изложницу в конце плавки	Магнезиальная		

Феррохром (высокоуглеродистый)	Хромовая руда ($\text{Cr}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$), коксик,	Открытые и закрытые печи мощностью до 115 МВ·А	Непрерывно	Выпуск шлака и металла 3÷4 раза в смену	Магнезиальная		Короткая дуга под горячим колошником
Феррохром (среднеуглеродистый)	Хромовая руда ($\text{Cr}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$), ферросиликохром	Печи мощностью до 5÷10 МВ·А	Периодический процесс		Магнезиальная		Короткая дуга
Феррохром (низкоуглеродистый)	Хромовая руда ($\text{Cr}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$), флюс (CaO), ферросиликохром,	Стационарные или наклоняющиеся печи мощностью до 10 МВ·А	Периодический процесс		Магнезиальная	Графитированные повышенной стойкости	Короткая дуга
Ферросиликохром	Хромовая руда, кварцит, кокс	Открытые и закрытые, стационарные или наклоняющиеся печи мощностью до 40 МВ·А	Непрерывно	Периодический выпуск		Само-спекающиеся	Сопротивление шихты
	Феррохром, Fe, кварцит, коксик						Короткая дуга

Продолжение таблицы 5.8 – Руднотермические производства

Продукт производства	Сырьевые материалы	Тип используемых печей	Способ загрузки	Способ выгрузки	Тип футеровки	Тип электродов	Место выделения энергии
Ферромарганец (низкоуглеродистый)	Силикомарганец, CaO , марганцевая руда	Вращающиеся и наклоняющиеся печи периодического действия мощностью 2,5÷5 МВ·А	Периодический процесс		Магнезиальная		Короткая дуга под слоем флюса
Ферромарганец (среднеугле-	Силикомарганец, CaO , марганцевая руда	Вращающиеся и наклоняющиеся печи периодического действия мощностью 2,5÷5 МВ·А	Периодический процесс		Магнезиальная		Короткая дуга под слоем

родистый)							флюса
Ферро-марганец (высокоуглеродистый)	Марганцевая руда, Fe, коксик	Открытые и закрытые печи мощностью до 85 МВ·А, круглые (в т.ч. вращающиеся) и прямоугольные (в т.ч. 6-и электродные)	Непрерывно	Выпуск шлака и металла 5÷6 раза в смену	Угольные блоки	Само-спекающиеся	Сопротивление шихты
Силико-марганец	Марганцевая руда (или агломерат), БВМ шлак, шлаки от про-ва ферро-марганца, коксик, кварцит	Открытые и закрытые печи мощностью до 81 МВ·А, круглые (в т.ч. вращающиеся) и прямоугольные (в т.ч. 6-и электродные)	Непрерывно		Угольные блоки		Сопротивление шихты
Передельный силико-марганец		Печи мощностью 5 и 6,5 МВ·А непрерывного действия	По мере проплав-ления шихты	Выпуск 5 раз в смену			Сопротивление шихты
Ферро-силиций	Fe, кварцит, кокс (или коксик)	Круглые 1 и 3-х фазные открытые и закрытые (с водоохлаждаемым сводом) печи мощностью 15÷115 МВ·А	Непрерывно	Выпуск периодически по мере накопления 4÷7 раз в смену	Угольные блоки	Само-спекающиеся	Сопротивление шихты и дуга

Продолжение таблицы 5.8 – Руднотермические производства

Продукт производства	Сырьевые материалы	Тип используемых печей	Способ загрузки	Способ выгрузки	Тип футеровки	Тип электродов	Место выделения энергии
Силико-кальций	СаО (или СаС ₂), кварцит, коксик, уголь	Круглые 3-х фазные открытые вращающиеся печи мощностью 10÷15 МВ·А	Непрерывно	Выпуск каждые 2 часа	Угольные блоки		Сопротивление шихты
	СаО, ферросилиций	Закрытые вращающиеся	Периоди-	Выпуск шлака и	Угольные	Графи	Сопро-

		печи мощностью 3,5 МВ·А	чески через труботочки	металла 4 раза в смену	блоки в зоне плавки, наружная магнизиальная	тировальные	тивление шихты
Силико-алюминий	Каолин (глинозём), кокс	Круглые открытые печи с закрытым колошником мощностью 16,5÷24 МВ·А	Непрерывно	Выпуск в ковш	Угольные блоки	Угольные	Сопротивление шихты
Ферро-силико-алюминий	Электрокорунд, коксик, Fe	Печи мощностью 1,2 МВ·А	Непрерывно			Угольные	Сопротивление шихты
Бесфосфористый высокомарганцевистый шлак	Марганцевая руда, коксик, кварцит, отходы шлаки силикомарганца	Наклоняющаяся печь мощностью 5 МВ·А	Периодический процесс		Магнезиальная	Само-спекающиеся	Сопротивление шихты
		Круглая закрытая печь мощностью 16,5 МВ·А	Непрерывно	Выпуск 4 раза в смену			
Фосфор	Фосфорит (или апатит), кокс, кварцит	Круглые 3-х фазные закрытые печи мощностью 4,2÷80 МВ·А	Непрерывно	Выход фосфора непрерывный, слив шлака и металла периодический	Угольные блоки	Само-спекающиеся	Сопротивление шихты

Продолжение таблицы 5.8 – Руднотермические производства

Продукт производства	Сырьевые материалы	Тип используемых печей	Способ загрузки	Способ выгрузки	Тип футеровки	Тип электродов	Место выделения энергии
Кремний	Кварцит (или кварц), древесный уголь (или кокс, малозольные угли)	Однофазные одноэлектродные печи мощностью 16,5 МВ·А, Однофазные 2-х электродные печи – 6,5 МВ·А, 3-х фазные	Непрерывно	Непрерывный выпуск в изложницу	Шамот с угольными блоками на подине со слоем	Угольные или само-спекаю	

		открытые круглые и прямоугольные печи с закрытым колошником мощностью до 50 МВ·А			гарниссажа	щиеся	
Никель	NiO, C, CaO	Круглая закрытая 3-х электродная наклоняющаяся печь мощностью 7,9 МВ·А с водоохлаждаемым сводом	Периодический постадийный процесс		Магнезиальная	Графитированные	Дуга
Олово	Оловянный концентрат, углерод, CaO, ферросилиций		Периодически				
Магний	2CaO·MgO, Si, Al ₂ O ₃	Закрытые 3-х электродные (электроды под углом 11°)	Непрерывно брикетами шихты	Непрерывный выход			Сопротивление расплава
Цинк	ZnO, C	Закрытые 3-х электродные прямоугольные печи мощностью до 40 МВ·А	Непрерывно через загрузочные воронки	Выход цинка непрерывный, слив шлака 1 раз в сутки, штейна через 6÷10 суток		Графитированные	Сопротивление шлака

Продолжение таблицы 5.8 – Руднотермические производства

Продукт производства	Сырьевые материалы	Тип используемых печей	Способ загрузки	Способ выгрузки	Тип футеровки	Тип электродов	Место выделения энергии
Сероуглерод CS ₂	Древесный уголь, сера	Закрытая печь мощностью 0,5 МВ·А		Непрерывный выход			

Чугун	Железная руда, кокс	Закрытые круглые 3-х электродные печи мощностью до 12 МВ·А	Непрерывно			Само-спекающи еся	Дуга
Медно-никелевый штейн	Концентрат медно-никелевых руд, кокс, гипс	Закрытые прямоугольные 3-х и 6-и электродные печи мощностью до 48 МВ·А	Непрерывно	Выпуск штейна и шлака периодический	Магнезиальная	Само-спекающи еся	Сопротивление расплавленного шлака
Корунд $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$	Глинозём	Открытые круглые 3-х электродные печи мощностью 1,0÷4,5 МВ·А		Плавка «на блок»	Угольные блоки на подине со слоем гарниссажа	Само-спекающи еся	Дуга и сопротивление расплава
		Закрытые наклоняющиеся печи мощностью 10,5÷16,6 МВ·А		Выпуск корунда через 6 ч	Гарниссаж	Графитированные	
Муллит $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot n\text{SiO}_2$	Глинозём, кварцит	Закрытые печи мощностью до 4,5 МВ·А					Дуга и сопротивление расплава
Синтетические шлаки $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot n\text{CaO}$	Глинозём (или $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$), CaO	Открытая печь мощностью 12,5 МВ·А					Дуга и сопротивление расплава

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.: Metallургия, 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. – №2. – С. 21–23. Пелих В.Ф.
28. Попкович В.Н. Оптимизация расчетов при определении теплового режима работы нагревательных печей // Известия ВУЗов. сер. Энергетика. – 2000. – №5. – 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.: Metallургия, 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

**ПРИЛОЖЕНИЕ А – Индивидуальные задания по вариантам
(часть 1)**

Вариант	Тип печи	Емкость, т	Выплавляемый материал/металл/сплав
1	Печь сопротивления	1	АЛ2
2	Печь сопротивления	2	АЛ4
3	Печь сопротивления	3	АЛ9
4	Печь сопротивления	1,5	АК6М2
5	Печь сопротивления	2,5	Свинец
6	Печь сопротивления	0,5	Олово
7	Руднотермическая печь	5	75% ферросилиций
8	Дуговая сталеплавильная печь	50	Углеродистая сталь
9	Руднотермическая печь	7	Силикомарганец
10	Дуговая сталеплавильная печь	45	Чугун СЧ-20
11	Руднотермическая печь	9	Электрокоррунд
12	Дуговая сталеплавильная печь	75	Чугун ВЧ-40
13	Руднотермическая печь	10	75% ферросилиций
14	Дуговая сталеплавильная печь	50	Легированная сталь
15	Руднотермическая печь	12	Медно-никелевый штейн
16	Дуговая сталеплавильная печь	25	Легированная сталь
17	Печь сопротивления	0,1	АЛ4
18	Печь сопротивления	0,2	АЛ9
19	Печь сопротивления	0,35	АК6М2
20	Печь сопротивления	0,45	Свинец
21	Печь сопротивления	0,9	Олово
22	Руднотермическая печь	15	45% ферросилиций
23	Дуговая сталеплавильная печь	20	Чугун ВЧ-50
24	Руднотермическая печь	18	Силикомарганец
25	Дуговая сталеплавильная печь	18	Сталь ШХ15
26	Руднотермическая печь	20	Электрокоррунд
27	Дуговая сталеплавильная печь	125	Сталь 90К
28	Руднотермическая печь	24	75% ферросилиций
29	Дуговая сталеплавильная печь	12	Углеродистая сталь
30	Руднотермическая печь	28	Медно-никелевый

Вариант	Тип печи	Емкость, т	Выплавляемый материал/металл/сплав
			штейн
31	Дуговая сталеплавильная печь	9	Углеродистая сталь
32	Руднотермическая печь	30	Медно-никелевый штейн
33	Дуговая сталеплавильная печь	6	Чугун СЧ-15
34	Руднотермическая печь	35	75% ферросилиций
35	Дуговая сталеплавильная печь	3	Чугун СЧ-30
36	Руднотермическая печь	25	Силикомарганец
37	Дуговая сталеплавильная печь	1,5	Сталь 40Л
38	Руднотермическая печь	21	45% ферросилиций
39	Дуговая сталеплавильная печь	5	Сталь 20Л
40	Печь сопротивления	0,25	АЛ2
41	Печь сопротивления	0,5	АЛ4
42	Печь сопротивления	0,75	АЛ9
43	Печь сопротивления	1,25	АК6М2
44	Печь сопротивления	0,375	Свинец
45	Печь сопротивления	0,65	Олово

**ПРИЛОЖЕНИЕ Б – Индивидуальные задания по вариантам
(часть 2)**

Вариант	Емкость печи, т	Спецчасть
1	205	Схема производства электродов
2	5	Индукционные печи
3	135	Повышение стойкости футеровки за счет использования высококачественных огнеупорных материалов
4	10	Теплообмен в рабочем пространстве дуговых сталеплавильных печей
5	115	Дуговые сталеплавильные печи постоянного тока
6	195	Способы улавливания и отвода печных газов
7	47	Механизмы зажима и перемещения электродов
8	8	Влияние геометрии рабочего пространства на стойкость футеровки
9	230	Схемы выпуска металла из дуговой сталеплавильной печи
10	125	Назначение и виды экономайзеров дуговых сталеплавильных печей
11	22	Электромагнитное перемешивание металла
12	55	Пути повышения стойкости электродов
13	32	Современное состояние и перспективы развития электрометаллургии стали
14	185	Шлакоплавильные печи
15	18	Схемы загрузки дуговых электроплавильных печей
16	58	Снижение тепловых потерь при отводе дымовых газов из дуговых сталеплавильных печей
17	105	Механическое оборудование дуговых сталеплавильных печей
18	180	Особенности конструктивного исполнения сверхмощных дуговых сталеплавильных печей
19	145	Электрическая схема дуговых сталеплавильных печей
20	15	Использование вакуума в металлургии
21	117	Короткая сеть
22	95	Индукционные печи

Вариант	Емкость печи, т	Спецчасть
23	18	Вакуумные дуговые печи
24	87	Способы улавливания и отвода дымовых газов
25	45	Влияние геометрии рабочего пространства на стойкость футеровки
26	175	Схемы загрузки дуговых электроплавильных печей
27	43	Вакуумные индукционные печи
28	107	Механическое оборудование дуговых сталеплавильных печей
29	3	Короткая сеть
30	155	Повышение стойкости футеровки за счет использования высококачественных огнеупорных материалов
31	12	Уплотнители электродных отверстий
32	35	Шлакоплавильные печи
33	210	Интенсификация электроплавки топливно-кислородными горелками
34	25	Пути повышения стойкости электродов
35	44	Печи электрошлакового переплава
36	85	Снижение тепловых потерь при отводе дымовых газов из дуговых сталеплавильных печей
37	138	Повышение стойкости футеровки за счет применения водоохлаждаемых элементов
38	165	Механизмы зажима и перемещения электродов
39	193	Электромагнитное перемешивание металла
40	17	Схема производства электродов
41	75	Назначение и виды экономайзеров дуговых сталеплавильных печей
42	240	Особенности конструктивного исполнения сверхмощных дуговых сталеплавильных печей
43	37	Физические процессы, происходящие в электрической дуге
44	65	Электрический режим работы дуговой сталеплавильной печи и его регулирование
45	30	Дуговые сталеплавильные печи постоянного тока

ПРИЛОЖЕНИЕ В – Пример расчета ДСП (емкость 120т)

Расчет геометрических параметров рабочего пространства ДСП

Определение размеров ванны

Для ДСП заданной вместимости необходимый объем металлической ванны определяют по массе жидкого металла:

$$V_M = m_0 / d_{ж}, \quad (1)$$

где V_M – объем металлической ванны, m^3 ;
 m_0 – вместимость печи, т ($m_0 = 120$ т);
 $d_{ж}$ – плотность жидкой стали, $m^3/т$ ($d_{ж} = 6,9.т/м^3$).

$$V_M = 17,4 \text{ м}^3$$

Ванна дуговой сталеплавильной печи имеет сфероконическую форму (рисунок 1), объем которой состоит из объема усеченного конуса, обращенного бóльшим основанием диаметром вверх, и объема шарового сегмента с диаметром основания, равного диаметру нижнего меньшего основания конической части ванны:

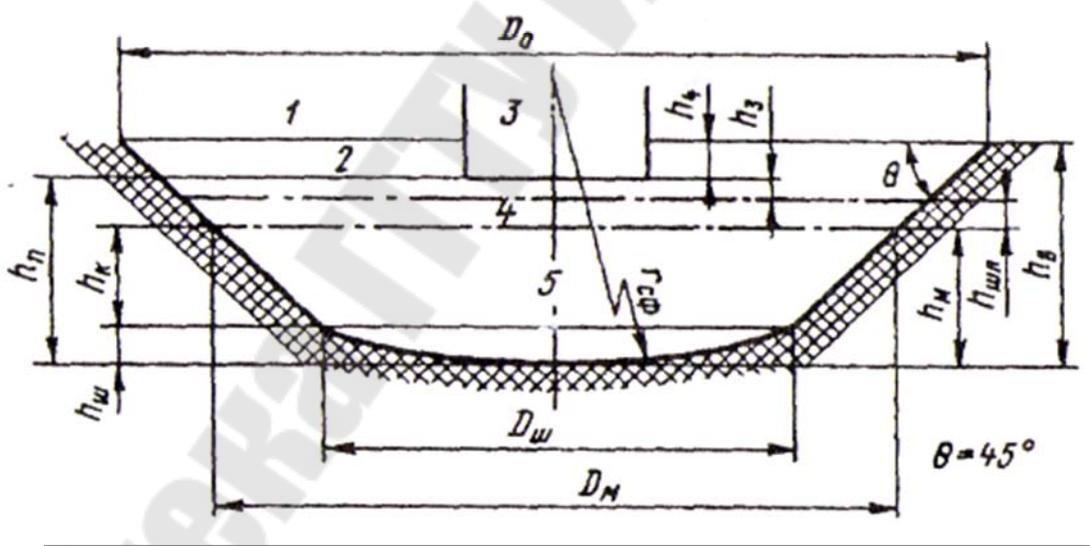


Рисунок. 1 - Форма сфероконической ванны ДСП:

1 - уровень откосов подины; 2 - уровень порога; 3 - рабочее окно; 4 – шлаковая ванна; 5 - металлическая ванна

где V_K – объем усеченного конуса, m^3 ;
 h_K – высота (глубина) усеченного конуса, м;
 D_M – диаметр основания усеченного конуса, м;
 $V_{ш}$ – объем шарового сегмента, m^3 ;
 $h_{ш}$ – высота (глубина) объема шарового сегмента, м;

$D_{ш}$ – диаметр основания шарового сегмента, м.

Коническая поверхность ванны образует так называемые «откосы» ванны и характеризуется углом θ между образующей и горизонталью. Учитывая величину угла естественного откоса сухого периклазового порошка, применяемого для заправки подиныпечи, порядка $30...35^\circ$, примем

$$\theta = 45^\circ, \quad (2)$$

чтобы во время эксплуатации ДСП подина не «зарастала».

Коэффициент, характеризующий форму металлической ванны ДСП рассчитывается по формуле:

$$K_{\phi} = \sqrt[3]{\frac{24}{\pi \cdot d_{ж} / 3(2 - k_{ш})K^2 - 12 \cdot (1 - k_{ш})K + 4(2 - 3k_{ш} + 2k_{ш}^3)}} \quad (3)$$

где $K_{ш} \approx 0,25$

K - соотношение основных геометрических размеров металлической ванны, которое выбирают по теплотехническим и технологическим условиям. Для крупных ДСП с основной футеровкой $K \approx 6$.

$$K_{\phi} = 0,2.$$

С учетом формулы (3), глубина металлической ванны определяется:

$$h_{м} = K_{\phi} \sqrt[3]{m_0} \quad (4)$$

где $h_{м}$ – глубина металлической ванны, м.

$$h_{м} = 1,2 \text{ м.}$$

Диаметр зеркала металлической ванны:

$$D_{м} = K h_{м} \quad (5)$$

где $D_{м}$ – диаметр зеркала металлической ванны, м.

$$D_{м} = 5,6 \text{ м.}$$

Зная основные размеры ванны, размеры элементов металлической ванны

определяются:

$$h_{ш} = k_{ш} \cdot K_{\phi} \sqrt[3]{m_0}; \quad (6)$$

$$h_{к} = h_{м} - h_{ш} \quad (7)$$

$$D_{ш} = D_{м} - 2h_{к} \quad (8)$$

$$\begin{aligned} h_{ш} &= 0,3 \text{ м}; \\ h_{к} &= 0,9 \text{ м}; \\ D_{ш} &= 3,9 \text{ м}; \end{aligned}$$

Радиус сферы шарового сегмента определяется:

$$R_{сф.} = 0,5 (0,25 D_{ш}^2 + h_{ш}^2) / h_{ш}. \quad (9)$$

$$R_{сф.} = 6,5 \text{ м};$$

Объем шлаковой ванны задается в процентах от объема металлической ванны:

$$V_{шл} \approx (0,1 \div 0,15) V_{м} \quad (10)$$

$$V_{шл} \approx 1,7 \text{ м}^3;$$

Толщину слоя шлака определяют, пренебрегая конусностью шлаковой ванны:

$$h_{шл} \approx V_{шл} / (0,25 \pi \cdot D_{м}^2) \quad (11)$$

$$h_{шл} \approx 0,1 \text{ м};$$

Паспортной характеристикой, т.е. параметром ДСП является глубина ванны от уровня порога рабочего окна:

$$h_n = h_m + h_{шл} + h_3 \quad (12)$$

где h_n - глубина ванны от уровня порога рабочего окна, м;
 h_3 - уровень порога рабочего окна, м (принимают на 20 ÷ 40 мм выше зеркала шлаковой ванны для создания дополнительного объема ванны для “кипения” металла и шлака в окислительный период плавки; $h_3 \approx 0,03$ м.).

$$h_n = 1,3 \text{ м}.$$

Диаметр ванны на уровне порога рабочего окна:

$$D_n = D_m + 2(h_{шл} + h_3) \quad (13)$$

где D_n - диаметр ванны на уровне порога рабочего окна, м.

$$D_n = 5,9 \text{ м};$$

Уровень откосов ванны принимают выше уровня порога рабочего окна на 30÷100 мм во избежание размывания шлаком основания футеровки стен и возможного аварийного выхода жидкого металла:

$$h_4 = (0,1 \div 0,15) h_n \quad (14)$$

где h_4 - уровень откосов ванны, м; ($h_4 = 0,15$).

$$h_4 = 0,1 \text{ м}.$$

Суммарная глубина ванны от уровня откосов подины :

$$h_B = h_M + h_{шл} + h_3 + h_4 = h_p + h_4 \quad (15)$$

где h_B – суммарная глубина ванны от уровня откосов подины, м;
 $h_B = 1,4$ м.

Диаметр рабочего пространства на уровне откосов, являющийся паспортной характеристикой ДСП, с учетом формулы 5:

$$D_0 = D_M + 2 (h_{шл} + h_3 + h_4) \quad (16)$$

где D_0 – диаметр ванны на уровне откосов, м;
 $D_0 = 6,1$ м.

Определение размеров свободного пространства

Высоту «свободного» пространства ДСП как расстояние от уровня откосов ванны до верха стены (или, то же самое, до пят свода) определяют из соотношения:

$$h_{ст} = k_{ст} D_0 = (0,35...0,45)D_0 \quad (17)$$

где $h_{ст}$ – высота свободного пространства, м;
 $k_{ст}$ – коэффициент, принимаемый для крупных ДСП равным 0,35.

$h_{ст} = 2,1$ м.

При расчете геометрических размеров рабочего пространства ДСП необходимо проверить возможность загрузки металлошихты с учетом расходного коэффициента:

$$V_{ш} = k_3 \cdot k_p \cdot m_0 / d_{ш}; \quad (18)$$

k_3 - коэффициент, учитывающий технологию загрузки металлошихты, ($k_3 = 1$, при загрузке в один прием; $k_3 = 0.6 \div 0.8$, при загрузке в два приема) так как загрузка происходит с подвалкой, то принимаем $k_3 = 0,8$;

k_p – коэффициент расхода металлошихты, зависящий от химического состава шихты. (Для стали НЕ, примем $k_p = 1,1$).

$d_{ш}$ - насыпная плотность металлошихты; т/м³;

$$V_{ш} = 84 \text{ м}^3$$

$$V_{\text{раб}} = V_{\text{в}} + V_{\text{св.пр}}; \quad (19)$$

где $V_{\text{в}}$ - объем ванны на уровне откосов, м^3 ;
 $V_{\text{св.пр}}$ - объем “свободного” пространства, м^3 .

$$V_{\text{в}} = V_{\text{м}} + \frac{\pi}{12} (h_{\text{шл}} + h_3 + h_4) \cdot (D_{\text{м}}^2 + D_{\text{м}} \cdot D_0 + D_0^2) \quad (20)$$

$$V_{\text{в}} = 23,7 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{св.пр}} = \frac{\pi}{12} (h_{\text{ст}} \cdot D_0^2) (h_{\text{ст}} \cdot D_0^2) (h_{\text{ст}} \cdot D_0^2) (h_{\text{ст}} \cdot D_0^2) \quad (21)$$

$$V_{\text{св.пр}} = 61,9 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{раб}} = 86 \text{ м}^3.$$

Высота расположения центральной точки кирпичной секции комбинированного свода с водоохлаждаемыми панелями относительно уровня откосов ванны, где горят дуги, равна:

$$h_{\text{св}} = k_{\text{св}} \cdot D_0 \quad (22)$$

где $h_{\text{св}}$ - высота расположения центральной точки комбинированного свода относительно уровня откосов, м;

$k_{\text{св}}$ - коэффициент, удовлетворяющий условию рационального расположения свода по теплотехническим параметрам ($k_{\text{св}} \geq 0,45 \div 0,6$);

$$h_{\text{св}} = 3,042 \text{ м}.$$

Свод ДСП опирается на песчаный затвор корпуса, размер которого характеризует диаметр кожуха.

Материальный баланс плавки стали марки НЕ

Требуемый химический состав готовой стали марки НЕ приведен в таблице 1.

Таблица 1 – химический состав стали марки НЕ, %

состав	C	Si	Mn	P	S	Cr	Al	Fe
	0,06- 0,10	0,11- 0,22	0,35- 0,55	не более			0,02- 0,035	$\approx 99,25$
				0, 02	0, 015	0, 15		

Средний шихтовой состав

Химический состав шихтовых материалов приведены в таблице 2, данные о составе шлакообразующих материалов приведены в таблице 3

Таблица 2 - Химический состав шихтовых материалов, %.

№ п./п.	Материал	Химический состав, %								
		C	Si	Mn	Cr	P	S	Cu	Ni	Fe
1	Лом	0,04	0,02	0,02	0,02	0,01 1	0,016	0,02	0,02	99,83
2	Чугун	4,2	0,8	0,8	—	0,1	0,025	—	—	ост
4*	ФМн75	7	1	75	—	0,45	0,35	—	—	ост
5*	ФС 65	0,1	65	—	—	0,05	0,03	—	—	34,8
6*	ПП-13-5-150	Масса молотого графита 150г. в 1 м. проволоки								

* Ферросплавы подают при внепечной обработке.

Таблица 3 - Состав шлакообразующих материалов, %.

Наименование	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	S
Известь свежееобожжённая	92,0	3,3	2,5	1,0	0,6	0,1	0,1
Магнезит	3,5	90,25	3,45	0,8	2,0	—	—
Шамот	0,7	0,3	62,0	35,0	2,0	—	—

Расчёт металлошихты

Расчет ведется на 1 тонну металлошихты.

Количество чугуна в шихте составляет 10 %, что составляет 100 кг.

В завалку подаётся чугун и металлический лом. Усвоение железа из чугуна составляет 96%, то есть в готовый металл перейдёт:

$$Q_{Fe \text{ (чугуна)}} = 100 * 96/100 = 96 \text{ кг.}$$

Что на 1000 кг металлошихты составит:

$$Q_{Fe \text{ (чугуна)}} = 9,6 \text{ \%}.$$

Количество металлического лома составит:

$$Q_{\text{лома}} = m_o * ([Fe]' - [Fe]'') * 100 / K_{ус} * [Fe]_{\text{лома}} \quad (23)$$

где $[Fe]'$ - концентрация железа в готовом металле, %;

$[Fe]''$ - концентрация железа вносима чугуном, %;

$K_{ус}$ - коэффициент усвоения железа, %;

($K_{ус} = 96\%$).

$$Q_{\text{лома}} = 1000 * (99,25 - 9,6) * 100 / 96 * 99,83 = 930 \text{ кг.}$$

Рассчитав массы компонентов металлошихты, определяется общая её масса:

$$\sum Q_{\text{шихты}} = Q_{\text{чугуна}} + Q_{\text{лома}} \quad (24)$$

$$\sum Q_{\text{шихты}} = 100 + 930 = 1030 \text{ кг.}$$

Масса элемента, вносимого отдельными компонентами металлошихты, $Q_{\text{э}}$, рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{комп}} * W_{\text{элемент}} / 100, \quad (25)$$

где $Q_{\text{комп}}$ - масса компонента металлошихты, кг
 $W_{\text{элемент}}$ - массовая доля элемента в компоненте металлошихты, %

Результаты расчета отображены в таблице 4.

Таблица 4 - Химический состав шихты.

Материал	Количество, кг.	Химический состав, кг.								
		C	Si	Mn	Cr	P	S	Cu	Ni	Fe
Лом	930	0,37	0,19	0,19	0,19	0,1	0,15	0,19	0,19	928,62
Чугун	100	4,2	0,8	0,8	—	0,1	0,025	—	—	94,08
Итого	1030									

Период плавления шихты

Во время плавления в печь загружают: металлический лом; чугун; известь. Средний состав металлошихты в завалку приведён в таблице 5

Таблица 5 - Средний состав металлошихты

Материал	Количество, кг.	Химический состав, кг.								
		C	Si	Mn	Cr	P	S	Cu	Ni	Fe
Лом	930	0,37	0,19	0,19	0,19	0,1	0,15	0,19	0,19	928,6
Чугун	100	4,2	0,8	0,8	—	0,1	0,02	—	—	94,08
Итого	кг	1030	4,57	0,99	0,99	0,19	0,2	0,18	0,19	1022
	%	100	0,44	0,09	0,09	0,02	0,02	0,02	0,02	99,3

Во время плавления окисляются следующие элементы:

Углерод. Угар углерода шихты составит 20% или $4.57 * 20 / 100 = 0.9$ кг;

останется углерода в металле $4.57 - 0.9 = 3.67$ кг.

Кремний. Кремний окисляется до следов, то есть переходит полностью в шлак.

Марганец. Угар марганца равен 50%. В шлак перейдет $0.99 * 50 / 100 = 0.49$ кг;

в металле останется: $0.99 - 0.49 = 0.5$ кг.

Фосфор. Угар фосфора составляет 60%.

Перейдёт фосфора в шлак $0.2 \cdot 60 / 100 = 0.12$ кг;

в металле останется $0.2 - 0.12 = 0.08$ кг.

Сера. Сера содержащаяся в металле, во время плавления не выгорает, то есть в металле останется 0.175 кг.

Железо. Угар железа составит 2%. Перейдёт в шлак и улетучится в зоне электрических дуг $1022.5 \cdot 2 / 100 = 20.45$ кг; в металлической ванне останется $1022.5 - 20.45 \approx 1002$ кг.

Расчёт кислорода, необходимого для окисления примесей металла в период плавления, приведён в таблице 6.

Содержание закисы железа, растворённой в металле, определяют по приближённой формуле Феттера и Чипмана:

$$[\%C] \cdot \%Fe = 0.0124 + 0.05 \cdot [\%C]. \quad (26)$$

Таблица 6 - Количество кислорода, необходимое для окисления примесей.

Элемент	Окисляется кг.	Химическое уравнение	Требуется кислорода, кг.
Углерод	0,9	$C + 1/2 O_2 = CO$	$0.9 \cdot 16 / 12 = 1.2$
Кремний	0,99	$Si + O_2 = SiO_2$	$0.99 \cdot 32 / 28 = 1.13$
Марганец	0,49	$Mn + 1/2 O_2 = MnO$	$0.49 \cdot 16 / 55 = 0.14$
Фосфор	0,12	$2P + 5/2 O_2 = P_2O_5$	$0.12 \cdot 80 / 62 = 0.15$
Железо	$20.45 \cdot 0.88$	$2Fe + 3/2 O_2 = Fe_2O_3$	$20.45 \cdot 0.88 \cdot 48 / 112 = 7.71$
Железо	$20.45 \cdot 0.12$	$Fe + 1/2 O_2 = FeO$	$20.45 \cdot 0.12 \cdot 16 / 72 = 0.54$
ВСЕГО		10.87 кг. O₂	

На основании материального баланса принимаем, что из окислившегося железа 12% окисляется до FeO, 3% до Fe₂O₃, которые перейдут в шлак, а 85% Fe окисляется до Fe₂O₃ и улетучивается в зоне электрических дуг.

При содержании углерода в металле 0.36%, содержание растворённой закисы железа составит:

$$\%Fe = (0.0124 + 0.05 \cdot 0.36) / 0.36 = 0.084\% \text{ (0.018\% кислорода)}$$

Так как данные по формуле Феттера завышены, то примем содержание кислорода в металле 0.015% или $0.015 \cdot 4.5 = 0.067\%$ FeO, т.е. приближённо $1000 \cdot 0.067 / 100 = 0.67$ кг FeO, для чего потребуется: кислорода $0.67 \cdot 16 / 72 = 0.15$ кг, железа $0.67 - 0.15 = 0.52$ кг. Общая потребность в кислороде $10.87 + 0.15 = 11$ кг.

Состав металла в первой пробе по расплавлению, приведен в таблице 3.7

Шлак периода плавления.

Поступает в шлак из металла, кг:

$$SiO_2 \quad 0,99 \cdot 60 / 28 = 2,12$$

$$MnO \quad 0,49 \cdot 71 / 55 = 0,63$$

$$P_2O_5 \quad 0,12 \cdot 142 / 62 = 0,27$$

$$FeO \quad 20,45 \cdot 0,12 \cdot 72 / 56 = 3,2$$

$$Fe_2O_3 \quad 20,45 \cdot 0,03 \cdot 160 / 112 = 0,88$$

Таблица 7 - Химический состав металла первой пробы.

Элемент	Содержание	
	кг.	%
C	3,67	0,36
Si	0	0
Mn	0,5	0,05
S	0,18	0,018
P	0,08	0,008
FeO	0,67	0,066
Fe	1002	99,498
Итого	Σ 1007,1	100

Поступает в шлак с известью.

Количество извести определим через основность по формуле:

$$B = m_{(CaO)} / m_{(SiO_2)} \quad (27)$$

$$m_{(CaO)} = m_{изв.} \cdot (CaO)_{изв.} / 100 + m_{ф.} \cdot (CaO)_{ф.} / 100 \quad (28)$$

где $m_{изв.}$ - масса извести;

$m_{ф.}$ - масса футеровки;

(CaO) - содержание окисла, %.

$$m_{(SiO_2)} = m_{изв.} \cdot (SiO_2)_{изв.} / 100 + m_{ф.} \cdot (SiO_2)_{ф.} / 100 + (SiO_2)_{окисл.} \cdot 60 / 28 \quad (29)$$

где $(SiO_2)_{окисл.}$ - масса окислившегося кремния из металла.

Примем основность шлака равной 2,5 и массу извести выразим через x тогда:

$$2,5 = (x \cdot 92 / 100 + 6 \cdot 3,5 / 100) / (x \cdot 2,5 / 100 + 6 \cdot 3,45 / 100 + 0,99 \cdot 60 / 28)$$

$$x = 4,34 \text{ кг.}$$

$$CaO \quad 4 \cdot 92 / 100 = 4$$

$$MgO \quad 4 \cdot 3,3 / 100 = 0,14$$

$$SiO_2 \quad 4 \cdot 2,5 / 100 = 0,1$$

$$Al_2O_3 \quad 4 \cdot 1 / 100 = 0,04$$

$$Fe_2O_3 \quad 4 \cdot 0,6 / 100 = 0,03$$

$$P_2O_5 \quad 4 \cdot 0,1 / 100 = 0,004$$

Поступает в шлак из подины

Расход магнезитового порошка на блоки и заправку составляет 10 кг на тонну стали. Из этого количества в период плавления переходит 60%, или 6 кг и в окислительный период 40%, или 4 кг. Количество элементов по массе представлено в таблице 8.

Таблица 8 - Расход магнезиального порошка.

Период		Наименование окисла				
		CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃
Плавления	%	3,5	90,25	3,45	0,8	2,0
	кг	0,21	5,42	0,2	0,05	0,12
Окисления	%	3,5	90,25	3,45	0,8	2,0
	кг	0,14	3,61	0,14	0,03	0,08

Состав и количество шлака периода плавления приведены в таблице 9.

Таблица 9 - Состав и количество шлака периода плавления

Источник поступления									
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	MnO	P ₂ O ₅	Всего
Металл	–	–	2,12	–	3,2	0,88	0,63	0,27	7,09
Известь	4	0,14	0,1	0,04	–	0,03	–	0,004	4,31
Подина	0,21	5,42	0,2	0,05	–	0,12	–	–	6
Итого	кг	4,21	5,6	2,4	0,09	3,2	1,03	0,27	17,4
	%	24,2	32,2	13,8	0,5	18,4	5,9	3,4	100

Расход электродов примем 3 кг. на 1 т. садки.

По периодам плавки расход электродов примерно пропорционален расходу энергии: в период плавления 70% или 2.1 кг., а в окислительный период 30%, или 0.9 кг.

Золой вносимой электродами пренебрегаем.

Окислительный период плавки

Состав металла в окислительный период плавки изменяется следующим образом:

Углерод. Для хорошей дегазации металла окисляют на 0.3%. удалим углерод до содержания 0.06%. Вес металла к концу окислительного периода ориентировочно составит 1020 кг. К концу окислительного периода в металле должно быть углерода приблизительно:

$$1020 \cdot 0.06 / 100 = 0,6 \text{ кг};$$

$$\text{выгорит } 3,67 - 0,6 = 3,07 \text{ кг.}$$

Марганец. К концу окислительного периода в металле приблизительно останется 0.03 % марганца, или

$$1020 \cdot 0.03 / 100 = 0,3 \text{ кг.}$$

окислится $0,5 - 0,3 = 0,2$ кг.

Фосфор. Считаем, что к концу периода в металле останется 0.005 % фосфора, или

$$1020 \cdot 0,005 / 100 = 0,05 \text{ кг.}$$

окислится $0,08 - 0,05 = 0,03$ кг.

Потребность в газообразном кислороде.

Количество кислорода, необходимое для окисления примесей приведено в таблице 10.

Таблица 10 - Количество кислорода, необходимое для окисления примесей.

Элемент	Окисляется кг.	Химическое уравнение	Требуется кислорода, кг
Углерод Марганец Фосфор	3,07 0.2 0.03	$C + 1/2 O_2 = CO$ $Mn + 1/2 O_2 = MnO$ $2P + 5/2 O_2 = P_2O_5$	$3,07 \cdot 16 / 12 = 4,1$ $0,2 \cdot 16 / 55 = 0,06$ $0,03 \cdot 80 / 62 = 0,04$
Итого	$\approx 3,3$		$\approx 4,2$

Количество закиси железа в жидкой стали.

По формуле Феттерса и Чипмана в металле, содержащем 0.06% углерода, должно находиться в растворе:

$$FeO = (0.0124 + 0.05 \cdot 0.06) / 0.06 = 0.26 \% (0.058\% O) \quad (30)$$

Для кислородных плавов формула Феттерса и Чипмана даёт завышенное содержание кислорода в металле.

Примем содержание кислорода в металле равным 0.05% или 0.23 % FeO.

Металл в конце периода плавления содержал 0.066% FeO. Необходимо повысить содержание закиси железа на $0.23 - 0.066 = 0.164\%$ или

$$1020 \cdot 0.164 / 100 = 1,67 \text{ кг. FeO, на что потребуется:}$$

$$\text{кислорода } 1,67 \cdot 16 / 72 = 0,37 \text{ кг;}$$

$$\text{железа } 1,67 - 0,37 = 1,3 \text{ кг.}$$

Количество FeO, потребное для поддержания в шлаке определённой концентрации этого окисла.

По данным Ф.П. Еднерала, в плавках на свежей шихте металлу с 0.14 - 0.07% C, соответствует шлак с 7.54-17.85% Fe_{общ.} (среднее 12.23%).

Известно, что при вдувании кислорода в металл содержание окислов железа в шлаке меньше, чем при окислении железной рудой. Для металла с содержанием C ≈ 0.06 % примем содержание Fe_{общ.} В шлаке равным 0,5 %.

Для распределения железа между FeO и Fe₂O₃ можно задаться соотношением: (Fe в FeO)/(Fe в Fe₂O₃) = x/y ≈ 3 . Так как x+y = 0,5, то x(Fe в FeO)

= 0,375%, $y(\text{Fe в Fe}_2\text{O}_3) = 0,125\%$. Следовательно, в окислительном шлаке содержится $0,375 \cdot 72/56 = 0,48\%$ FeO и $0,125 \cdot 160/112 = 0,18\%$ Fe₂O₃.

Вес шлака окислительного периода.

Из металла подлежит удалению 0.003% P. Для удаления фосфора, при нарастающей температуре металла, требуется основность шлака 2.5-3.0 и его обновление (шлак стекает через порог рабочего окна).

Учитывая это обстоятельство, принимаем среднее содержание пятиоксида фосфора во вновь наводимом шлаке равным 0.15%.

Вес вновь наводимого шлака (без учёта остатков шлака периода плавления):

$$(0.003/0.15) \cdot (142/62) \cdot 1020 \approx 48 \text{ кг.}$$

Принимаем, что шлак окислительного периода удалён на 70%.

В печи остаётся шлака: $17,4 \cdot 30/100 \approx 5 \text{ кг.}$

Общий вес шлака окислительного периода составляет:

$$48 + 5 \approx 53 \text{ кг.}$$

Потребность в извести.

Для определения количества присаживаемой извести принимаем основность шлака $\text{CaO/SiO}_2=3$, а сумму $\text{CaO}+\text{MgO}+\text{MnO}=65\%$.

Закись марганца вносится:

шлаком периода плавления

$$0,6 \cdot 30/100 = 0.18 \text{ кг.}$$

окисляющимся марганцем из металла

$$0.2 \cdot 71/55 = 0.26 \text{ кг.}$$

Всего вносится $0,18 + 0,26 \approx 0,44 \text{ кг.}$ марганца.

Окись магния вносится:

шлаком периода плавления

$$5,6 \cdot 30/100 = 1,68 \text{ кг.}$$

подиной

$$4 \cdot 90.25/100 = 3,6 \text{ кг.}$$

Если обозначить известь через x , то известь внесёт

$$x \cdot 3.3/100 \text{ MgO}$$

Всего вносится окиси магния

$$1,68 + 3,6 + 0.033x = 5,28 + 0.033x$$

Окись кальция вносится:

шлаком периода плавления

$$4,21 \cdot 30/100 = 1.3 \text{ кг.}$$

Подиной 0.14 кг.

известью

$$x \cdot 92/100 \text{ CaO}$$

Всего вносится окиси кальция

$$1,3 + 0,14 + 0.92x = 1,5 + 0.92x$$

Сумма $\text{CaO}+\text{MgO}+\text{MnO} = 53 \cdot 65/100 = 34,5 \text{ кг.}$ или

$$0,44 + 5,28 + 0,033x + 1,5 + 0,92x = 34.5 \text{ кг.}$$

$$X \approx 29 \text{ кг.}$$

Потребуется 29 кг. извести.

Потребность в шамотном бое (определяем по содержанию кремнезёма)

Кремнезема вносится:

шлаком периода плавления

$$2,4 \cdot 30 / 100 = 0,72 \text{ кг.}$$

Подиной – 0,14 кг

известью

$$29 \cdot 2,5 / 100 = 0,7 \text{ кг.}$$

Всего вносится $0,72 + 0,14 + 0,7 \approx 1,6$ кг.

Требуется кремнезёма для получения основности 3:

$$(1,5 + 0,92 \cdot 29) / 3 = 9,4 \text{ кг.}$$

Требуется шамотного боя

$$(9,4 - 1,6) / 0,62 \approx 7 \text{ кг.}$$

Поступление в шлак железа

Из шлака периода плавления

$$3,2 \cdot 30 / 100 = 0,96 \text{ кг. (FeO)}$$

$$1,03 \cdot 30 / 100 = 0,3 \text{ кг. (Fe}_2\text{O}_3)$$

Из подины

$$4 \cdot 2 / 100 = 0,08 \text{ кг. (Fe}_2\text{O}_3)$$

Вносится известью

$$29 \cdot 0,6 / 100 = 0,17 \text{ кг. (Fe}_2\text{O}_3)$$

Вносится шамотным боем

$$7 \cdot 2 / 100 = 0,14 \text{ кг. (Fe}_2\text{O}_3)$$

Итого вносится 0,96 кг. FeO и 0,7 кг Fe₂O₃

Шлак должен содержать

$$0,48\% \text{ или } 53 \cdot 0,48 / 100 = 0,25 \text{ кг FeO;}$$

$$0,18\% \text{ или } 53 \cdot 0,18 / 100 = 0,09 \text{ кг Fe}_2\text{O}_3.$$

Данные о весовом количестве и химическом составе металла и шлака окислительного периода приведены в таблицах 11 и 12

Таблица 11 - Выход и состав металла к концу окислительного периода.

Элемент	Содержание	
	кг	%
Углерод	0,6	0,06
Кремний	0	0
Марганец	0,3	0,03
Фосфор	0,05	0,005
Сера	0,18	0,018
Закаись железа	2,35	0,23
$1020 \cdot 0,23 / 100$		
Железо:	1002	
Всего железа	1000,7	99,67
Всего стали	1004	100

Таблица 12 - Вес (кг) и состав шлака окислительного периода

Оксид	Источники появления					Итого	
	шлака период а плавлен	Из металла	Из извести	Из подины	Из шамотн ого боя	кг	%
CaO	1,56	--	26,7	0,14	0,05	28,45	62,4
MgO	1,68	--	0,96	3,61	0,02	6,27	13,8
MnO	0,18	0,26	--	--	--	0,44	0,97
SiO ₂	0,2	--	0,7	0,14	4,34	5,38	12
Al ₂ O ₃	0,03	--	0,3	0,03	2,45	2,82	6,2
FeO	0,96	--	--	--	--	0,96	2,1
Fe ₂ O ₃	0,3	--	0,28	0,08	0,14	0,8	1,76
P ₂ O ₅	0,08	0,07	0,03	--	--	0,18	0,4
S		0,1	0,03	--	--	0,13	0,29
Всего	5	0,43	29	4	7	45,43	100

Количество газов периодов плавления и окисления.

При окислении углерода металла образуется окись углерода в количестве $(0,9+3,07)*28/12 \approx 9.26$ кг.

В течении всей плавки расходуется графитированных электродов на всю плавку:

$$2.1+0.9=3 \text{ кг. или}$$

$$3*99/100=2.97 \text{ кг. углерода.}$$

На основании анализа опытных плавок считаем, что углерод электродов окисляется следующим образом: 70% до CO и 30% до CO₂.

С образованием окиси углерода сгорает:

$$2.97*0.7 \approx 2.1 \text{ кг. углерода}$$

и образуется

$$2.1*28/12=4.9 \text{ кг. CO. на что требуется}$$

$$4.9-2.1=2.8 \text{ кг кислорода}$$

С образованием углекислого газа сгорает:

$$2.97*0.3=0.89 \text{ кг. углерода}$$

и образуется

$$0.89*44/22=1.78 \text{ кг. CO}_2$$

на что требуется

$$1.78-0.89=0.89 \text{ кг. кислорода.}$$

Ранее было рассчитано количество кислорода необходимое для периодов плавления и окисления:

$$11 + 4,2 + 0,37 \approx 16 \text{ кг}$$

Всего требуется кислорода $16+2,8+0,89 \approx 20$ кг. Допустим, что 50% кислорода поступит с воздухом в период плавления.

Потребуется газообразного кислорода

$$20*0.5 = 10 \text{ кг.}$$

Считая использование кислорода равным 85% определяется количество газообразного кислорода необходимого в периоды плавления и окисления

$$10 \cdot 100 / 85 = 11,8 \text{ кг.}$$

или технического кислорода (98% O₂)

$$11,8 \cdot 100 / 98 = 12 \text{ кг.}$$

или

$$12 \cdot 22,4 / 32 = 8,4 \text{ м}^3.$$

С кислородом вносится 2% азота, т.е.

$$12 - 11,8 = 0,2 \text{ кг.}$$

Для окислительных процессов используется кислорода воздуха

$$20 \cdot 0,5 = 10 \text{ кг. или } 10 \cdot 22,4 / 32 = 7 \text{ м}^3,$$

кислороду воздуха сопутствует азот (включая аргон и прочие газы)

$$10 \cdot 77 / 23 = 33,5 \text{ кг. или } 7 \cdot 79 / 21 = 26 \text{ м}^3.$$

Объём воздуха составляет

$$7 + 26 \approx 33 \text{ м}^3.$$

Вес воздуха составляет

$$10 + 33,5 = 43,5 \text{ кг.}$$

При нагреве из извести выделяется, кг.:

$$\text{CO}_2 \quad (29 + 4,31) \cdot 0,2 / 100 = 0,06$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad (29 + 4,31) \cdot 0,2 / 100 = 0,06$$

Влага, вносимая воздухом.

Температура воздуха 20 °С, давление 760 мм, относительная влажность составляет 70%. => упругость насыщенного пара равна 17,5 мм. Упругость водяных паров в воздухе составляет:

$$17,5 \cdot 70 / 100 = 12,25 \text{ мм.}$$

Количество влажного атмосферного воздуха составляет:

$$V = (33 \cdot (273 + 20) / 273) \cdot (760 / (760 - 12,25)) = 33 \cdot 1,07 \cdot 1,02 = 36 \text{ м}^3.$$

Точка росы t' при p=12,25 расположена около 14 °С. Вес водяного пара в 1 м³ атмосферного воздуха составляет:

$$W = 0,29 \cdot p / 273 = 0,29 \cdot 12,25 / 273 = 0,012 \text{ кг.}$$

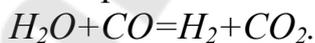
Воздух внесёт с собой влаги

$$0,012 \cdot 36 = 0,43 \text{ кг.}$$

Всего влаги

$$0,06 + 0,43 = 0,5 \text{ кг.}$$

Водяной пар восстанавливается окисью углерода по реакции



При этом образуется

$$0,5 \cdot 2 / 18 = 0,056 \text{ кг. водорода.}$$

Потребуется окиси углерода

$$0,5 \cdot 28 / 12 = 1,17 \text{ кг.}$$

образуется углекислого газа

$$1,17 \cdot 44 / 28 = 1,8 \text{ кг.}$$

В периоды плавления и окисления расходуется газообразного кислорода 11,8 кг. В атмосферу печи расходуется 15%, или $11,8 \cdot 15 / 100 = 1,77 \text{ кг.}$

Свободный кислород окисляет окись кислорода до CO_2 по реакции $\text{CO} + 1/2(\text{O}_2) = \text{CO}_2$.

Образуется CO_2

$$1,77 \cdot 44 / 16 = 4,9 \text{ кг.}$$

Для этого требуется CO :

$$4,9 - 1,77 = 3,13 \text{ кг.}$$

Таблица 13 - Сводная таблица газов периодов плавления и окисления.

	кг.	%
Окись углерода (9,26+4,9-1,17-3,13)	9,4	18
Углекислый газ (1.78+0.06+1,8+4,9)	8,5	16
Водород	0.06	0,12
Азот (33,5 + 0,2)	33,7	65,8
	4	8
Всего:	≈ 52	100

Внепечная обработка стали

Расчёт металлошихты

Во время внепечной обработки необходимо произвести раскисление и легирование металла для достижения заданного химического состава.

Расчёт ведём с учётом добавок раскислителей и ферросплавов на 1000кг металла. Необходимое количество раскислителей и ферросплавов определяем по формуле:

$$G_R = \frac{([R]_{\text{гот}} - [R]_{\text{вып}}) \% \cdot G_M}{R_{FeR} \cdot \% \cdot (1 - \text{угар})} = \frac{([R]_{\text{гот}} - [R]_{\text{вып}}) \% \cdot G_M}{R_{FeR} \cdot \% \cdot \psi}; \quad (31)$$

где G_R — масса вносимого ферросплава (раскислителя), кг;
 $[R]_{\text{гот}}$ и $[R]_{\text{вып}}$ — содержание элемента соответственно в готовой стали и на выпуске из печи;

G_M — масса металла, кг;

ψ — коэффициент усвоения вносимого ферросплава (раскислителя).

При проведении расчёта принимаем, что железо и другие элементы ферросплавов, кроме алюминия, усваиваются металлом полностью.

Принимаем усвоение металлом легирующих элементов из ферросплавов (с учётом раскисления шлака ШРС):

С из науглероживателя типа «С» - 80 %;

Al из алюминия чушкового - 20 %;

кремния из ферросилиция ФС65 - 70 %;

марганца из ферросиликомарганца СМн17 - 100 %.

Обработка металла на выпуске

На выпуске производится отдача ферросплавов из расчета получения содержания легирующих на нижнем марочном пределе. Для предварительного раскисления и снижения угара легирующих элементов производим отдачу материалов на выпуске в следующем порядке: науглероживателя и шлакообразующих на дно ковша, алюминий чушковой при наполнении 60 – 70 т металла, ферросплавы после отдачи алюминия.

Вносим алюминия вторичного из расчета получения содержания Al в металле 0,025 %:

$$G_{Al} = 0,25 * 1000 / 85 * 20 = 0,15 \text{ кг.}$$

Перейдёт в металл

$$0,15 * 0,20 * 0,85 = 0,025 \text{ кг Al; остальной алюминий (0,125 кг)}$$

окислится кислородом металла, шлака и атмосферы и перейдёт в шлак с образованием

$$0,125 * 102 / 54 = 0,236 \text{ кг Al}_2\text{O}_3.$$

Необходимо внести ферросиликомарганца СМн17

$$G_{\text{СМн17}} = (0,4 - 0,03) * 1000 / 65 = 5,69 \text{ кг.}$$

Перейдёт из ферросиликомарганца ФСМн17:

в металл

$$[\text{Mn}] = 5,69 * 0,65 = 3,7 \text{ кг;}$$

$$[\text{C}] = 5,69 * 0,025 = 0,14 \text{ кг;}$$

$$[\text{Si}] = 5,69 * 0,17 * 0,7 = 0,67 \text{ кг;}$$

$$[\text{P}] = 5,69 * 0,001 = 0,006 \text{ кг;}$$

$$[\text{Fe}] = 5,69 * 0,153 = 0,87 \text{ кг.}$$

в шлак:

$$(\text{SiO}_2) = 5,69 * 0,17 * 0,3 * 60 / 28 = 0,62 \text{ кг}$$

Необходимо внести ферросилиция ФС 65 (принимая угар алюминия 100%)

$$G_{\text{FeSi}} = 0,15 * 1000 / 65 * 0,7 = 3,3 \text{ кг;}$$

перейдёт в металл:

$$[\text{Si}] = 3,3 * 0,65 * 0,7 = 1,5 \text{ кг;}$$

$$[\text{Mn}] = 3,3 * 0,004 = 0,0132 \text{ кг;}$$

$$[\text{Fe}] = 3,3 * 0,32 = 1,056 \text{ кг.}$$

перейдёт в шлак

$$(\text{SiO}_2) = 3,3 * 0,65 * 0,3 * 60 / 28 = 1,38 \text{ кг}$$

$$(\text{Al}_2\text{O}_3) = 3,3 * 0,025 * 102 / 54 = 0,16 \text{ кг}$$

Раскисление ковшевого шлака (диффузионное раскисление) осуществляется присадками раскисляющей смеси АКС (алюмо-корундовая смесь) порциями по 50-70 кг в общем количестве до 2 кг/т металла. Состав раскисляющей смеси — Al, Al₂O₃ и CaO в соотношении 1:2:1.

Окислится и перейдёт в шлак алюминия:

$$2 * 0,25 * 1000 / 1000 = 0,5 \text{ кг с образованием}$$

$$0,5 * 102 / 54 = 0,94 \text{ кг Al}_2\text{O}_3;$$

перейдёт в шлак Al₂O₃:

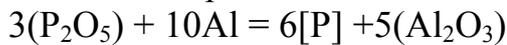
$$2 * 0,5 * 1000 / 1000 = 1 \text{ кг;}$$

перейдет в шлак CaO:

$$2 * 0,25 * 1000 / 1000 = 0,5 \text{ кг.}$$

При раскислении восстанавливаются оксиды печного шлака. Рассчитаем количество фосфора для проверки попадания в заданный химсостав при условии его полного восстановления из шлака и перехода в металл. Принимаем, что при выпуске стали в стальковш с металлом перешло 10% конечного печного шлака.

Восстановится по реакции



$$0,18 * 10 / 100 = 0,018 \text{ кг } \text{P}_2\text{O}_5;$$

при этом образуется фосфора:

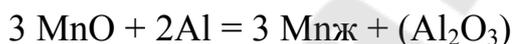
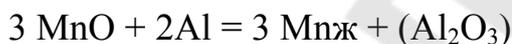
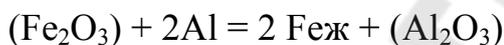
$$0,018 * 186 / 426 = 0,008 \text{ кг}$$

и расходуется алюминия АКС

$$270 * 0,018 / 426 = 0,011 \text{ кг.}$$

Оставшийся алюминий реагирует с оксидами железа и марганца шлака, при этом снижается содержание кислорода в металле (диффузионное раскисление). В хорошо раскисленном ковшевом шлаке суммарное содержание оксидов железа и марганца составляет $(\text{FeO} + \text{MnO}) < 0,5 \%$, активность кислорода в металле в конце внепечной обработки составляет $a[\text{O}] < 30 \text{ ppm}$.

Принимаем, что по реакциям



восстанавливается весь Fe_2O_3 , 90 % MnO и 70 % FeO печного шлака.

Перейдет в металл из шлака

железа:

$$0,96 * 0,1 * 112 / 160 + 0,8 * 0,1 * 0,7 * 168 / 216 = 0,11 \text{ кг;}$$

марганца:

$$0,44 * 0,1 * 0,9 * 165 / 213 = 0,03 \text{ кг;}$$

останется в шлаке FeO

$$0,8 * 0,1 * 0,3 = 0,024 \text{ кг,}$$

останется в шлаке MnO

$$0,44 * 0,1 * 0,1 = 0,0044 \text{ кг.}$$

Обработка на установке печь-ковш

При использовании высокоосновного раскисленного шлака, высокоглиноземистой основной футеровки стальной ванны и инъекции ТШС в количестве 4 кг/т степень десульфурации достигает > 85 %.

Конечное содержание серы в металле при $\eta_S = 85\%$ составит

$$[S]_{\text{кон}} = [S]_{\text{нач}} - \frac{(\eta_S \cdot [S]_{\text{нач}})}{100} = 0,018 - 0,018 \cdot 0,85 = 0,0027 \approx 0,003\%;$$

удалится серы в шлак

$$0,018 \cdot 0,85 = 0,0153 \text{ кг},$$

останется серы в металле

$$0,018 \cdot 0,15 \approx 0,005 \text{ кг}.$$

После корректировки металла по химическому составу для модификации неметаллических включений, раскисления и десульфурации стали в расплав с помощью трайбаппарата вводят силикокальциевую порошковую проволоку в количестве 200 – 255 м, или 0,78 кг/т стали. С проволокой поступает силикокальция (в 1 м погонном содержится 225 г SiCa; вес проволоки 400 г/м)

$$0,78 \cdot 1000 \cdot 0,225 / 1000 = 0,17 \text{ кг};$$

в том числе кальция

$$0,17 \cdot 0,30 = 0,051 \text{ кг (окисляется кислородом металла, оксидов Nb, шлака}$$

и футеровки и переходит в шлак с образованием

$$0,051 \cdot 56 / 40 = 0,07 \text{ кг CaO);}$$

кремния

$0,051 \cdot 0,70 = 0,0357 \text{ кг (в присутствии кальция принимаем степень усвоения 100 %);}$

железа

$$0,78 \cdot 1000 \cdot (0,400 - 0,225) / 1000 = 0,13 \text{ кг}.$$

Результаты расчётов сводим в таблицу 14

Таблица № 14 – Выход и состав металла

Компонент	Расчёт поступления	кг	%
Углерод	0,14 + 0,6	0,74	0,073
Кремний	0,67+1,5+0,0357	2,2	0,21
Марганец	3,7+0,0132+0,03+0,3	4,04	0,39
Фосфор	0,006+0,008+0,05	0,064	0,006
Сера	0,05	0,05	0,0049
Алюминий	0,25	0,25	0,024
Кислород	0,03	0,03	0,003
Железо	0,87+1,056+0,11+0,13+1000,7	1002,866	99,27
Всего стали		1010	100

Материальный баланс плавки

Итоговые параметры материального баланса плавки приведены в таблице 15

Таблица 15 - Материальный баланс плавки (на 1000 кг шихты)

Израсходовано, кг		Получено, кг	
Лом углеродистый А2, 3А, лом ж/д, оборотный	930	Жидкая сталь	1010
		Шлак	60
Чугун переделный	100		
Известь	33,34	Газы	52
Кокс	3	Fe ₂ O ₃ в дым	24,83
Электроды Ø 610 мм	3	Неучтенные потери	21,17
Электроды Ø 410 мм	0,5		
Известняк (пыль)	10		
Плавленый шпат ФК-75	1,2		
Магнетитовый порошок	10		
СМн17	5,69		
ФС65	3,3		
Алюминий вторичный	0,15		
Раскисляющая смесь АКС	2		
Проволока SiCa	0,17		
Утеплитель ТИСЗК	0,96		
Футеровка стальнойша	2,99		
Воздух (влажный)	43,5		
Газообразный кислород	12		
Природный газ	5,87		
Всего:	1168	Всего:	1168

Тепловой баланс

Тепловой (энергетический) баланс металлургических процессов заключается в сопоставлении прихода и расхода тепла и используется для оценки эффективности использования тепловой и электрической энергии.

Рассмотрим тепловой баланс агрегата, которому предшествует материальный баланс.

$$Q_{эл.} + Q_{хим.} = \sum Q_{ст.} + \sum Q_{шл.} + Q_{потерь}, \quad (32)$$

где $Q_{эл.}$ - количество тепла получаемое от электрических дуг, кВт*ч/т

$Q_{хим.}$ - количество тепла, выделяемое экзотермическими реакциями, МДж/т;

$Q_{ст.}$ - количество тепла расплавленной стали, МДж/т;

$Q_{шл.}$ - количество тепла расплавленного шлака, МДж/т;

$Q_{потерь}$ - количество тепла, потерянное по различным причинам;

Определим количество тепла расплавленной стали по формуле:

$$Q_{\text{ст.пл}} = (C_{\text{тв}} \cdot (T_c - T_n) + L_f) / m_{\text{ш}} + [C_{\text{ж}} \cdot (T_{\text{пл}} - T_l) \cdot m_{\text{ж}}] / m_{\text{ш}} + C_{\text{ж.о}} \cdot (T_{\text{вып}} - T_{\text{пл}}) / m_{\text{ж}}, \quad (33)$$

где $C_{\text{тв}}$ – средняя удельная теплоёмкость низкоуглеродистой металлошихты, составляет 0,65 МДж/т*К;

T_c – температура начала плавления (солидуса), К;

T_l – температура окончания плавления (ликвидус), К;

T_n – начальная температура загружаемой шихты, К (293 К);

L_f – удельная теплота фазовых переходов при нагреве и плавлении, составляет 275 МДж/т;

$C_{\text{ж}}$ – средняя (для интервала температур) удельная теплоёмкость жидкой стали, составляет 0,70 МДж/т*К;

$C_{\text{ж.о}}$ – средняя (для интервала температур) удельная теплоёмкость жидкой стали в окислительный период, составляет 0,80 МДж/т*К;

$T_{\text{вып}}$ – температура выпуска стали, К;

$T_{\text{пл}}$ – температура перегрева металла над T_l , 1860 К;

$m_{\text{ж}}$ – масса жидкого металла, т (121 т).

$m_{\text{ш}}$ – масса шихты, т (140 т).

Таблица 3.16 - Материальный баланс плавки (на 120 т шихты)

Израсходовано, т		Получено, т	
Лом углеродистый А2, 3А, лом ж/д, оборотный	111,6	Жидкая сталь	121,2
		Шлак	7,2
Чугун передельный	12		
Известь	4	Газы	6,24
Кокс	0,36	Fe ₂ O ₃ в дым	2,98
Электроды Ø 610 мм	0,36	Неучтенные потери	2,5
Электроды Ø 410 мм	0,06		
Известняк (пыль)	1,20		
Плавленый шпат ФК-75	0,144		
Магнетитовый порошок	1,2		
СМн17	0,683		
ФС65	0,396		
Алюминий вторичный	0,018		
Раскисляющая смесь АКС	0,24		
Проволока SiCa	0,02		
Утеплитель ТИСЗК	0,115		
Футеровка стальной вагонетки	0,358		
Воздух (влажный)	5,22		
Газообразный кислород	1,44		
Природный газ	0,7		
Всего:	140,16	Всего:	140,16

$$T_c = T_{пл} - \sum \{(\Delta T_c)_i * [E]\}, \quad (34)$$

где $T_{пл}$ – температура плавления чистого металла (1812 К);
 $(\Delta T_c)_i$ – удельное (на 1% содержания элемента) снижение температуры плавления чистого железа, К/%;
 $[E]$ – содержание элемента в расплавляемой металлошихте, %.

$$T_l = T_{пл} - \sum \{(\Delta T_l)_i * [E]\}, \quad (35)$$

где $(\Delta T_l)_i$ – удельное (на 1% содержание элемента) снижение температуры плавления чистого железа, К/%.

Определим температуру начала плавления по формуле 34:

$$T_c = 1812 - [(410 * 0.1 + 186 * (0.51 - 0.1)) + 18.6 * 0.26 + 20 * 0.44 + 4 * 0.13 + 184 * 0.04 + 940 * 0.033 + 8.9 * 0.27 + 6.5 * 0.27] = 1638 \text{ К.}$$

Определим температуру окончания плавления по формуле 35:

$$T_l = 1812 - [(80.4 * 0.5 + 72.5 * (0.51 - 0.5)) + 13.6 * 0.26 + 4 * 0.44 + 1.4 * 0.13 + 34 * 0.04 + 34 * 0.033 + 4.3 * 0.27 + 3.5 * 0.27] = 1760 \text{ К.}$$

По формуле 33 определим количество тепла расплавленной стали:

$$Q_{ст} = (0.65 * (1638 - 293) + 275 + [0.7 * (1860 - 1760) * 120 / 140] + 0.8 * (2050 - 1850)) = 1393 \text{ МДж/т.}$$

или

$$W_{ст} = 1393 * 1000 / 3600 = 387 \text{ кВт*ч}$$

Количество тепла расплавленного шлака определяется по формуле:

$$Q_{шл} = (C_{шл} * (T_{шл.распл.} - T_{шл.н.}) * m_{шл.распл.} + C_{шл} * (T_{шл.ок.} - T_{шл.распл.}) * m_{шл.ок.}) / m_{шл}, \quad (36)$$

где $C_{шл}$ – коэффициент теплоёмкости шлака, МДж/т*К (≈ 2 МДж/т)

$T_{шл.распл.}$ – температура шлака в конце плавления, К (1960 К).

$T_{шл.н.}$ – температура шлакообразующих материалов, (293 К).

$T_{шл.ок.}$ – температура шлака в конце окислительного периода, (2150 К).

$m_{шл.распл.}$ – масса шлака периода плавления, т (2 т).

$m_{шл.ок.}$ – масса шлака окислительного периода, т (5,45 т)

$$Q_{шл} = (2 * (1960 - 293) * 2 + 2 * (2150 - 1960) * 5,45) / 120 = 72,875 \text{ МДж/т.}$$

или

$$W_{шл} = 72,875 * 1000 / 3600 = 20 \text{ кВт*ч}$$

$$\sum W_{шл} = W_{ст} + W_{шл} = 387 + 20 = 407 \text{ кВт*ч}$$

Количество тепла от экзотермических реакций периода расплавления составляет:

$$Q_{\text{хим}} = (10 \cdot m_{\text{ж.пл.}} \cdot \sum(\Delta H_E) \cdot \Delta[E]_{\text{пл}}) / m_{\text{ш}} + (10 \cdot m_{\text{ж.ок.}} \cdot \sum(\Delta H_E) \cdot \Delta[E]_{\text{ок}}) / m_{\text{ж}}, \quad (37)$$

где $m_{\text{ж.пл.}}$ и $m_{\text{ж.ок.}}$ – массы стали в периоды плавления и окисления соответственно

$m_{\text{ш.}}$ и $m_{\text{ж.}}$ – масса загружаемой металлошихты и масса жидкой стали в период окисления соответственно.

ΔH_E – тепловой эффект соответствующей реакции, МДж/кг элемента.

$\Delta[E]_{\text{пл}}$ и $\Delta[E]_{\text{ок}}$ – изменение содержания элемента в металлической фазе в периоды плавления и окисления соответственно, %.

$$Q_{\text{хим.}} = (10 \cdot 120 \cdot (9,4 \cdot (0,51 - 0,42) + 27,6 \cdot (0,26 - 0) + 6,8 \cdot (0,44 - 0,23) + 18,4 \cdot (0,04 - 0,017) + 6,5 \cdot 1,2 + 3,8 \cdot (2 - 1,2)) / 140) + 10 \cdot 120 \cdot (9,4 \cdot (0,42 - 0,12) + 6,8 \cdot (0,23 - 0,15) + 18,4 \cdot (0,017 - 0,007) + 3,8 \cdot 0,5) / 120 = 221 \text{ МДж/т}$$

или

$$W_{\text{хим}} = 221 \cdot 1000 / 3600 = 61 \text{ кВт*ч}$$

С учётом электрического и теплового КПД реальное количество тепла составляет:

$$\sum W_{\text{эл.}} = 387 - 61 = 326 \text{ кВт*ч}$$

$$\sum W = 387 / 0,95 = 407 \text{ кВт*ч}$$

Количество тепла, получаемое от электрических дуг составляет 640 кВт*ч на одну тонну или $640 \cdot 120 = 76800$ кВт*ч на всю плавку.

Тепловой баланс сводим в таблицу 18.

Таблица 18 – Тепловой баланс плавки .

Приход			Расход		
	кВт*ч	%		кВт*ч	%
$W_{\text{эл.}}$	407	87	$W_{\text{ст}}$	387	82,6
$W_{\text{хим}}$	61	13	$W_{\text{шп}}$	20	4,2
			потери	61	13
Всего	468	100	Всего	468	100

Расчет параметров работы ДСП

Мощность подаваемая в печь:

$$P_n = K_n \cdot S_n \cdot \lambda \cdot \eta_{\text{э}} \quad (38)$$

где P_n – мощность печи, МВт

K_n – средний коэффициент использования мощности за энергетический период ($K_n \approx 1$)

λ - коэффициент мощности ($\lambda \approx 0,65$)

η_3 - электрический к.п.д. ($\eta_3 \approx 0,95$)

S_H - номинальное значение полной мощности электропечного трансформатора, МВ*А ($S_H = 75$)

$$P_n = 1 * 75 * 0,65 * 0,95$$

$$P_n = 46,5 \text{ МВт}$$

Полезная мощность печи:

$$P_{\text{пол}} = P_n - P_{2\text{т.п.}} \quad (39)$$

где $P_{\text{пол}}$ - полезная мощность печи, МВт

$P_{2\text{т.п.}}$ - мощность тепловых потерь в энергетический период,

МВт

$$P_{2\text{т.п.}} = K_2 * 0,14 * m_0^{0,67} \quad (40)$$

где K_2 - коэффициент, учитывающий возможное изменение мощности тепловых потерь в зависимости от конструкции ДСП и сортамента выпускаемых сталей. Для ДСП четвертого поколения $K_2 = 3 \div 5$

m_0 - вместимость ДСП, т

$$P_{2\text{т.п.}} = 5 * 0,14 * 120^{0,67}$$

$$P_{2\text{т.п.}} = 17,3 \text{ МВт}$$

$$P_{\text{пол}} = 46,5 - 17,3 = 29,2$$

Время энергетического периода, τ_3 :

$$\tau_3 = [W'_{\text{пол}} + W_{1\text{т.п.}} + (-W_{\phi}) + (-W_d)] / (P_n - P_{2\text{т.п.}}) \quad (41)$$

где $W'_{\text{пол}}$ - полезная энергия, МВт*ч

$W_{1\text{т.п.}}$ - тепловые потери ДСП за подготовительный период, МВт*ч

$(-W_{\phi})$ - возможные поступления тепловой энергии к металлошихте из рабочего пространства ДСП, МВт*ч

$(-W_d)$ - возможный дополнительный ввод тепловой энергии, МВт*ч

$$W'_{\text{пол}} = W_{2\text{у.т.}} * m_{\text{ш}} \quad (42)$$

где $W_{2\text{у.т.}}$ - удельное значение полезной энергии, МВт*ч / т

$m_{\text{ш}}$ - масса металлошихты, загружаемой в данный период в рабочее пространство ДСП, т ($m_{\text{ш}} = 140$ т)

$$W_{2\text{у.т.}} = \Delta H_{\text{ш}} + [\Delta H_{\text{ж}} * m_{\text{ж.р.}} + W_{\text{шл.р.}} + W_{\text{энд.р.}} - W_{\text{экз.р.}}] / m_{\text{ш}} \quad (43)$$

где $\Delta H_{\text{ш}}$ - изменение удельной энтальпии твердой шихты, МДж/(т*К)

$$\Delta H_{\text{ш}} = T_c \int_{T_H} C_T dt + L_{\phi} \approx C_{\text{т.ср.}} (T_c - T_H) + L_{\phi} \quad (44)$$

где $C_{\text{т.ср.}}$ - средняя удельная теплоемкость твердого металла, МДж/(т*К) ($C_{\text{т.ср.}} = 0,65$)

T_c - температура начала плавления (солидус), К ($T_c = 1638$ К)

L_{ϕ} - удельная теплота фазовых переходов I рода ($L_{\phi} = 270$) МДж/т

$$\Delta H_{\text{ш}} = 0.65(1638 - 293) + 270 = 1144 \text{ МДж/т}$$

$$\Delta H_{\text{ж}} = \int_{T_{\text{л}}}^{T_{\text{р}}} C_{\text{ж}} dt \approx C_{\text{ж.ср.}} (T_{\text{р}} - T_{\text{л}}) \quad (45)$$

где $C_{\text{ж.ср.}}$ – средняя удельная теплоемкость жидкой стали, составляющая в зависимости от химического состава $0,65 \div 0,85 \text{ МДж/(т*К)}$

$T_{\text{л}}$ – температура конца плавления (ликвидус), К ($T_{\text{л}} = 1760\text{К}$)

$\Delta H_{\text{ж}}$ – изменение удельной энтальпии при подогреве жидкого металла, МДж/т

$$\Delta H_{\text{ж}} = 0.7 * (1900 - 1760) = 98 \text{ МДж/т}$$

$$W_{\text{шл.р}} = \Delta H_{\text{м.р.}} * m_{\text{м.р.}} \quad (46)$$

где $\Delta H_{\text{м.р.}}$ – изменение энтальпии шлакообразующих материалов,

$\Delta H_{\text{м.р.}} \approx 1,6 \div 2,0 \text{ МДж/кг}$

$m_{\text{м.р.}}$ – масса шлакообразующих материалов, кг ($m_{\text{м.р.}} = 5800 \text{ кг}$)

$m_{\text{ж.р.}}$ – масса жидкого расплава, т ($m_{\text{ж.р.}} = 120$)

$W_{\text{шл.р.}}$ – энергозатраты для изменения энтальпии загружаемых шлакообразующих материалов, МДж

$$W_{\text{шл.р}} = 1,6 * 5800 = 9280 \text{ МДж}$$

Энергозатраты на эндотермические процессы в данном периоде равны нулю, так как в энергетический период происходит подача кислорода.

$$W_{\text{энд.}} \approx 0$$

$W_{\text{экз.р.}}$ – тепловой эффект экзотермических реакций окисления элементов

металлошихты, МДж ($W_{\text{экз.р.}} = 25500 \text{ МДж}$)

$$W_{2.у.т.} = 1144 + (98 * 120 + 9280 - 25500)/140 = 1112 \text{ МДж/т} \approx 0,3 \text{ МВт*ч/т}$$

$$W'_{\text{пол}} = 0,3 * 140 = 42 \text{ МВт*ч}$$

$$W_{1т.п.} = K_1 * 0,19 * m_0^{0,67} \quad (47)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий возможное изменение тепловых

потерь в подготовительный период ($K_1 \approx 0,25$)

$$W_{1т.п.} = 0,25 * 0,19 * 120^{0,67} = 1,17 \text{ МВт*ч}$$

$$(-W_{\phi}) = K_{\phi} * W_{2.у.т.} * m_{\text{ш}} \quad (48)$$

где $K_{\phi} \approx 0,02 \div 2$

$$(-W_{\phi}) = 0,05 * 0,3 * 140 = 2,1 \text{ МВт*ч}$$

$$(-W_{\text{д}}) = H * Q * \eta_{\text{т}} \quad (49)$$

где H – расход газа на 1 тонну металла, $\text{м}^3/\text{т}$ ($H \approx 3598 \text{ м}^3$ [на 120 т жидкого металла])

Q – теплота сгорания газа ($Q \approx 36 \text{ МДж/м}^3$)

$\eta_{\text{т}}$ – к.п.д. топливно-кислородных горелок ($\eta_{\text{т}} \approx 0,4$)

$$(-W_{\text{д}}) = 3598 * 36 * 0,4 = 518112 \text{ МДж} \approx 14,4 \text{ МВт*ч}$$

$$\sum W_i = W'_{\text{пол}} + W_{1\text{т.п.}} + (-W_{\phi}) + (-W_{\text{д}}) \quad (50)$$

$$\sum W_i = 42 + 1,17 + (-2,1) + (-14,4) = 26,67 \text{ МВт}\cdot\text{ч}$$

$$\tau_3 = \sum W_i / P_{\text{пол.}} \quad (51)$$

$$\tau_3 = 26,67/29,2 = 55 \text{ мин}$$

Расчет времени плавки

Время плавки, $\tau_{\text{пл}}$, включает : подготовительный ($\tau_{\text{п}}$), энергетический (τ_3) и технологический ($\tau_{\text{т}}$) периоды.

$$\tau_{\text{пл}} = \tau_{\text{п}} + \tau_3 + \tau_{\text{т}} \quad (52)$$

Подготовительный период включает в себя :

- слив предыдущей плавки (2 мин)
 - очистка подины
 - заправка
 - загрузка
- } В среднем на каждую плавку
3 минуты)
(5 мин)

приходится

$$\tau_{\text{п}} = 2 + 3 + 5 = 10 \text{ мин}$$

Технологический период включает доводу металла и составит :

$$\tau_{\text{т}} = 7 \text{ мин}$$

$$\tau_{\text{пл}} = 10 + 7 + 55 = 72 \text{ мин.} = 1,2 \text{ ч.}$$

Удельный расход электрической энергии , W_y :

$$W_y = W_{2y} + W_{3y} \quad (53)$$

где W_{2y}, W_{3y} – удельный расход электрической энергии за второй и третий периоды соответственно, МВт*ч /т

$$W_{2y} = (K_{\text{и}} * S_{\text{н}} * \lambda * \tau_3) / m_0 \quad (54)$$

$$W_{2y} = (1 * 0,65 * 75 * 0,92) / 120 = 0,37 \text{ МВт}\cdot\text{ч} / \text{т}$$

$$W_{3y} = (P_{\text{тп.в}} * \tau_{\text{т}}) / (\eta_3 * m_0) \quad (55)$$

где $P_{\text{тп.в}}$ – мощность тепловых потерь в технологический период, МВт

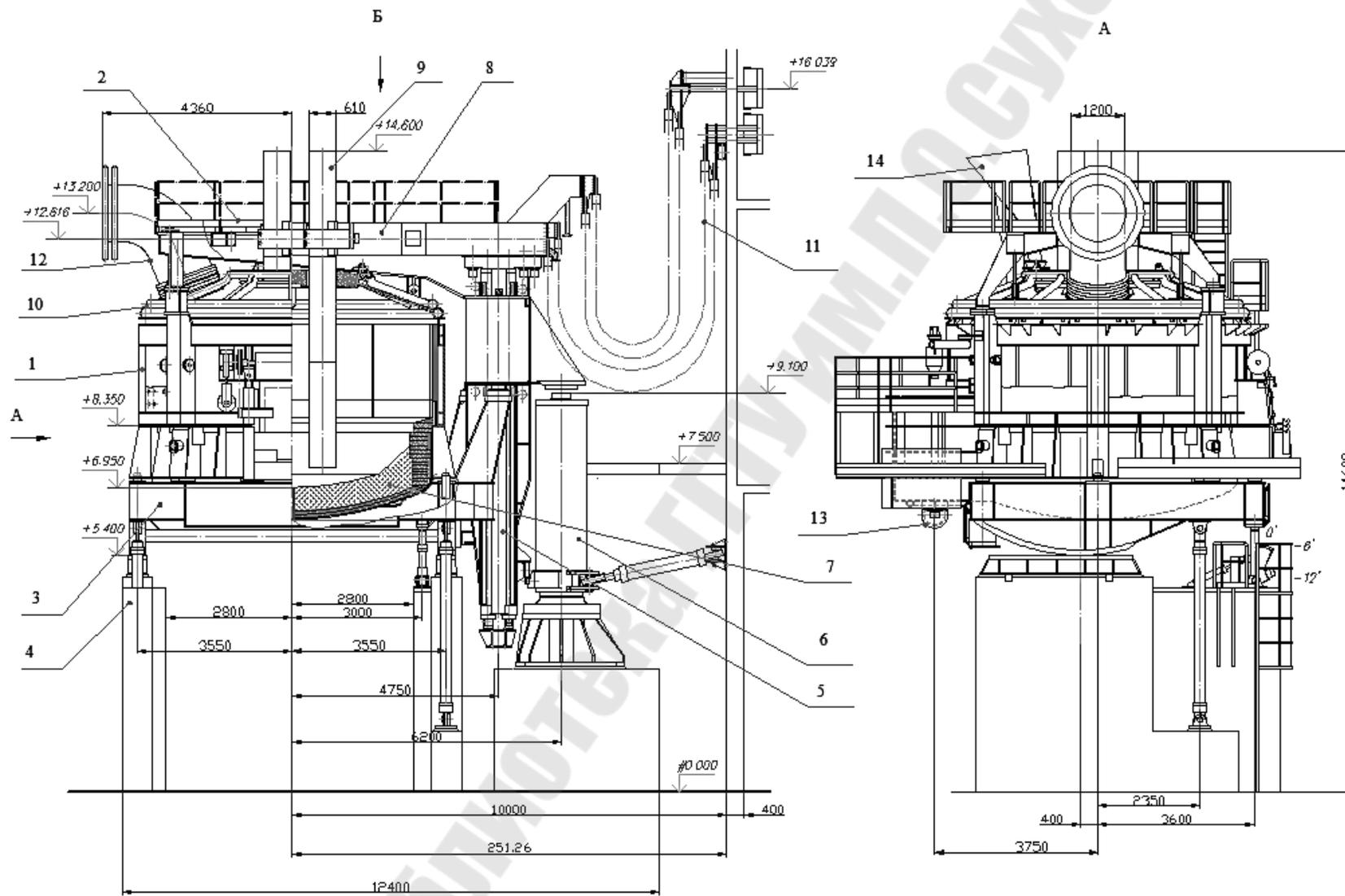
$$P_{\text{тп.в}} = K_4 * P_{2\text{т.п.}} \quad (56)$$

Примем $K_4 = 4$, тогда:

$$P_{\text{тп.в}} = 4 * 17,3 = 69,2 \text{ МВт}$$

$$W_{3y} = (69,2 * 0,12) / (0,95 * 120) = 0,057 \text{ МВт}\cdot\text{ч} / \text{т}$$

$$W_y = 0,37 + 0,057 = 0,43 \text{ МВт}\cdot\text{ч} / \text{т}$$



1 – Каркас. 2 – Портал. 3 – Люлька. 4 - Фундамент. 5 - Гидроцилиндр подъема фаз. 6 - Гидроцилиндр подъема. 7 – Подина. 8 – Консоль. 9 – Электрод. 10 – Свод. 11 - Короткая сеть. 12 - Колено газохода. 13 - Цилиндр эркера. 14 – Бункер. Рисунок – Схема дуговой сталеплавильной печи емкостью 120 т

Жаранов Виталий Александрович

РАСЧЕТ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ

**Методические указания
к контрольным работам 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»
заочной формы обучения**

Подписано к размещению в электронную библиотеку
ГГТУ им. П. О. Сухого в качестве электронного
учебно-методического документа 26.07.13.

Рег. № 78Е.

E-mail: ic@gstu.by

<http://www.gstu.by>