

Министерство образования Республики Беларусь

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

Кафедра «Металлургия и литейное производство»

Л. Е. Ровин

СПЕЦИАЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ЭЛЕКТРОПЛАВКИ СТАЛЕЙ

ПРАКТИКУМ

по одноименному курсу

для студентов специальности 1-42 01 01

**«Металлургическое производство и материалобработка»
специализации 1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия**

черных и цветных металлов»

дневной и заочной форм обучения

Гомель 2014

УДК 621.745.3(075.8)
ББК 34.3я73
P58

*Рекомендовано научно-методическим советом
механико-технологического факультета ГГТУ им. П. О. Сухого
(протокол № 9 от 26.10.2013 г.)*

Рецензент: зав. каф. «Обработка материалов давлением» ГГТУ им. П. О. Сухого
д-р техн. наук, проф. *М. Н. Верещагин*

Ровин, Л. Е.
P58 Специальные процессы электроплавки сталей : практикум по одноим. курсу для студентов специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка» специализации 1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия черных и цветных металлов» днев. и заоч. форм обучения / Л. Е. Ровин. – Гомель : ГГТУ им. П. О. Сухого, 2014. – 57 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://library.gstu.by>. – Загл. с титул. экрана.

Содержит примеры расчетов вакуумных плавильных печей, установок электронно-лучевой плавки и электрошлакового переплава.

Для студентов специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка» дневной и заочной форм обучения.

УДК 621.745.3(075.8)
ББК 34.3я73

© Учреждение образования «Гомельский государственный технический университет имени П. О. Сухого», 2014

Содержание

	Стр.
Введение	4
1. Расчет режимов и параметров вакуумных дуговых печей	5
2. Расчет параметров печей электрошлакового переплава	21
3. Расчет параметров плазменно-дуговых печей с огнеупорной футеровкой	34
4. Расчет основных параметров рудовосстановительных электропечей	39
5. Электронно-лучевые установки	48
6. Расчет вакуумных систем электропечей	51
Литература	57

Введение

Методические указания по курсу “Специальные процессы электроплавки сталей” предназначен для студентов дневной и заочной форм обучения. Указания включают необходимые краткие теоретические сведения по тематике практических занятий, порядок (алгоритм) расчета и примеры решения конкретных задач.

Тематика практических занятий соответствует учебным программам специализации 1-42 01 01 – 01 02.

В “Методических указаниях” представлены основы расчета вакуумных дуговых печей постоянного и переменного тока, плазменно-дуговых печей, электронно-лучевых, а также расчет вакуумных установок, обслуживающих основной ряд электроплавильных печей: помимо вышеперечисленных, также индукционных. Учитывая актуальность внепечной обработки и получения высококачественных сплавов, в методические указания включены расчеты установок электрошлакового переплава и печь-ковш.

В примерах расчетов использованы в качестве исходных практические данные о действующих печах, что позволяет приблизить процесс обучения к реальным производственным задачам.

“Методические указания” предполагают возможность выполнения расчетов студентами как под руководством преподавателя, так и самостоятельно.

1. РАСЧЕТ РЕЖИМОВ И ПАРАМЕТРОВ ВАКУУМНЫХ ДУГОВЫХ ПЕЧЕЙ

1. 1. Принцип действия и устройство установок вакуумно-дугового переплава (ВДП)

Дуговые вакуумные печи

Вакуумные дуговые печи являются одним из основных агрегатов промышленной спецэлектromеталлургии, позволяющим получать металлы с высокими свойствами для новых видов техники (авиационная, космическая, химическая, атомная и др.).

ВДП выплавляют тугоплавкие и высокорреакционные металлы (титан, вольфрам, молибден, ниобий, цирконий и др.), а также стали и сплавы специального назначения – жаропрочные, нержавеющей, шарикоподшипниковые и др. вакуумные дуговые печи являются широко распространенным электromеталлургическим агрегатом.

Преимущества металла ВДП состоят в высокой однородности химического состава и структуры по всему объему слитка, отсутствии грубых загрязнений, высокой чистоте по содержанию газов и неметаллических включений. В результате использования сталей и сплавов, подвергнутых ВДП ресурс машин и двигателей увеличивается в 2-3 раза.

Существуют два принципиально отличных типа вакуумных дуговых печей: с расходуемым и нерасходуемым электродом. В печах с расходуемым электродом дуга горит между переплавляемым электродом и поверхностью ванны жидкого металла, а в печах с нерасходуемым электродом – между графитовым или металлическим (из тугоплавкого металла) электродом и расплавленным металлом. В обоих случаях переплав ведется в вакуумной камере. В случае использования нерасходуемого электрода последний участвует в процессе только как проводник тока. При ведении плавки с нерасходуемым электродом существует опасность загрязнения переплавляемого металла материалом электрода вследствие его электрической эрозии и возможности откалывания частиц электрода.

Общим элементом вакуумных дуговых печей является медный водоохлаждаемый кристаллизатор, в котором расплавленный металл скапливается, затвердевает и постепенно принимает форму слитка.

Принципы ВДП определяют основные особенности конструкции печей. Схема установки для переплава расходуемых электродов показана на рис. 1.1.

Расходуемый электрод (7) с помощью электродержателя (5) крепится к штоку (2), к которому подсоединен отрицательный полюс источника постоянного тока. Расходуемый электрод подключают к отрицательному

полюсу источника питания (прямая полярность) для повышения энергетической эффективности переплава. Шток электрода через скользящее вакуумное уплотнение (3) вводится в вакуумную камеру (4). Медный кристаллизатор (8) охлаждается водой, которая подается в окружающий его кожух. В рабочей камере поддерживают разрежение 0,1 – 1,5 Па с помощью системы вакуумных насосов.

Электрическая дуга горит между торцом электрода и поверхностью металлической ванны, соединенной с положительным полюсом источника тока по цепи слиток-кристаллизатор. Место подсоединения токоведущих шин к кристаллизатору имеет большое значение. При неблагоприятной схеме подключения электромагнитное взаимодействие тока дуги и тока, проходящего через жидкий металл, вызывает вращение ванны, нестабильность горения дуги и ее смещение относительно устойчивого положения. Это приводит к ухудшению качества слитка и опасности переброса дуги на стенку кристаллизатора и его прожога. Поэтому обычно организуют коаксиальный токоподвод и равномерное распределение тока по контакту верхнего фланца кристаллизатора с камерой печи.

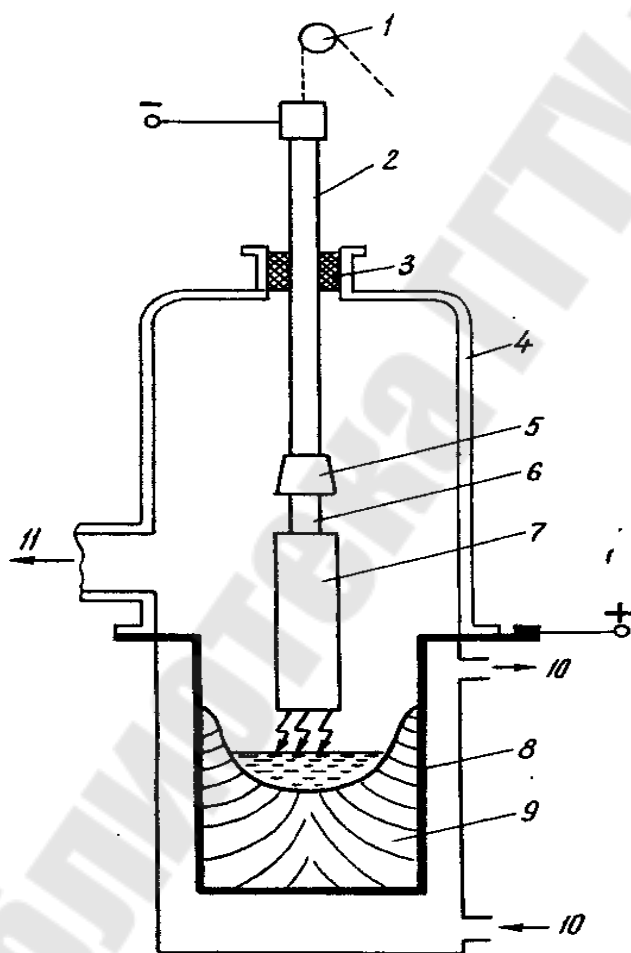


Рис.1.1. Схема конструкции вакуумной дуговой печи с расходуемым электродом:

1 – механизм перемещения электрода; 2 – шток; 3 – вакуумное уплотнение;
4 – вакуум-камера; 5 – электрододержатель; 6 – головка электрода;
7 – расходоуемый электрод; 8 – кристаллизатор; 9 – слиток;
10 – подвод и отвод охлаждающей воды; 11 – к системе вакуумных насосов.

Рабочая камера (4) представляет собой сварной цилиндр из немагнитной стали. Сверху имеется крышка, в центре которой расположено скользящее вакуумное уплотнение. Здесь же расположены гляделки с перископами, через которые виден кольцевой зазор между электродом и стенкой кристаллизатора. Рабочая вакуумная камера имеет два люка: один для соединения с вакуумной системой, другой - для обслуживания (очистки внутренней поверхности камеры от налетов конденсата). Рабочая камера соединена с кристаллизатором с помощью водоохлаждаемого фланца и резиновой прокладки.

Кристаллизатор (8) - медный, водоохлаждаемый. Он обеспечивает не только отвод тепла при затвердевании наплавляемого слитка, но и проводит электрический ток. Чтобы исключить коробление, толщина медных стенок кристаллизатора составляет 10-40 мм. Сечение кристаллизатора - круглое, внутренний диаметр от 160 до 1800 мм.

Медная гильза кристаллизатора вставлена в кожух из немагнитной стали. В пространство между ними подают воду для охлаждения. Часто поверх кожуха наматывают соленоид, по которому пропускают ток. Создается продольное (аксиальное) магнитное поле, которое компенсирует внешние магнитные поля (от рабочего тока) и уменьшает движение металла в жидкой ванне. Кроме того, обеспечивается сжатие дуги и уменьшается возможность разряда на стенку. Шток (2), к которому прикреплен расходоуемый электрод (7), поднимается с помощью тросов, а опускается под действием силы тяжести и атмосферного давления. Вакуумно-дуговые печи специализируют для переплава конкретного материала (титана, ниобия, стали, тугоплавких металлов). Условная маркировка таких печей для переплава: титана - ДТВ, ниобия - ДНВ, стали и сплавов на основе никеля - ДСВ, тугоплавких металлов (W,Mo) - ДДВ.

Общая компоновка основных узлов установки ВДП приведена на рис.1.2.

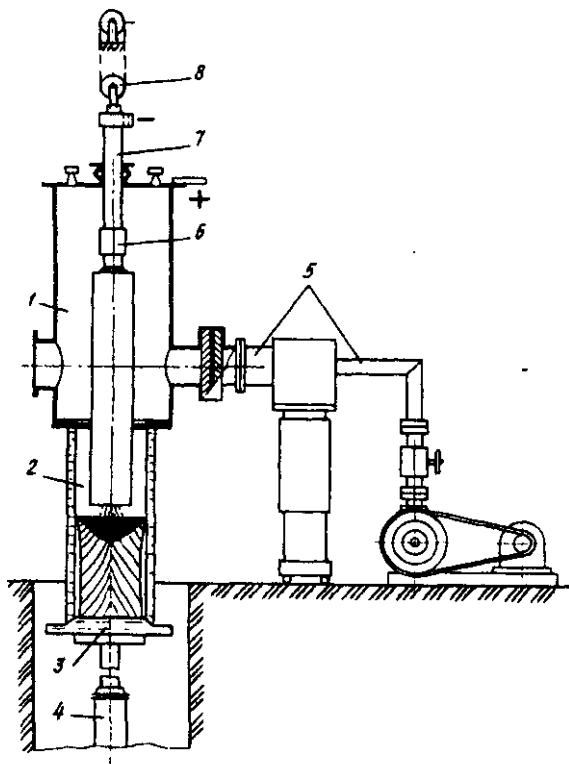


Рис.1.2. Компонентная схема установки ВДП:

1 – рабочая камера; 2 – кристаллизатор; 3 – поддон; 4 – механизм подъема электрода; 5 – вакуумная система; 6 – узел крепления электрода к штоку; 7 – шток электрододержателя; 8 – подвеска штока.

1.2. Особенности электрического дугового разряда в вакууме

Электрическая дуга в вакууме характеризуется некоторыми особенностями по сравнению с дугой горящей в воздухе или в среде инертного газа. Эти особенности следующие:

1. Основное количество энергии при дуговом разряде выделяется на катоде. Это способствует быстрому плавлению электрода, т.к. катодом служит конец переплавляемого электрода. На катоде выделяется 80-85 % энергии дуги.

2. Выделение энергии дуги на катоде сосредоточено в отдельных участках малого размера, в так называемых катодных пятнах. В этих участках резко повышается температура, металл вскипает и испаряется. Поэтому дуговой разряд в установке ВДП фактически происходит в разреженных металлических парах. Давление металлических паров в зоне дуги, под плавящимся электродом на 1-2 порядка выше, чем вакуум в рабочей камере.

3. Общее падение напряжения в электрической дуге складывается из катодного и анодного падения напряжения. Катодное падение напряжения составляет около 19 в, а анодное - 1,0 - 1,5 в. В самом столбе дуги падение напряжения очень мало. Поэтому четкого анодного пятна нет и оно занимает

практически всю поверхность жидкой ванны под электродом. Следствием этого является равномерный обогрев металлической ванны.

4. Поскольку при горении дуги в вакууме основная доля энергии выделяется на катоде, в самом столбе дуги выделяется только небольшая доля мощности. Поэтому светимость столба дуги в этом случае невелика. Скорость переплава расходуемого электрода при ВДП пропорциональна мощности дугового разряда:

$$Q = k^1 \cdot N_g \quad (1.1)$$

Поскольку напряжение дуги в разреженных металлических парах слабо зависит от силы тока, мощность дуги практически пропорциональна силе тока:

$$N_g = U \cdot J_g \quad (1.2)$$

Тогда: $Q = k \cdot J_g$

Здесь k^1 и k – коэффициенты пропорциональности

В реальных условиях плавки зависимость скорости плавления электрода от величины тока дуги имеет более сложный характер (рис. 1.3). До некоторого значения тока J_0 дуга существует, но электрод не плавится, т.к. выделяемая мощность при этом меньше, чем потери тепла. При дальнейшем возрастании тока, скорость плавления электрода (Q , кг/мин) растет пропорционально увеличению тока дуги. Зависимость скорости плавления

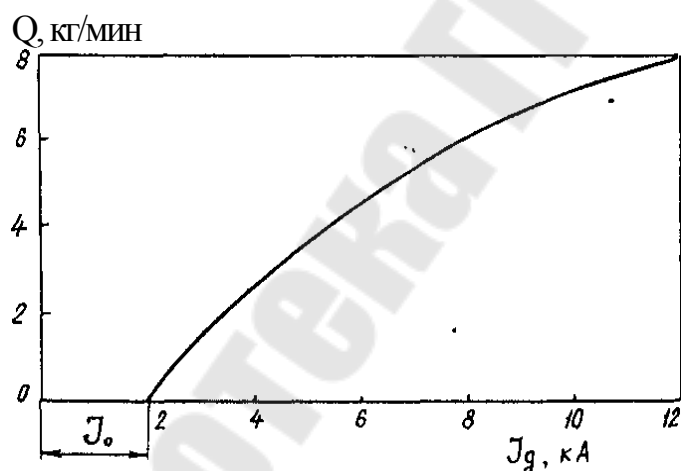


Рис.1.3. Зависимость скорости плавления электрода (Q) от величины тока дуги (J_g)

электрода от напряжения подводимого тока довольно сложная. С ростом напряжения увеличивается длина дуги. При длинной дуге резко возрастают тепловые потери за счет увеличения излучения на стенки кристаллизатора. Эти потери превышают ожидаемое увеличение скорости переплава за счет

увеличения мощности дуги, связанной с ростом напряжения. Поэтому переплав стараются вести при оптимальных значениях длины дуги 25 – 45 мм. Напряжение питающего тока составляет 20 – 50 в.

Напряжение на дуге (U_g) можно определить по эмпирической формуле:

$$U_g = U_{к.а.} + 2 \cdot 10^{-3} \frac{l_g}{d_{эл}} \cdot J_g, В \quad (1.3)$$

где $U_{к.а.}$ – сумма катодного и анодного падения напряжения ($\sim 20,5$ в);
 l_g , $d_{эл}$ – длина дуги и диаметр электрода, м; J_g – ток дуги, А

Например: $U_{к.а.} = 20,5$ в; $l_g = 0.035$ м; $d_{эл} = 0,4$ м; $J_g = 8000$ А

Тогда:
$$U_g = 20,5 + 2 \cdot 10^{-3} \cdot \frac{0,035}{0,4} \cdot 8000 = 21,9 В$$

$$k = 0,8$$

$$Q = kUJ = 0,8 \cdot 21,9 \cdot 8000 = 140160 Вм = 140 кВм$$

1.3. Характеристики установок ВДП

В качестве основного размера печи ВДП принимают внутренний диаметр кристаллизатора, который незначительно превышает диаметр слитка. Соотношение между диаметром электрода и диаметром кристаллизатора должно обеспечить достаточное расстояние между электродом и кристаллизатором (рис.1.4): Во избежание перехода дуги на стенки кристаллизатора нужно соблюдать соотношение:

$$K > l_g$$

При малом значении K возможен переброс дуги на стенку и проплавление кристаллизатора.

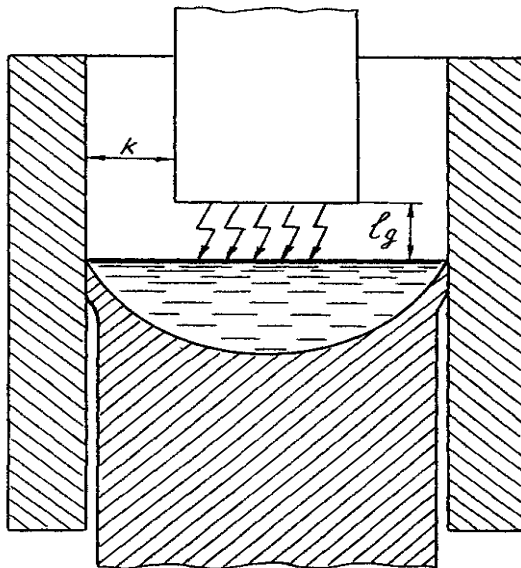


Рис. 1.4. Положение переплавляемого электрода относительно ванны и стенки кристаллизатора

Важными характеристиками установок ВДП являются производительность (g , кг/мин), ток дуги (J_g , кА), напряжение дуги (U_g , В), плотность тока на электроде (δ , А/см²), отношение диаметра электрода к диаметру кристаллизатора ($d_{эл}/D_{кр}$).

Установки ВДП питаются постоянным (выпрямленным) током. Обычно используется "прямая" полярность, т.е. переплавляемый электрод является катодом. Дуга горит при малых длинах (20 - 50 мм) и низких напряжениях (25 - 40 В). Это приводит к тому, что в мощных установках ВДП протекают значительные токи (до 50 кА).

Современные источники питания установок ВДП снабжаются энергией от сети 6 - 10 кВ и используют для создания выпрямленного тока полупроводниковые выпрямители, подключенные через понизительные трансформаторы. Ток от источника питания до печи подводится жесткими шинами, а непосредственно к штоку, поддону и кристаллизатору - гибкими водоохлаждаемыми кабелями.

Удельный расход электроэнергии при ВДП составляет 1400 - 1600 кВт·ч/т с учетом расхода электроэнергии на вспомогательные операции (100 - 500 кВт·ч/т). Основной расход электроэнергии при вспомогательных операциях приходится на работу вакуумных насосов.

Процесс ВДП ведут обычно при разрежении от 10^{-2} до 1 Па. Поэтому система вакуумирования должна быть достаточно производительной, чтобы обеспечить создание требуемого разрежения за 10 - 20 мин после закрытия

печи, а также для надежного и быстрого удаления всех газов, выделяющихся при плавлении электрода.

Схемы систем вакуумирования установок ВДП приведены на рис. 1.5. На небольших печах (рис. 1.5.а) система вакуумирования обычно включает пароструйный масляный насос в комбинации с механическими форвакуумными насосами. Для более крупных печей (рис. 1.5.б) в систему вакуумирования дополнительно включают двухроторные насосы (насосы Рута). Эти насосы обладают высокой скоростью откачки в диапазоне давлений $1 - 10^3$ Па, что позволяет ускорить откачку печи ВДП до требуемого разрежения.

Главную роль в создании высокого вакуума играет пароструйный масляный насос (“бустерный насос”).

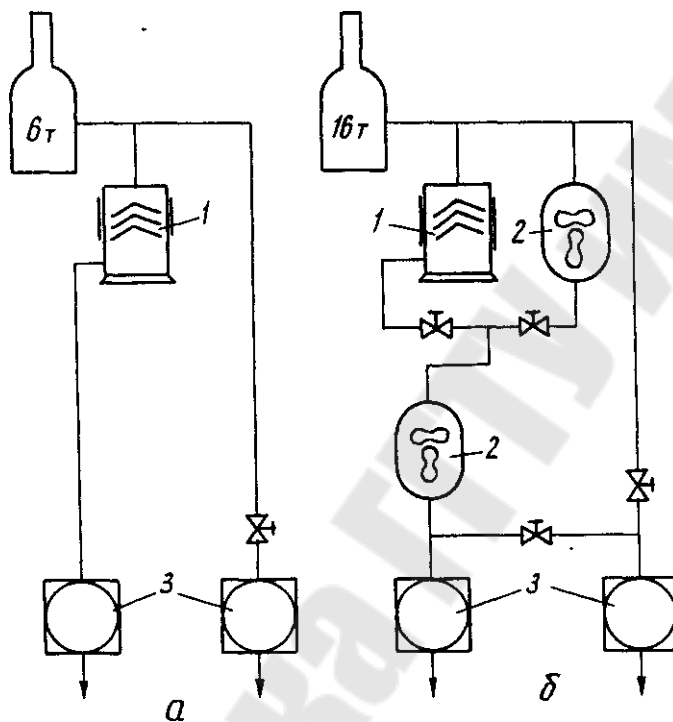


Рис. 1.5. Схема вакуумных систем установок ВДП:

а – для получения 6 т слитков; б – для получения 16 т слитков; 1 – паромасляный эжекторный насос; 2 – двухроторный насос; 3 – ротационный насос.

Технологический цикл ВДП состоит из нескольких этапов: подготовительные и вспомогательные операции, вакуумирование рабочего объема установки и проверка натекания, собственно переплав.

1.4. Энергетические характеристики ВДП

Мощность, выделяемая столбом дуги, разделяется на полезную и мощность тепловых потерь. Полезная мощность $P_{\text{пол}}$ определяется нагревом металла до температуры плавления, приданием ему теплоты плавления и его перегревом. Она реализуется как на расходуемом электроде (на нагрев электродного металла до $t_{\text{пл}}$, плавление его и перегрев до температуры капель $t_{\text{к}} = t_{\text{гор}}$), так и на поверхности жидкой металлической ванны слитка (на дополнительный перегрев металла до температуры $t_{\text{пов}}$ за счет электронной бомбардировки). Поэтому

$$P_{\text{пол}} = P_{\text{пол.э}} + P_{\text{пол.сл.}} \quad (1.4)$$

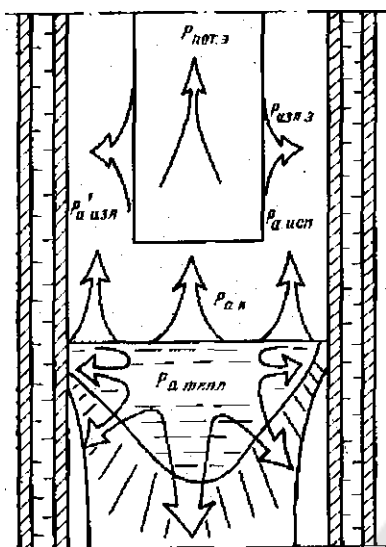


Рис. 1.6. Направления тепловых потоков в вакуумной дуговой печи

Расчет составляющих полезной мощности в киловаттах может быть проведен по выражениям :

$$P_{\text{пол.э}} = G(at_{\text{гор}}/t_{\text{пл}} + b); \quad (1.5)$$

$$P_{\text{пол.сл.}} = Ga(t_{\text{пов}}/t_{\text{пл}} - t_{\text{гор}}/t_{\text{пл}}); \quad (1.6)$$

$$P_{\text{пол}} = G(at_{\text{пол}}/t_{\text{пл}} + b), \quad (1.7)$$

где a и b - коэффициенты, зависящие от теплофизических параметров переплавляемого металла.

Остальная мощность дугового разряда тратится на тепловые потери разрядного промежутка. Направление тепловых потоков потерь показано на рис. 1.6.

Тепловые потери электрода определяют излучением с торца электрода $P_{\text{изл.э}}$ и теплопередачей в тело электрода $P_{\text{пот.э}}$. Потерями тепла с испаряющимся с поверхности электрода металлом ввиду малости абсолютных значений при практических расчетах можно пренебречь.

Потери $P_{\text{пот.э}}$ при слабом осевом потоке тепла в квазистационарном тепловом режиме электрода реализуются излучением с его боковой поверхности. При этом большая их часть приходится на прилегающую к нижнему торцу электрода разогретую зону. Тепловой поток с элемента длины боковой поверхности равен :

$$dQ_{\text{изл}} = \pi d \sigma_0 \varepsilon T^4 d\xi$$

где σ_0 - постоянная Стефана – Больцмана; ε - степень черноты.

Интегрирование этого уравнения дает выражение для $P_{\text{пот.э}}$, кВт:

$$P_{\text{пот.э}} = d^3 f / G \quad (1.8)$$

где f - коэффициент, зависящий от теплофизических свойств металла и температур в ВДП.

Значения f для стали $1,66 \cdot 10^2$, для титана $1,33 \cdot 10^3$ кВт·кг/м³·мин.

Потери электрода излучением $P_{\text{изл.э}}$, кВт

$$P_{\text{изл.э}} = \frac{\pi}{4} d^2 \varepsilon_{\text{пр}} \sigma_0 \left(\frac{T_{\text{гор}}}{100} \right)^4, \quad (1.9)$$

где $\varepsilon_{\text{пр}} = \varepsilon_{\text{ж}} / (2 - \varepsilon_{\text{ж}})$ - приведенная степень черноты; $\varepsilon_{\text{ж}}$ - степень черноты расплавленного металла.

Посредством потока $P_{\text{изл.э}}$ электрод оказывает тепловое воздействие на поверхность ванны жидкого металла. В свою очередь ванна излучает тепло на электрод. Вследствие более высокой температуры ванны металла электрод не только не теряет тепло, но, наоборот, получает его с анода. При этом мощность, кВт,

$$P_{\text{ак}} = e d^2 \left[\left(T_{\text{нов}} / T_{\text{пл}} \right)^4 - \left(T_{\text{гор}} / T_{\text{пл}} \right)^4 \right] \quad (1.10)$$

где e - коэффициент, равный

$$e = 4,52 \cdot 10^{-3} \frac{\varepsilon_{\text{жс}}}{2 - \varepsilon_{\text{жс}}} \left(\frac{T_{\text{пл}}}{100} \right)^4. \quad (1.11)$$

С учетом приведенных данных можно составить тепловой баланс электрода

$$h_k P_o + P_{\text{ак}} = P_{\text{пол.э}} + P_{\text{пот.э}}. \quad (1.12)$$

Потери жидкой металлической ванны складываются из потерь излучением $P_{\text{а.изл}}$, испарением $P_{\text{а.исп}}$, потерь теплопередачи в тело слитка $P_{\text{а.тепл}}$.

Тепловые потери излучением состоят из мощности $P_{\text{а.к}}$ и тепловых потерь излучением с неэкранированной электродом части жидкой ванны металла $P'_{\text{а.изл}}$:

$$P'_{\text{а.изл}} = \frac{\pi}{4} (D^2 - d^2) \varepsilon_{\text{жс}} \sigma_0 \left(\frac{T_{\text{э.нов.}}}{100} \right)^4. \quad (1.13)$$

Мощность, теряемую с металлом при его испарении с неэкранированной электродом части ванны, можно рассчитать по выражению

$$P_{a.исп.} = g_{исп} q_{исп} \frac{0,64\pi D^2}{4} x \left(1 - \frac{d^2}{D^2}\right) e^{-0,073\sqrt{p_r}}, \quad (1.14)$$

где $q_{исп}$ - скрытая теплота испарения, кВт · ч/кг; p_r - давление остаточных газов в зоне дуги, Па; $g_{исп}$ - скорость испарения, кг/(м² · ч), равная $g_{исп} = 15,79p \sqrt{\frac{M}{T_{нов}}}$; p - упругость пара металлов при температуре $T_{нов}$, Па; M - атомная масса металла.

Потери на испарение относительно невелики и становятся заметными лишь при давлениях в разрядной зоне ниже 0,1 Па.

Теплоотвод от зеркала ванны вниз осуществляется теплопроводностью и конвекцией. При линейном распределении температур по глубине ванны металла мощность потерь теплопередачей в ванну определяется по выражению, (Вт)

$$P_{э.менл} = \varepsilon \lambda \frac{t_{нос} - t_{пл}}{h_M} \cdot \frac{\pi D^2}{4}, \quad (1.15)$$

где λ — коэффициент теплопроводности, Вт/(м · К); ε — коэффициент, учитывающий долю конвективной теплопередачи (при плавке с соленоидом $\varepsilon = 5-10$, без соленоида $\varepsilon = 1,2 - 1,5$); H_M — глубина ванны металла, м.

Баланс мощностей анода будет иметь вид:

$$h_a P_d - k_y P_d = P_{пол.ст} + P_{ак} + P'_{a.изл} + P_{a.исп} + P_{a.менл}, \quad (1.16)$$

где k_y - доля тока утечки на кристаллизатор, составляющая 0,05— 0,015.

В табл. 1.1 приведены соотношения статей энергетического баланса при переплаве стали и титана (практические данные)

Таблица 1.1

Соотношение статей энергетического баланса

Металл	P_d	$P_{потэ}$	$P_{полст}$	$P_{потэ}$	$P_{аизл}$	$P_{аисп}$	$P_{аменл}$
Сталь	100	45 - 50	6 - 12	0,5 - 10	12 - 25	0 - 2	15 - 20
Титан	100	50 - 60	6 - 10	0,5 - 8	10 - 20	0 - 2	10 - 20

Тепловой к.п.д. печи $\eta = P_{пол} / P_d$ составляет для стали: 0,5—0,6, для титана 0,55—0,65. Для расчетов ДВП можно принять эти значения слабо зависящими от геометрического размера печи.

Рост к.п.д. с увеличением мощности объясняется тем, что в этом диапазоне режимов увеличение мощности в основном реализуется на катоде и ведет к преимущественному увеличению скорости плавки. При этом рост тепловых потерь отстает от роста скорости плавки. Однако увеличение мощности вызывает расширение диаметра разряда, некоторое повышение температуры ванны, особенно на ее периферии, и рост тока утечки, что, по-видимому, и является причиной увеличения потерь и уменьшения теплового к.п.д. при больших токах. Аналогичное влияние на тепловой к.п.д. оказывает и длина дуги. При малых длинах, когда наблюдаются капельные короткие замыкания, действительная мощность дуги снижается, что ведет к уменьшению η_T .

Удельный расход электроэнергии W может быть рассчитан по выражению

$$W = P_0 / (60\eta_{эл} G), \quad (1.17)$$

где $\eta_{эл} = \eta_{т.п} \eta_{ист}$ - общий электрический к.п.д. печи; $\eta_{т.п.}$, $\eta_{ист}$ - электрические к.п.д. токоподвода и источника питания.

Удельный расход электроэнергии зависит от емкости печи и выплавляемого металла. Для сталей и сплавов на основе железа он составляет 0,85—2,0 кВт · ч/кг (с учетом расхода вспомогательной электроэнергии).

1.5. Расчет печей с расходуемым электродом

1.5.1. Печи для выплавки слитков

Расчет ВДП обычно производят исходя из заданного развеса слитка, который определяется массой и размерами конечного изделия либо особенностями оборудования для дальнейшего передела выплавленных слитков (ковка, прокатка и т. д.).

По заданной массе слитка M его диаметр может быть рассчитан по формуле

$$D = \sqrt[3]{\frac{4MK}{\pi\rho}}, \quad (1.18)$$

где ρ - плотность переплавляемого металла в твердом состоянии;

$$K = D/l$$

Коэффициент K является важным технологическим параметром и определяется в основном возможностями передельного оборудования. На отечественных заводах для слитков, подвергаемых ковке и прессованию, $K' = 0,3 - 0,4$, при прокатке на сорт $K = 0,2 - 0,25$. С увеличением развеса слитка имеется тенденция к увеличению K .

По диаметру слитка с учетом его усадки определяют диаметр кристаллизатора:

$$D_{кр} = (1,015 - 1,02) D.$$

Полученный диаметр округляют до стандартного значения. Промышленные ВДП для выплавки стали снабжаются кристаллизаторами с диаметрами: 0,16; 0,20; 0,25; 0,32; 0,40; 0,50; 0,56; 0,63; 0,71; 0,80; 1,00; 1,12; 1,25; 1,40; 1,60; 1,80 м.

Длину слитка определяют из выражения

$$l = \frac{4}{\pi} \cdot \frac{(1,015 - 1, - 2)M}{\rho D_{кр}^2} \quad (1.19)$$

Диаметр электрода выбирают из технологических и конструктивных соображений. Для уменьшения длины электрода и высоты печи желательно иметь максимально приближающееся к единице отношение диаметров электрода и кристаллизатора. Однако при этом повышается опасность переброса дуги на стенку кристаллизатора (особенно при несовершенной технологии производства электродов) и затрудняется откачка газов из зоны горения дуги. В связи с этим зазор между электродом и стенкой кристаллизатора δ выбирают от 40 до 120 мм (большие значения — при большей емкости печи). Тогда диаметр электрода $d = D_{кр} - 2\delta$, а длина его сплавляемой части $l_{эл} = lD^2 / d^2$.

Массовая скорость плавления электрода G является основным технологическим параметром печей ВДП. Она определяет качество слитка и потребляемую мощность печи и зависит от диаметра слитка и заданной глубины металлической ванны:

$$G = \frac{M}{K_{фр}} D, \quad (1.20)$$

где M - коэффициент, определяемый физико-химическими свойствами металла; $K_{фр} = D/2h_m$ — коэффициент фронта кристаллизации, определяющий характер структуры слитка. Обычно для стали принимают $K_{фр} = 1$, для титана 0,3 - 0,7, для молибдена 1,25 - 1,7,

Значения коэффициента M для основных металлов составляют 0,07 - 0,12 кг/(мин · см) для стали, 0,15 - 0,2 кг/(мин · см) для титана и 0,25 - 0,28 кг/(мин · см) для молибдена.

При расчете мощности печи необходимо составление лишь энергетического баланса электрода:

$$P = \frac{1}{h_k} (P_{пол.э} + P_{ном.э} - P_{ак}). \quad (1.21)$$

Расчет составляющих баланса производится исходя из заданной массовой скорости плавки по выражениям.

Расчет электрического режима и выбор источника питания. Для определения тока I и напряжения U_d по известной мощности дуги используются вольт-амперные характеристики дуги.

$$U_d = U_{\kappa-a} + K_{0,1} \frac{l_d}{d} J, \quad (1.22)$$

где U_d , J , l_d - напряжение, ток и длина дуги соответственно, $U_{\kappa-a}$ - сумма падений потенциала на катоде и аноде, d - диаметр электрода, м, K - коэффициент пропорциональности, равный для стали $2 \cdot 10^{-3}$ Ом

Величина тока питания:

$$I = \frac{-U_{\kappa a} + \sqrt{U_{\kappa a}^2 + 4R_{cm}P_d}}{2R_{cm}}, \quad (1.23)$$

где $R_{cm} = Kl_d/d$ - сопротивление столба дуги.

Напряжение на дуге определяется как

$$U_d = U_{\kappa a} + R_{cm} I, \quad (1.24)$$

Выбор источника питания производят по максимальным значениям рабочего тока и напряжения на источнике с учетом падения напряжения в токоподводе.

1.5.2. Печи для плавки в гарнисаже

Геометрические размеры тиглей гарнисажных ВДП рассчитывают с учетом заданной массы жидкого металла в конце плавки M . При оптимальном отношении диаметра ванны D к ее высоте H средний диаметр ванны

$$B = \sqrt[3]{\frac{12M}{\pi\rho}}. \quad (1.25)$$

При этом высота ванны $H = \frac{1}{3}D$. Внутренние размеры тигля определяются по выражениям $D_T = D + 2\delta$; $H_T = 1,25(H + \delta)$, где δ - толщина гарнисажа на стенках тигля, равная для титана 20—40 мм, для тугоплавких металлов 50—60 мм.

Внешние размеры графитового тигля определяют по заданным толщинам стенок тигля Δ и его дна Δ_d : $D_H = D_T + 2\Delta$; $H = H_T + \Delta_d$. Обычно Δ составляет 30—40 мм, $\Delta_d = 100$ мм.

Диаметр электрода выбирают по оптимальному коэффициенту заполнения тигля кристаллизатора

$$K_{зкр} = D_э/D_{зкр} = 9D_{зкр}/(1+10D_{зкр}) \quad (1.26)$$

Для стали $k_{зкр} = 0,6 - 0,7$; для титана - $0,5 - 0,7$; для тугоплавких металлов - $0,25 - 0,40$.

Длина расходуемой за одну плавку части электрода

$$l'_{эл} = \frac{H\rho}{k^2 \rho_m} \quad (1.27)$$

где ρ и ρ_T — плотности металла в жидком и твердом состояниях.

Обычно выбирают длину электрода, которая обеспечивает наплавление нескольких порций металла: $l = (2 - 4)l'$.

Расчет режимов и источника питания. Скорость плавки в гарнисажной печи выбирают из условия обеспечения стабильной толщины гарнисажа на стенках тигля. При этом должна быть обеспечена определенная температура перегрева металла на поверхности ванны. Массовая скорость плавки выбирается в пределах 1 – 4 т/ч. Обычно температура перегрева принимается: для стали 200°С, титана 300°С, тугоплавких металлов 400°С.

Расчет потребной мощности дуги для обеспечения требуемой производительности выполняется аналогично расчету печей для выплавки слитков. При расчете режима необходимо учесть, что в гарнисажных печах допускаются большие, чем при ВДП, длины дуг (50—100 мм).

Пример 1.1.

Рассчитать геометрические размеры рабочего пространства ВДП для выплавки цилиндрического слитка массой $m_o = 37$ т.

Исходные данные

Плотность твердого металла $\rho = 7,8$ т/м³. Соотношение $l_{сл} / D_{сл} = 3$ (для прессования). Коэффициент, учитывающий линейную усадку, $k_L = 1,02$.

Порядок расчета

По формуле (1.18) получим

$$D_{сл} = \sqrt[3]{4m_o / (l_{сл} / D_{сл} \pi \rho)} = \sqrt[3]{4 \cdot 37 / (3 \cdot 3,14 \cdot 7,8)} = 1,275 \text{ м}$$

Диаметр кристаллизатора при $k_L = 1,02$: $D_{кр} = 1,02 \cdot 1,275 = 1,3 \text{ м}$.

Принимаем согласно ряду R20 $D_{кр} = 1,25$ м.

В таком кристаллизаторе можно получить слиток диаметром $D_{сл} = 1,25 / 1,02 = 1,225$ м и длиной $l_{сл} = (m_o / \rho) / (0,25 \pi D_{сл}^2) = (37 / 7,8) / (0,25 \cdot 3,14 \cdot 1,225^2) = 4,025$ м, что обеспечивает соотношение $l_{сл} / D_{сл} = 3,3$, которое отличается от заданного и должно быть согласовано с технологическими возможностями дальнейшего передела слитка.

Линейный коэффициент заполнения кристаллизатора $k_{3,кр}$ по формуле (1.26) равен $k_{3,кр} = 9 \cdot 1,25 / (1 + 10 \cdot 1,25) = 0,83$, поэтому диаметр расходуемого электрода $D_{эд} = 1,25 \cdot 0,83 \approx 1,0$ м.

Длина сплавляемой части расходуемого электрода составит $l_{эд} = (1,005 m_0 / d_T) / (0,25 \pi D_{эд}^2) = 6,07$ м.

Согласно формуле $l_{ог} = 0,2D_{кр} + 0,05$ длину огарка $l_{ог}$ целесообразно иметь равной $l_{ог} = 0,2 \cdot 1,25 + 0,05 = 0,3$ м.

Ход токоведущего штока $l_{шт}$ по формуле $l_{шт} = l_0 - l_{сл}$ должен быть $l_{шт} = 6,07 - 1,225 \approx 4,85$ м, что необходимо знать при конструировании механизма передвижения расходуемого электрода.

Пример 1.2.

Рассчитать удельный теоретический расход энергии $W_{y.t.k}$ для переплава подшипниковой стали на ВДП с массой слитка $m_0 = 37$ т.

Исходные данные

Марка стали - ШХ15. Химический состав: 1,02 % С, 1,46 % Сг, 0,27 % Si, 0,27 % Mn, 0,009 % S, 0,016 % P. Средняя удельная теплоемкость, кДж/(кг · К) твердого металла $C_{т.ср} = 0,65$, жидкого $C_{ж.ср} = 0,82$. Удельная теплота фазового перехода $\Lambda_{ф} = 240$ кДж/кг. Удельное электрическое сопротивление $\rho = 0,1$ мкОм · м. Диаметр расходуемого электрода $D_{эд} = 1$ м. Максимальная сила тока $I_d = 37,5$ кА.

Порядок расчета

Температура начала плавления T_c рассчитывается по формуле

$$(T_c = T_{нi} - \sum(\Delta T[E])_i, \quad (1.28)$$

где [E]- содержание элемента в сплаве, %, ΔT - удельное снижение температуры плавления чистого железа (1812К). Для углерода (С) снижение $\Delta T=410$ К/ % при содержании 0,1% и 186,4К/% при 2%:

$$T_c = 1812 - \{ [410,0 \cdot 0,1 + 186,4(1,02 - 0,1)] + (4,0 \cdot 1,46) + (18,6 \cdot 0,27) + (20,0 \cdot 0,27) + (94,0 \cdot 0,009) + (184,0 \cdot 0,016) \} \approx 1572 \text{ К.}$$

Температура окончания плавления T_n считается по формуле

$$T_n = T_{нi} - \sum(\Delta T_n[E])_i, \quad (1.29)$$

$$T_n = 1812 - \{ [80,4 \cdot 0,5 + 72,5(1,02 - 0,5)] + (1,4 \cdot 1,46) + (13,6 \cdot 0,27) + (4,0 \cdot 0,27) + (34,0 \cdot 0,009) + (34,0 \cdot 0,016) \} \approx 1727 \text{ К.}$$

Приведенная степень черноты $\epsilon_{пр}$ для принятого соотношения $D_{эд}/D_{кр} = 0,83$ и $\epsilon_{эд} \approx \epsilon_{кр} \approx 0,4$ составит $\epsilon_{пр} = 1 / [1/0,4 + (1/0,4 - 1)0,83] = 0,27$.

Установившаяся температура электрода T_y в результате протекания тока $I_d = 37,5$ кА равна:

$$T_y = \sqrt[4]{T^4_c + I^2_{д} \rho_s / 0,25 \pi^2 D_s^2 \varepsilon_{пр} \sigma_o} , \quad (1.30)$$

$$\text{где } \varepsilon_{пр} = 1 / (1/\varepsilon_3 + (1/\varepsilon_{кр} - 1)(D_3/D_{кр})) \quad (1.31)$$

Отсюда:

$$T_y = \sqrt[4]{300^4 + 37500^2 \cdot 0,1 \cdot 10^{-4} / (0,25 \cdot 3,14^2 \cdot 1^3 \cdot 5,67 \cdot 10^{-3} \cdot 0,27)} \approx 330 \text{ К.}$$

Принимая $\Delta T_k \approx 200 \text{ К}$, получаем $W_{у.т.к.} = 0,65(1572 - 330) + 240 + 0,82 \times 200 \approx 1211 \text{ кДж/кг} \approx 336 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т.}$

2. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ПЕЧЕЙ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА

2.1. Расчет геометрических параметров

Принципиальное устройство установок электрошлакового переплава (ЭШП) представлено на схеме (рис.2.1)

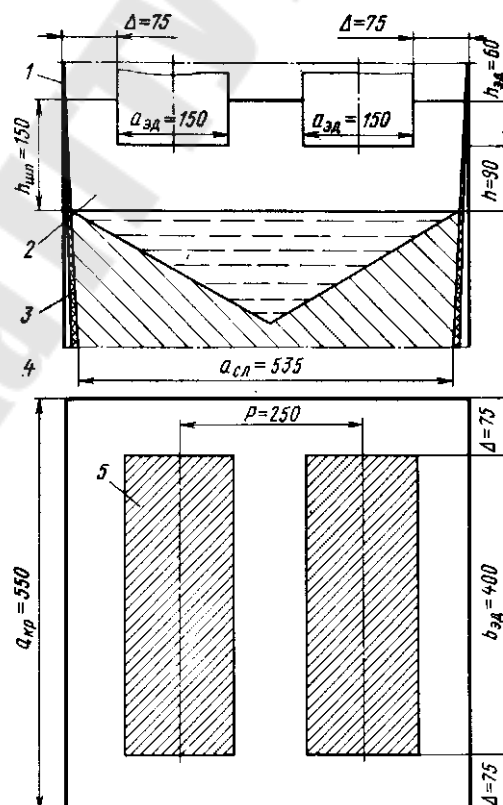


Рис.2.1. Эскиз рабочего пространства печи ЭШП

1 – кристаллизатор; 2 – шлаковая ванна; 3 – шлаковый гарнисаж; 4 – слиток; 5 – расходоуемые электроды.

Основным параметром печей электрошлакового переплава (ЭШП), предназначенных для переплава расходоуемых электродов с целью получения стальных слитков сплошного круглого или прямоугольного сечения, является масса слитка m , в виде ряда геометрической прогрессии со знаменателем 2, т: 1,25; 2,5; 5; 10; 20; 40; 80. Геометрические размеры слитка массой m определяют по соотношению:

$$k = l/l_o \quad (2.1)$$

где l - длина слитка; l_o - определяющий размер сечения слитка, в качестве которого принимают диаметр круга D или меньшую сторону прямоугольника a .

Значение k выбирают из технологических условий последующего предела: для слитков под сортовой прокат 4 - 5; для кузнечных слитков 2 - 2,5; для листовых слитков 3 - 10.

Определяющий размер поперечного сечения слитка l_o равен, м:

$$l_o = \sqrt[3]{m/(\nu\rho k)}, \quad (2.2)$$

где m в т; ρ - в т/м³; $\nu = s/l_o$ - коэффициент, зависящий от формы поперечного сечения площадью s и равный соответственно для круга и прямоугольника $0,25\pi \approx 0,785$ и b/a ; b – большая сторона сечения слитка.

Диаметр D цилиндрических сортовых стальных ($\rho \approx 7,8$ т/м³) слитков составляет, м:

$$D \approx (0,32 - 0,34)\sqrt[3]{m}. \quad (2.3)$$

Геометрические размеры кристаллизатора определяют с учетом линейной усадки α_l при кристаллизации и охлаждении и формирования шлакового гарнисажа толщиной Δ_r :

$$l_{o,кр} = k_l l_{o,сл} + 2\Delta_r, \quad (2.4)$$

где $k_l = 1 + \alpha_l \Delta T \approx 1,015 - 1,025$.

Полученный размер $l_{o,кр}$ округляют до ближайшего значения $l^1_{o,кр}$ в размерном ряду, принятом для изготовления серийных кристаллизаторов ЭШП. Определяющий размер $l^1_{o,кр}$ является важным геометрическим параметром ЭШП, который обычно указывают в технической

характеристике. По размеру $l_{o.кр}^1$ уточняют определяющий размер слитка l_o^1 и соотношение $k_{сл}$ и определяют длину выплавляемого слитка

$$l = l_o^1 / k^1, \quad (2.5)$$

что позволяет выбрать длину кристаллизатора $l_{кр}$. Для переплава требуемого слитка необходимы, в общем случае N расходующих электродов, длина оплавленной части которых равна;

$$l_{эд} = l / k_{э}^2. \quad (2.6)$$

где $k_{э.сл} = \sqrt{Ns_{эд1} / s}$ - линейный коэффициент заполнения слитка; $s_{эд1}$ - площадь поперечного сечения одного электрода.

Необходимая длина электродов $l_{эд}$ составляет:

$$l_{эд} = l_{э.р} + l_{ос} \quad (2.7)$$

где l — длина неоплавленной части, электрода-огарка, достигающая 1,5 м.

Длина расходующих электродов согласно формуле (2.7) наряду с длиной слитка согласно (2.5) определяет высоту ЭШП и, соответственно, стоимость металлоконструкции, поэтому необходимо иметь максимальное значение коэффициента $k_{э.сл}$ с учетом условий формирования слитка и теплопередачи в шлаковой ванне, влияющих на технико-экономические показатели ЭШП.

Если длина $l_{эд}$ согласно формуле (2.7) неприемлема, то применяют кристаллизаторы Т-образного профиля, с расширенной шлаковой ванной. Для таких катализаторов определяющий линейный размер шлаковой ванны:

$$\begin{aligned} l_{отл} &= l_o^1 k_{э} / k_{э.кр} \\ l_{о.шл} &= l_o^1 k_{э} / k_{э.кр}, \end{aligned} \quad (2.8)$$

где $k_{э}$ и $k_{э.кр}$ принимаемые значения линейных коэффициента заполнения' соответственно слитка согласно формуле (2.6) и кристаллизатора аналогично формуле $k_{э.кр} = D_{эд} / D_{кр} = 9D_{кр} / (1 + 10D_{кр})$, где $D_{кр}$ - диаметр кристаллизатора, м. При большем поперечном сечении шлаковой ванны таких кристаллизаторов и данном значении $k_{э.кр}$ можно иметь $k_{э} \approx 1$ и работать без механизма передвижения расходующих электродов.

Поперечные размеры расходующих электродов определяют в зависимости от их числа N и рекомендуемого расположения в шлаковой ванне. В качестве определяющего линейного размера сечения электрода $l_{о.эд}$ принимают диаметр круга $D_{эд}$ или меньшую сторону прямоугольника $a_{эд}$. Относительный зазор $\Delta / l_{о.эд}$ между электродами и стенкой кристаллизатора

составляет: для электродов круглого (квадратного) и прямоугольного сечений соответственно:

$$\Delta / D_{\text{эо}} = 0,15 - 0,25; \Delta / \alpha_{\text{эо}} = 0,45 - 0,7 \quad (2.9)$$

где меньшие значения - для более крупных ЭШП .

Относительное расстояние между осями электродов $\rho / l_{\text{о.эо}}$ в многоэлектродных ЭШП принимают

$$\rho / D_{\text{эо}} = 1,35 - 1,8; \rho / \alpha_{\text{эо}} = 1,7 - 2. \quad (2.10)$$

Для одноэлектродной ЭШП с кристаллизатором-изложницей принимают (большие значения — для более крупных ЭШП) :

$$k_{\text{э.кр}} = D_{\text{эо}} / D_{\text{кр}} = 0,5 - 0,75 \quad (2.11)$$

Кратность шлака $k_{\text{шл}}$ при ЭШП соответствует 2 - 5 % от массы слитка, т.е. масса шлака $m_{\text{шл}}$ составляет, т:

$$m_{\text{шл}} = k_{\text{шл}} = (0,02 - 0,05) m_{\text{о}}. \quad (2.12)$$

При этом объем шлаковой ванны (м^3) без электродов равен

$$V_{\text{шл}} = m_{\text{шл}} / d_{\text{шл.ж}}; \quad (2.13)$$

с погруженными электродами

$$V_{\text{шл.эд}} = V_{\text{шл}} + h_{\text{шл}} + s_{\text{эд}} = h_{\text{шл}} S_{\text{кр}} \quad (2.14)$$

где $d_{\text{шл}} \approx 2,2 - 2,8 \text{ т/м}^3$ - плотность жидкого шлака разного химического состава ; $s_{\text{эд}} = N s_{\text{эд1}}$ - площадь поперечного сечения N электродов, м^2 ; $h_{\text{эд}}$ - заглубление электрода в шлаковую ванну, м; $h_{\text{шл}}$ - глубина (высота) шлаковой ванны с погруженными электродами, м; $S_{\text{кр}}$ - площадь поперечного сечения кристаллизатора, м^2 .

С учетом электрофизических особенностей процесса ЭШП величина $h_{\text{шл}}$ должна соответствовать условию:

$$0,5 < (h_{\text{шл}} / l_{\text{о.эд}}) < 1. \quad (2.15)$$

Нижний предел неравенства определяется необходимым расстоянием h между торцом электрода и зеркалом жидкометаллической ванны во избежание возникновения дугового разряда

$$h / l_{\text{о.эд}} \geq 0,5 \quad (2.16)$$

Верхний предел неравенства определяется максимально допустимым заглублением $h_{\text{эд}}$ электрода в шлаковую ванну

$$h_{\text{эд}} / l_{\text{о.эд}} \approx 0,4 - 0,5 \quad (2.17)$$

и величиной тепловых потерь шлаковой ванны через боковую поверхность в систему охлаждения кристаллизатора.

Условие показывает, что для улучшения теплоэнергетики шлаковой ванны целесообразно применение нескольких электродов вместо одного, когда при относительно большом коэффициенте $k_{э.кр}$ можно иметь минимальную глубину шлаковой ванны.

Высота кристаллизатора-изложницы $l_{кр}$ равна:

$$l_{кр} = l_{сл} + h_{шл} + \Delta l, \quad (2.8)$$

где Δl - конструктивный размер для размещения коллекторов системы охлаждения и бортового отсоса отходящих газов.

Длина кокиля — формирующей части кристаллизатора Г-образного профиля

$$l_{ф} \approx (0,3 - 0,7) l_{о.сл}. \quad (2.19)$$

2.2. Определение полезной мощности

Полезная мощность $P_{пол}$ при ЭШП определяется изменением энтальпии расходуемого электрода $\Delta H_{эд}$ для формирования капель при температуре T_k , капле жидкого металла $\Delta H_{к.ш}$ при прохождении через зону теплогенерации в шлаковой ванне с температурой 2200 - 2400 К и жидкого металла в ванне ΔH_v в результате теплообмена через поверхность раздела шлак – металл:

$$\begin{aligned} P_{пол} &= P_{пол.эд} + P_{пол.кш} + P_{пол.в} = \\ &= Q_m(\Delta_{эд} + \Delta H_{кш} + \Delta H_v) = Q_m W_{y.т}, \end{aligned} \quad (2.20)$$

где Q_m - массовая скорость переплава, кг/с.

Удельный теоретический расход энергии $W_{y.т}$:

$$\begin{aligned} W_{y.т} &= C_{т.ср}(T_c - T_y) + \Lambda_{ф} + C'_{ж.ср}(T_k - T_l) + \\ &+ C''_{ж.ср}(T_{к.ш} - T_k) + C'''_{ж.ср}(T_v - T_{к.юш}) = \\ &= C_{т.ср}(T_c - T_y) + \Lambda_{ф} + C_{ж.ср}(T_v - T_d), \end{aligned} \quad (2.21)$$

где $(T_k - T_l)$ — перегрев жидкого металла на торце расходуемого электрода при формировании капли, составляющий 35 - 50 К; $(T_{к.ш} - T_k)$ - перегрев жидкого металла в капле, достигающей 30 - 50 К за время движения 0,1 - 0,3 с; $(T_v - T_{к.ш})$ - перегрев жидкого металла в ванне, достигающий 150 - 350 К'в зависимости от условий теплообмена жидкометаллической ванны со шлаковой ванной; $(T_v - T_l)$ — перегрев жидкого металла, поступающего в

ванну, над температурой плавления (ликвидуса), составляющий при ЭСП 250 - 450 К в зависимости от температуры шлаковой ванны $T_{шл}$.

Для оценки температуры T_v можно использовать уравнение:

$$T_{v.эфф} = T_l - \Delta T_{max}(1 - q_o/q_{шл}) \quad (2.22)$$

где $T_{v.эфф}$ - эффективная температура металла в ванне, К; ΔT_{max} - максимально возможный перегрев металла при ЭСП, составляющий для стали ~ 500 К; $q_{шл} = P_{шл}/(h D_{кр})$ - плотность мощности $P_{шл}$, генерируемой в шлаковой ванне при межэлектродном промежутке h в кристаллизаторе диаметром $D_{кр}$, кВт/м²; $q_o \approx 0,4$ кВт/м² - плотность теплогенерации, при которой перегрев металла практически отсутствует.

Значения некоторых величин, входящих в уравнение (2.21), для сталей можно оценить по следующим формулам: T_c - по (1.28); T_l - по(1.29); $C_{т.ср} = (0,6 - 0,7)$ МДж/тК; $C_{ж.ср} \approx (0,65 - 0,85)$ МДж/тК; $\Lambda_{ф} \approx 240 - 28$ МДж/т.

Температура T_y характеризует установившееся тепловое состояние расходуемого электрода в условиях внутренней теплогенерации нагрев электрода до температуры выше точки Кюри, когда $\mu_{гэд} = 1$, происходит на расстоянии от зеркала шлаковой ванны не более диаметра (ширины) электрода. Процесс нагрева электрода в результате протекания тока характеризуется кинетическим уравнением:

$$(T_{эд})_t = T_{нач} + 0,25q_v D_{эд} [1 - \exp(-C_t \tau)] / \alpha_{эд}, \quad (2.23)$$

где $C_t = 4 \alpha_{эд} / (D_{эд} d_t \cdot C_{т.ср})$ - постоянная времени нагрева, с⁻¹;
 $q_v = J_{эд}^2 \rho$ — объемная теплогенерация по закону Ленца - Джоуля, Вт/м³;
 $J_{эд} = I_{шл} / (0,25 \pi D_{эд}^2)$ - плотность тока в электроде, А/м².

Продолжительность τ_n нагрева электрода до установившегося теплового состояния, когда $(T_{эд})_{\tau_n} = T_y$ составляет (3 - 4) ч в зависимости от постоянной C_t . Для оценки можно принять $T_y = (600 - 700)$ К. Аксиальное температурное поле расходуемого электрода печи ЭСП, нагревающегося в результате теплогенерации по закону Ленца — Джоуля и теплопередачи от шлаковой ванны, имеет экспоненциальное изменение по длине (координата z .)

$$T_z \approx 750 \exp(-3,6 z / l_{эд}), \quad (2.24)$$

при этом среднее значение температуры электрода длиной $l_{эд.ф}$ составляет:

$$T_{z.ср} \approx 208 (l_{эд} / l_{эд.ф}) [1 - \exp(-3,6 l_{эд} / l_{эд.ф})]. \quad (2.25)$$

Вблизи зеркала ванны тепловое излучение на электрод резко усиливается, температура поверхности T_z повышается до (1400 - 1500) К с соответствующим изменением энтальпии расходуемого электрода, что следует учитывать при определении полезной мощности ЭСП $P_{пол}$ согласно формуле (2.20).

Известно, что массовая скорость ЭШП Q_m зависит от условий кристаллизации слитка, теплофизических свойств переплавляемого металла и определяющего размера кристаллизатора $l_{o,кр}$.

$$Q_m = k l_{o,кр} / k_{ф}, \quad (2.26)$$

где $l_{o,кр}$ - определяющий размер сечения слитка, в качестве которого принимают диаметр D цилиндрического слитка или большую сторону b прямоугольного сечения плоского слитка, м; $k_{ф} = 0,5 l_{o,кр} / h_m$ - коэффициент фронта кристаллизации, определяющий условия кристаллизации слитка и являющийся технологическим параметром переплава; h_m - глубина конической части жидкометаллической ванны слитка, м; k - параметр, зависящий от теплофизических свойств переплавляемого металла и почти не зависящий от свойств шлака. Значения параметра k : кг/с·м(т/ч·м).

Параметр k : железо - 0,72 (2,6), сталь ШХ15 - 0,33 (1,2), сталь 12х13 - 0,27 (1), сплав Х20Н80 - 0,21 (0,75).

Для одноэлектродных печей ЭШП при небольшом диаметре $D_{эд}$ расходоуемого электрода массовая скорость переплава ограничена некоторым максимальным значением $Q_{m, макс}$, когда вместо капельного переноса имеет место струйное течение жидкого металла в виде непрерывной металлической струи из одной точки оплаваемого торца расходоуемого электрода:

$$Q_{m, макс} = 0,125 \pi D_k^2 \sqrt{2g D_k \rho_{м.ж} (\rho_{м.ж} - \rho_{шл.ж})}, \quad (2.27)$$

где $g \approx 9,81 \text{ м/с}^2$ - ускорение свободного падения; $\rho_{мж}$ и $\rho_{шл.ж}$ - плотность жидкого металла и жидкого шлака соответственно, кг/м³, D_k - минимальный начальный диаметр струи жидкого металла, равный максимальному диаметру отрывающейся капли в условиях динамического равновесия капиллярных и гравитационных сил, м

$$\begin{aligned} D_k &= \alpha_m F(\theta_k) \sqrt{6/\pi} \approx 1,24 \alpha_m F(\theta_k) = \\ &= 1,75 F(\theta_k) \sqrt{\sigma_{м.шл} / g (\rho_{м.ж} - \rho_{шл.ж})}, \end{aligned} \quad (2.28)$$

где $\alpha_m = \sqrt{2\sigma_{м.шл} / g (\rho_{м.ж} - \rho_{шл.ж})}$ - капиллярная постоянная металла; $\sigma_{м-шл}$ - межфазное натяжение на границе капли металла со шлаком, Дж/м² (например, для стали типа Х18Н9Т и шлака $\sigma_{м-шл} \approx 1,3 \text{ Дж/м}^2 = 1,3 \text{ Н/м}$); $F(\theta_k)$ - функция, зависящая от краевого угла смачивания θ_k при вершине капли. При значении $0 \leq \theta_k \leq 130^\circ$ функция $F(\theta_k) \approx 0,0123 \theta_k$.

Например, для случая ЭШП армко-железа при $\rho_{м.ж} \approx 7000 \text{ кг/м}^3$; $\rho_{шл.ж} \approx 2750 \text{ кг/м}^3$; $\theta_k \approx 52,5^\circ$; $\sigma_{м-шл} \approx 1,14 \text{ Н/м}$ имеем: $F(\theta_k) \approx 0,0123 \cdot 52,5 \approx 0,65$;

$$\alpha_m = \sqrt{2 \cdot 1,14 / [9,81 \cdot (7000 - 2750)]} = 0,007395 \approx 0,0074_m;$$

Размер капель: $D_k \approx 1,24 \cdot 0,0074 \cdot 0,65 \approx 0,006_m = 6_{мм}$.

Это согласуется с реальными размерами капель, обнаруживаемыми в шлаковой ванне.

2.3. Определение активного электрического сопротивления шлаковой ванны

Электрическое поле шлаковой ванны ЭСП имеет сложную конфигурацию, зависящую от размеров и расположения расходуемых электродов, удельного электрического сопротивления $\rho_{шл}$ шлаковой ванны различного химического состава, наличия шлакового гарнисажа и др. Активное электрическое сопротивление шлаковой ванны $R_{шл}$ как нелинейного токоприемника определяют с учетом принятых симплексов геометрических параметров (см.рис.2.1)

$$R_{шл} = k_1 k_2 k_3 k_4 \rho_{шл} / D_{кр}, \quad (2.29)$$

$$\text{где } k_1 = f_1(h/h_{шл}); \quad k_2 = f_2(k_{3,кр}); \quad k_3 = f_3(\rho/l_{o,эд}); \quad k_4 = f_4(a_{эд}/b_{эд}); \quad (2.30)$$

$\rho_{шл}$ – сопротивление, Ом · м.

Таблица 2.1.

Значение коэффициентов k_1 и k_2

$h/h_{шл}$	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8
k_1	1,01	1,04	1,13	1,20	1,33	1,49	1,70	1,95
k_2	0,45	0,5	0,55	0,6	0,65	0,7	0,75	0,8
k_3	0,47	0,43	0,40	0,36	0,33	0,31	0,28	0,26

Коэффициент k_4 учитывает изменение электрического сопротивления шлаковой ванны в случае применения расходуемых электродов прямоугольного сечения ($b_{эд}/a_{эд} > 1$): $k_4 \approx 1,3(b_{эд}/a_{эд})^{-0,955}$. На промышленных печах ЭСП активное электрическое сопротивление шлаковой ванны $R_{шл}$, являющееся также и технологическим параметром и контролируемое соответствующим вычислительным устройством по ходу процесса, составляет (1 – 4) мОм, причем меньшие значения соответствуют более крупным печам ЭСП.

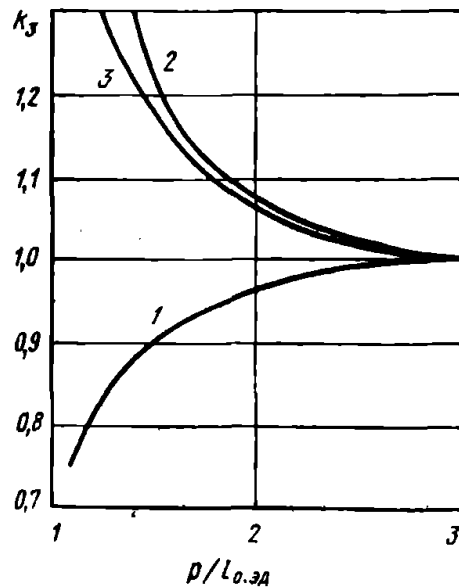


Рис. 2.2. Кривые для определения поправочного коэффициента k_3 при расчете активного сопротивления шлаковой ванны печи ЭШП :
 1 - бифилярная схема; 2 - параллельное соединение двух электродов; 3 - параллельное соединение трех электродов

Пример 2.1.

Рассчитать геометрические размеры рабочего пространства печи для ЭШП сортового слитка квадратного сечения массой 5 т.

Исходные данные

Плотность твердого металла $\rho_T = 7,8 \text{ т/м}^3$. Коэффициент $k_d = 1,02$. Соотношение $k_{сл} = 4$. Число электродов $N=2$. Кратность шлака $k_{шл} = 0,02$. Плотность жидкого шлака ($\rho_{шл.ж} = 2,6 \text{ т/м}^3$). Толщина шлакового гарнисажа $\Delta_T = 0,002 \text{ м}$.

Порядок расчета

Сторона квадратного сечения слитка $a_{сл}$ равна
 $l_{о.сл} = \alpha_{сл} = \sqrt[3]{5/(1 \cdot 7,8 \cdot 4)} = 0,543 \text{ м}$.

Сторона квадратного сечения кокиля кристаллизатора $\alpha_{кр}$ равна;
 $l_{о.кр} = \alpha_{кр} = 1,02 \cdot 0,543 + 2 \cdot 0,002 = 0,558 \text{ м}$. Принимаем кристаллизатор с сечением $0,55 \times 0,55$. В таком кристаллизаторе слиток будет иметь размеры: $a'_{сл} = (0,55 - 2 \cdot 0,002) / 1,02 = 0,535 \text{ м}$; $l_{сл} = 5/(7,8 \cdot 0,535^2) \approx 2,24 \text{ м}$; $k_{сл} = 2,24/0,535 \approx 4,19$, что соответствует условию (2.2) для сортовых слитков.

Принимаем по формуле (2.10) $\rho/l_{о.эд} = 1,7$; $\Delta / l_{о.эд} = 0,5$. Малую сторону $a_{эд}$ прямоугольного сечения электрода, являющуюся линейным определяющим размером $l_{о.эд}$, определяем:

$$\theta_{эд} / \alpha_{кр} = 1 / (1 + 1,7 + 2 \cdot 0,5) \approx 0,27; \alpha_{эд} = 0,27 \cdot 0,55 \approx 0,15 \text{ м}.$$

Аналогично находим большую сторону сечения электрода
 $b_{эд} / \alpha_{кр} = 1 - 2 \cdot 0,5 \cdot 0,27 = 0,73$; $b_{эд} = 0,73 \cdot 0,55 \approx 0,4 \text{ м}$.

Расстояние между осями электродов равно $p = 1,7 \cdot 0,15 = 0,4 - 0,15 = 0,25$ м.

Зазор между электродом и кристаллизатором составляет $\Delta = 0,5 \cdot 0,15 = 0,075$ м.

Линейные коэффициенты заполнения слитка

$$k_{з.сл} = \sqrt{2(0,15 \cdot 0,4) / 0,535^2} = 0,6475; \text{ кристаллизатор } k_{з.кр} \sqrt{2(0,15 \cdot 0,4) / 0,55^2} \approx 0,63,$$

что соответствует условию (2.11).

Длина оплаваемой части электродов $l_{э.р}$ равна: $l_{э.р} = 2,24 / 0,6475^2 \approx 5,34$ м. Для проверки расчета длину $l_{э.р}$ определим через заданную массу слитка $m_0 = 5$ т: $l_{э.р} = 5 / (7,8 \cdot 2 \cdot 0,15 \cdot 0,4) \approx 5,34$ м.

Необходимая длина расходуемых электродов $l_{эд}$ с огарком 1,5 м составит: $l_{эд} = 5,34 + 1,5 = 6,84$ м. Масса жидкого шлака должна быть равна $m_{шл} = 0,02 \cdot 5 = 0,1$ т.

Принимая заглубление электродов в шлаковую ванну равным $h_{эд} = 0,4 \cdot 0,15 = 0,06$ м, определим глубину (высоту) шлаковой ванны: $h_{шл} = (0,1 / 2,6 + 2 \cdot 0,06 \cdot 0,15 \cdot 0,4) / 0,55^2 \approx 0,15$ м, т.е. $h_{шл} / \alpha_{эд} = 0,15 / 0,15 = 1$.

При этом межэлектродное расстояние h равно $h = 0,15 - 0,06 = 0,09$ и $h / \alpha_{эд} = 0,09 \cdot 0,15 = 0,6 > 0,5$.

При $N = 1$ $\alpha_{эд} = 0,385$ (при $k_{з.кр} = 0,7$), высота шлаковой ванны составляет 0,37 м, что теплотехнически хуже, чем рассчитанный вариант $N=2$.

Результаты расчета представлены в виде эскиза рабочего пространства печи ЭШП (рис. 2.1.).

Пример 2.2.

Рассчитать активное электрическое сопротивление шлаковой ванны для условий расчета 2.1. Принимаем $\rho_{шл} = 4$ мОм·м. Находим эквивалентный диаметр кристаллизатора сечением 550 x 550.

$$(D_{кр})_{экв} = \sqrt{4/\pi} = 0,55 \sqrt{4/3,14} \approx 0,55 \cdot 1,13 = 0,62 \text{ м.}$$

Определяем поправочные коэффициенты для соотношения $h/h_{шл} = 0,009/0,15 = 0,6$ (см. рис. 2.1)

$k_1 = 1,49$; $k_{з.кр} = 0,63$; $k_2 = 0,34$; для соотношения $\rho/l_{о.эд} = 1,7$: $k_3 = 0,92$ (см. рис. 2.2, кривая 1); для соотношения $b_{эд}/a_{эд} = 0,4/0,15 = 2,7 > 1$;

$k_4 = 1,3 \times 2,7^{-0,955} \approx 0,5$. По формуле (2.29) искомое активное электрическое сопротивление равно $R_{шл} = 1,49 \cdot 0,34 \cdot 0,92 \cdot 0,5 \cdot 4/0,62 \approx 1,5$ мОм.

Основной особенностью вторичного токопровода печи ЭШП является значительное (до 60 - 80 %) и переменное по ходу переплава активное $R_{эд}$ и индуктивное $X_{эд}$ сопротивление расходуемых электродов с различными магнитными свойствами.

Активное электрическое сопротивление $R_{эд}$, мОм, рассчитывают с учетом контактного сопротивления R_k в электрододержателе согласно выражению:

$$R_{эд} = k_n k_б \rho_m l_{эд} / s_{эд} + C / (\rho \cdot 10^{-5})^m, \quad (2.31)$$

где k_n – поправочный коэффициент, учитывающий влияние поверхностного эффекта; $k_б$ – поправочный коэффициент, учитывающий эффект близости при расчете $R_{эд}$ в многоэлектронных печах и оцениваемый в пределах 1,1 - 1,25; ρ_T - удельное электрическое сопротивление материала электрода при температуре $T_{эд}$, Ом · м; $T_{эд}$ - средняя температура электрода, нагреваемого в результате теплогенерации по закону Ленца - Джоуля при протекании тока $I_{шл}$ и под влиянием теплопередачи от шлаковой ванны; $l_{шл}$ - переменная длина расходуемого электрода с площадью поперечного сечения $s_{эд}$, переплавляемого при массовой скорости Q_m с линейной скоростью $v_{спл.эд} = Q_T / (d_T s_{эд})$.

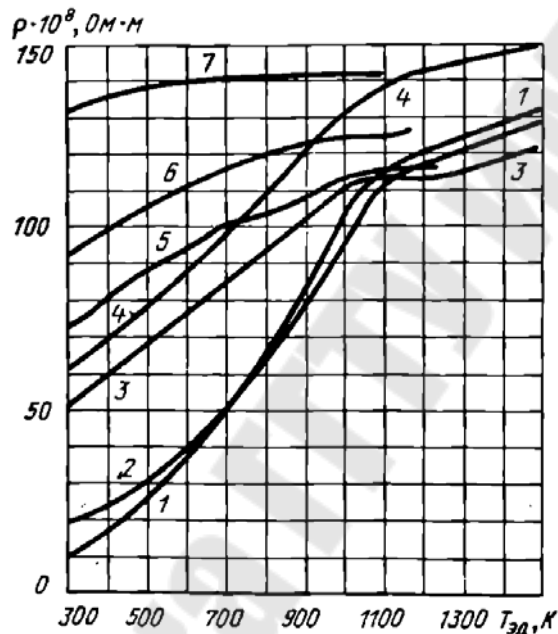


Рис. 2.3. Изменение удельного электрического сопротивления сталей и сплавов от температуры нагрева: 1 - подшипниковые; 2 - углеродистые; 3 - хромистые; 4 - коррозионностойкие; 5 - жаростойкие; 6 - жаропрочные (на никелевой основе); 7 - электротехнические

В формуле (2.31) показатель степени m принимают согласно выражению $(R_k - C / (10^{-5} \rho)^m)$. Для точечного контакта $m=0,5$, для линейного $m=0,7$, для контакта плоскость-плоскость $m=1,0$. Коэффициент C принимают для возможных пар контактирующих поверхностей: медь — сталь 0,7; сталь — сталь 3,5. При определении коэффициентов k_n и $k_б$ в качестве знаменателя аргумента на оси абсцисс' принимают эквивалентную глубину проникновения электромагнитного поля в материал электрода $\delta_{эд}$, которая при частоте $f = 50$ Гц равна

$$\delta_{\text{э.эд}} \approx 500 \sqrt{\rho_{\text{э.эд}} / [(\mu_r)_{\text{э.эд}} f]} \approx 70,7 \sqrt{\rho_{\text{э.эд}} / (\mu_r)_{\text{э.эд}}}, \quad (2.32)$$

где ρ_r — в Ом · м (см. рис.2.3); $(\mu_r)_{\text{эд}}$ - относительная магнитная проницаемость металла электрода, зависящая от напряженности магнитного поля, создаваемого током $I_{\text{шл}}$, и определяемая по кривой намагничивания соответствующей марки стали или оцениваемая для низко- и среднеуглеродистых сталей по уравнению

$$(\mu_r)_{\text{э.эд.ср}} = 5,1 \cdot 10^5 H_{\text{эд}}^{-0,9} \approx 5,1 \cdot 10^5 (I_{\text{шл}} / P_{\text{эд}})^{-0,9}, \quad (2.33)$$

где $H_{\text{эд}}$ — напряженность магнитного поля у поверхности электрода, А/м; $P_{\text{эд}}$ - периметр поперечного сечения расходуемого электрода, м.

Поскольку протяженность зоны нагрева электрода выше точки Кюри (когда $\mu_r \approx 1$) не превышает одного диаметра (ширины) электрода, ее влияние при определении эквивалентной глубины проникновения δ можно не учитывать. Для упрощения расчета сопротивления $R_{\text{эд}}$ по формуле (2.29) экспоненциальное распределение температуры электрода по длине целесообразно заменить средним значением температуры $T_{\text{эд}} = T_{\text{ср}}$.

Индуктивное сопротивление $X_{\text{эд}}$, мОм, рассчитывают с учетом электрической схемы соединения одно- или многоэлектродной печи ЭШП, собственной индуктивности длинных прямолинейных расходуемых электродов круглого или прямоугольного сечения и взаимной индуктивности параллельных $N - 1$ расходуемых электродов согласно выражению:

$$M_n = 2 \cdot 10^{-7} l(l(n2l/g) - 1), \quad (2.34)$$

так как длина электродов l больше расстояния между их осями.

$$X_{\text{эд}} = 2\pi f \left(L_i + \sum (n \cos \Psi M)_i \right), \quad (2.35)$$

где f – частота, Гц; L_i – собственная индуктивность, Гн; M – взаимная индуктивность электродов (разных фаз), Гн; n – соотношение модулей токов, проводников(электродов); Ψ – угол сдвига фаз.

При расчете индуктивного сопротивления $X_{\text{эд}}$ электродов из ферромагнитных сталей собственную индуктивность проводника L увеличивают на величину внутренней индуктивности L_i , Гн:

1) без учета поверхности эффекта

$$L_i = 0,5(\mu_r)_{\text{э.эд.ср}} l_{\text{эд}}; \quad (2.36)$$

2) с учетом поверхностного эффекта при частоте тока $f = 50$ Гц в электроде круглого сечения диаметром $D_{\text{эд}}$

$$D_i = 12,05 \cdot 10^{-6} \sqrt{(\mu_r)_{\text{эд.ср}} \rho_{\text{эд}} \cdot l_{\text{эд}} / D_{\text{эд}}}; \quad (2.37)$$

в электроде квадратного сечения со стороной $\alpha_{\text{эд}}$

$$L_i = 9,46 \cdot 10^{-6} \sqrt{(\mu_r)_{\text{эд.ср}} \rho_{\text{эд}} \cdot l_{\text{эд}} \cdot \alpha_{\text{эд}}}; \quad (2.38)$$

в электроде прямоугольного сечения со сторонами $\alpha_{\text{эд}} = \Delta$ и $b_{\text{эд}} = b$

$$L_i = 18,92 \cdot 10^{-6} \sqrt{(\mu_r)_{\text{эд.ср}} \rho_{\text{эд}} \cdot l_{\text{эд}} / (\Delta + b)}. \quad (2.39)$$

В печах ЭШП с числом расходуемых электродов, равным или кратным 2, бифилярное включение электродов позволяет значительно (на 50-60%) уменьшить индуктивное электрическое сопротивление электропечной установки и улучшить технико-экономические показатели ЭШП.

Пример 2.3.

Рассчитать электрическое сопротивление расходуемого электрода двухэлектродной печи ЭШП (для условий расчета 2.1).

Исходные данные

Переплавляемый металл - сталь марки ШХ15. Рабочий ток $I_{\text{шп}} = 10$ кА. Удельное электрическое сопротивление $\rho_{\text{эд}}$, Ом · м (см. рис. 10.7): при $T_{\text{эд}} = 700$ К $0,5 \cdot 10^{-6}$, при $T_{\text{эд}} = 1400$ К $1,25 \cdot 10^{-6}$. Частота тока $f = 50$ Гц.

Порядок расчета

А. Определение активного сопротивления $R_{\text{эд}}$. Относительная магнитная проницаемость материала электрода равна: $[(\mu_r)_{\text{эд}}]_{\text{ср}} \approx 5,1 \cdot 10^5 [10000/(2 \cdot 0,15 + 2 \cdot 0,4)]^{-9} \approx 14$. Эквивалентная глубина проникновения переменного электромагнитного поля в материал электрода при $T_{\text{эд}} = 700$ К составляет:

$$\delta_{\text{э.эд}} \approx 70,7 \times \sqrt{0,5 \cdot 10^{-6} / 14} \approx 0,0134 \text{ м.}$$

В результате экстраполяции данных для симплекса

$$\sqrt{\Delta b / \delta_{\text{э}}} = \sqrt{0,15 \cdot 0,4 / 0,0134} \approx 18$$

и соотношения $b/\Delta = 0,4 / 0,15 = 2,7$ определяем поправочный коэффициент $k_{\text{п}} \approx 6$. Аналогично для симплекса $\sqrt{\Delta b / \delta_{\text{э}}} \approx 18$ и соотношения $t/b = p/b = 0,25/0,4 = 0,625$ принимаем поправочный коэффициент $k_{\text{б}} \approx 0,95$.

Активное сопротивление расходуемого электрода длиной $l_{\text{эд}} = 6,84$ м равно $R_{\text{эд}} = 6 \cdot 0,95 \cdot 0,5 \cdot 10^{-6} \cdot 6,84 / (0,15 \cdot 0,4) \approx 0,325$ мОм.

Аналогично активное электрическое сопротивление огарка расходуемого электрода длиной 1,5 м в конце плавки при $T_{\text{эд}} = 1400$ К равно $R_{\text{ог}} = 6 \cdot 0,95 \times 1,25 \cdot 10^{-6} \cdot 1,5 / (0,15 \cdot 0,4) \approx 0,18$ мОм, что составляет 53 % от начального значения $R_{\text{эд}}$.

Б. Определение индуктивного сопротивления $X_{\text{эд}}$. Внутренняя индуктивность ферромагнитного расходуемого электрода равна по формуле (2.39)

$$L_i \approx 18,92 \cdot 10^{-6} \sqrt{14 \cdot 0,5 \cdot 10^{-6} \cdot 6,84 / (0,15 + 0,4)} \approx 6,2 \cdot 10^{-7} \text{ Гн.}$$

Собственная индуктивность электрода по формуле составляет:

$$L = 2l(\ln(2l/g) - 1) \cdot 10^{-7}, \quad (2.40)$$

$$L = 2 \cdot 6,84 \{ \ln [2 \cdot 6,84 / (0,15 + 0,4)] + 0,5 \} \cdot 10^{-7} \approx 50,8 \cdot 10^{-7} \text{ Гн.}$$

Для симплекса $t/b = p/b = 0,25/0,4 = 0,625$ находим симплекс $g/b = 0,73$, из которого определяем среднее геометрическое расстояние между площадями поперечных сечений расходуемых электродов $g = 0,73 \times 0,4 = 0,29$. Взаимная индуктивность расходуемых электродов равна:

$$M_n = 2l(\ln(2l/g) - 1) \cdot 10^{-7}, \quad (2.41)$$

$$M_n = 2 \cdot 6,84 [\ln(2 \cdot 6,84 / 0,29) - 1] \cdot 10^{-7} \approx 39,0 \cdot 10^{-7} \text{ Гн.}$$

Индуктивное сопротивление $X_{эд}$ равно с учетом фазового угла $\psi = \pi$, $\cos \psi = -1$ и $n = 1$:

$X_{эд} = 2\pi \cdot 50(50,8 + 6,2 - 39,0) \cdot 10^{-7} = 0,565 \text{ мОм}$, что составляет 32 % от аналогичной одноэлектродной печи ЭСП.

3. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ПЛАЗМЕННО – ДУГОВЫХ ПЕЧЕЙ С ОГНЕУПОРНОЙ ФУТЕРОВКОЙ

3.1. Общие сведения

Плазменно-дуговые печи с огнеупорной футеровкой (ПДП) являются разновидностью ДСП. Однако технологические особенности, связанные с особыми электроразрядными, электромагнитными и теплообменными условиями существования длинных плазменных дуг в рабочем пространстве, определяют особенности расчета его геометрических размеров. Для ПДП заданной вместимости m необходимый объем металлической ванны V_m определяют по массе жидкого металла плотностью $\rho_{ж} \approx 6,9 - 7,2 \cdot \text{т/м}^3$. По аналогии с ДСП, в ПДП применяют также сфероконическую ванну с углом $\theta = 45^\circ$ между образующей конической поверхности и горизонталью (рис.3.1). Линейные размеры металлической ванны определяют по формулам (3.1)-(3.7)

$$h_m = k_\phi \sqrt[3]{m} \quad (3.1)$$

$$D_m = k_m h_m = k_m k_\phi \sqrt[3]{m} \quad (3.2)$$

$$k_\phi = \sqrt[3]{24 / (\pi \cdot \rho_{ж} (3(2 - k_u) k_m^2 - 12(1 - k_m) k_m + 4,2(2 - 3k_u + 2k_u^3)))} \quad (3.3)$$

$$h_u = k_u k_{cp} \sqrt[3]{m}; \quad (3.4)$$

$$h^k = h_m - h_{ш}; \quad (3.5)$$

$$D_{ш} = D_m - 2h_k = (k_m - 2(1 - k_{ш})) \cdot k_{cp} \sqrt[3]{m}; \quad (3.6)$$

$$r_{cp} = 0,5(0,25 D_{ш}^2 + h^2) / h_{ш}; \quad (3.7)$$

Соотношение $k_m = D_m / h_m$ принимают согласно формуле

$$V_m = \pi h_m^3 (3(2 - k_{ш})k_m - 12(1 - k_{ш})k_m + 4(2 - 3k_{ш} + 2k_{ш}^3)) / 24; \quad (3.8)$$

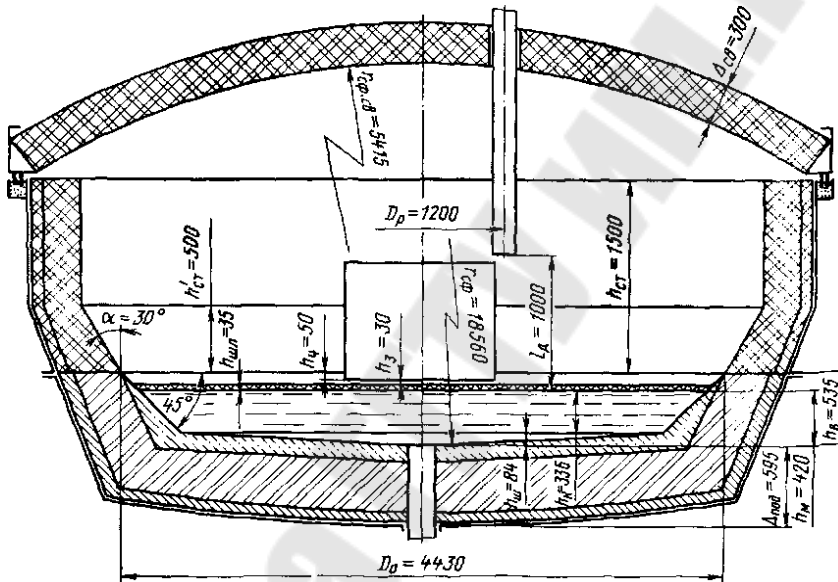


Рис. 3.1 Эскиз рабочего пространства ПДП (по примеру 3.1)

Для ПДП принимают большие значения k_m по сравнению с ДСП: $k_m \approx 6 - 10$.

Зная технологически необходимое количество шлака $m_{шл}$ (объем шлаковой ванны $V_{шл} = 10\%$ от объема металлической ванны V_m), оценивают глубину шлаковой ванны как толщину слоя шлака по формуле:

$$h_{шл} = V_{шл} / (0,25 \pi D_m^2) = 1,27 V_{шл} / D_m^2; \quad (3.9)$$

Принимая расстояние h_3 ($h_3 = (0,02 - 0,04)m$) и $h_4 = (0,03 - 0,11)m$, определяют следующие величины:

1. Суммарную глубину ванны (до уровня откосов подины) согласно выражению: $h_b = h_n + h_4 = h_m + h_{шлл} + h_3 + h_4$, где h_n - глубина ванны до уровня порога рабочего окна.

2. Диаметр рабочего пространства ПДП на уровне откосов подины: $D_o = D_m + 2(h_{шлл} + h_3 + h_4)$.

Как и в ДСП, диаметр D_o является паспортной характеристикой ПДП заданной вместимости m_o и выполняет роль определяющего линейного размера рабочего пространства ПДП.

3.2. Определение размеров свободного пространства

Выбор высоты свободного пространства ПДП $h_{ст}$ основан не только на учете обстоятельств эксплуатации, характерных и для ДСП (создании благоприятных условий теплообмена и размещении твердой металлошихты с насыпной плотностью до 2 т/м^3 , т.е. большего в 3,5 - 5 раз объема по сравнению с жидким металлом), но и обстоятельств, характерных для эксплуатации только ПДП и связанных с размещением в свободном пространстве плазменной дуги длиной l_d , достигающей (1 — 1,5) м, и одного или нескольких металлургических дуговых плазматронов.

В частности, необходимо, чтобы высота стены $h_{ст}$, определяющая расположение пят купольного (сферического) свода, сквозь огнеупорную футеровку которого проходят плазматроны, удовлетворяла условию.

$$(h_{ст})_{кр} < h_{ст} < (h_{ст})_{равн}, \quad (3.10)$$

где $(h_{ст})_{кр}$ – наименьшая допустимая (критическая) высота расположения свода, при которой происходит равнозначное, хотя и резко неравномерное, облучение лучистыми потоками от плазменных дуг футеровки свода и стены; $(h_{ст})_{равн}$ – высота расположения свода, при которой имеет место практически равномерная облученность всей внутренней поверхности огнеупорной футеровки свода.

Профиль футеровки стены ПДП так же, как и ДСП, определяет тепловую работу печи, т.е. стойкость футеровки, удельный расход электрической энергии, расходы по переделу и т.п. ПДП имеют коническо-цилиндрические стены, нижний конический ярус которых имеет угол наклона образующей поверхности к вертикали $\alpha' \approx 25^\circ - 30^\circ$, а высота $h'_{cm} \approx 0,5l_o$, что соответствует зоне максимальной облученности футеровки ПДП (так называемый горячий пояс). С учетом этого диаметр поверхности футеровки верхнего цилиндрического яруса стены равен, м:

$$D'_{cm} = D_o + 2h'_{cm} \text{tg} \alpha'. \quad (3.11)$$

Объем рабочего пространства ПДП состоит из объема ванны V_b и свободного пространства $V_{св}$, м^3 :

$$V_{\text{раб}} = V_{\text{в}} + V_{\text{св}} = V_{\text{м}} + \pi(h_{\text{шл}} + h_3 + h_4) \cdot (D_{\text{м}}^2 + D_{\text{м}}D_{\text{о}} + D_{\text{о}}^2)/12 + \pi p'_{\text{см}} [D_{\text{о}}^2 + D_{\text{о}}D'_{\text{см}} + (D'_{\text{см}})^2]/12 + 0,25\pi(h_{\text{см}} - h'_{\text{см}})(D'_{\text{см}})^2. \quad (3.12)$$

Объем загружаемой металлошихты с насыпной плотностью равен

$$V_{\text{ш}} = m_{\text{о}}/d_{\text{ш}}. \quad (3.13)$$

В формуле (3.13) в отличие от аналогичной формулы для ДСП, учтена особенность плазменной плавки, когда расходный коэффициент металлошихты $k_{\text{р}} \approx 1$. Для единовременной загрузки всей массы металлошихты в ПДП необходимо: $V_{\text{ш}} < V_{\text{раб}}$.

Высоту расположения центральной точки кирпичного сферического (купольного) свода относительно уровня откосов ванны определяют по соотношению $h_{\text{св}} = h_{\text{ст}} + h_{\text{пс}}$ с учетом выражения $V_{\text{раб}} = V_{\text{в}} + V_{\text{св}}$.

Внешние размеры корпуса ПДП определяют аналогично ДСП с учетом рекомендаций по конструкции и толщине элементов футеровки. В частности, внутренний диаметр кожуха на уровне откосов ванны, являющийся паспортной характеристикой ПДП заданной вместимости, определяют по соотношению $\Delta_{\text{ст}} = \Delta_{\alpha} + \Delta_{\text{р}}$.

Особое внимание при проектировании ПДП уделяют вопросу размещения плазматронов. В случае их вертикального расположения в своде аналогично графитированным электродам в ДСП рекомендуют с учетом возможного электромагнитного взаимодействия соответственно для двух и трех плазматронов: $P > (0,75 - 0,8)l_{\text{д}}$ и $P > l_{\text{д}}$, где P — расстояние между осями плазматронов.

При расположении трех плазматронов вертикально, по вершинам равностороннего треугольника с диаметром распада $D_{\text{р}} = 2r\sqrt{3}$ условие может быть представлено как $D_{\text{р}} > (1,155l_{\text{д}})$.

Пример 3.1

Рассчитать геометрические размеры рабочего пространства ПДП вместимостью 30 т.

Исходные данные

Технологические условия: кратность шлака $k_{\text{шл}} = 0,05$; насыпная плотность шихты $d_{\text{ш}} = 2 \text{ т/м}^3$; плотность жидкого металла $d_{\text{ж}} = 6,9 \text{ т/м}^3$; плотность жидкого шлака $d_{\text{шл}} = 3 \text{ т/м}^3$; соотношение $k_{\text{м}} = 10$.

Электротехнические данные: число плазматронов $N = 3$; расположение - вертикальное; длина плазменной дуги $l_{\text{д}} = 1000 \text{ мм}$.

Порядок расчета

Определяем по формуле (3.3) коэффициент $k_{\text{ф}}$, характеризующий форму металлической ванны с соотношением $k_{\text{ш}} = 0,2$

$$k_{\phi} = \sqrt[3]{24 / \{3,14 \cdot 6,9 [3(2 - 0,2) \cdot 10^2 - 12(1 - 0,2) + 4(2 - 3 \cdot 0,2 + 2 \cdot 0,2^3)]\}} = 0,135.$$

Глубину ванны h_m определяем по формуле: $h_m = 0,135 \sqrt[3]{30} \approx 0,42 \text{ м} = 420 \text{ мм}$. Диаметр зеркала металлической ванны D_m определяем по соотношению: $D_m = 10h_m = 10 \cdot 420 = 4200 \text{ мм}$. Глубину (высоту) шарового сегмента ванны $h_{ш}$ определяем по соотношению: $h_{ш} = 0,2h_m = 0,2 \cdot 420 = 84 \text{ мм}$. Глубину конической части ванны h_k определяем по соотношению: $h_k = h_m - h_{ш} = 420 - 84 = 336 \text{ мм}$. Диаметр основания шарового сегмента ванны $D_{ш}$ определяем по формуле (3.6): $D_{ш} = 4200 - 2 \cdot 336 = 3528 \text{ мм}$. Радиус сферической поверхности шарового сегмента подины $r_{сф}$ определяем по выражению (3.7):

$$r_{сф} = 0,5 (0,25 \cdot 3528^2 + 84^2) / 84 = 18560 \text{ мм}.$$

Объем шлаковой ванны $V_{шл}$ определяем по соотношению: $V_{шл} = 0,05 \cdot 30/3 = 0,5 \text{ м}^3$. Объем жидкого металла V_m согласно выражению (3.8) равен $V_m = 30/6,9 \approx 4,35 \text{ м}^3$.

В данном расчете объем жидкого шлака $V_{шл}$ занимает по сравнению с объемом металлической ванны $V_m \approx 11,5 \%$.

Высоту слоя шлака $h_{шл}$ оцениваем по формуле: $h_{шл} = 1,27V_{шл}/D_m^2 = 1,27 \cdot 0,5 / 4,2^2 \approx 0,035 \text{ м} = 35 \text{ мм}$.

По опытным данным расстояние от зеркала шлаковой ванны до уровня рабочего окна h^3 принимаем равным $h_3 = 30 \text{ мм}$, а расстояние от уровня порога рабочего окна до уровня откосов ванны h_4 равным $h_4 = 50 \text{ мм}$.

Глубина ванны составляет до уровня порога рабочего окна по сумме высот $h_{п} = 420 + 35 + 30 = 485 \text{ мм}$ и до уровня откосов подины $h_b = 485 + 50 = 535 \text{ мм}$. Диаметр рабочего пространства на уровне откосов подины определяем по формуле

$$D_o = D_m + 2(h_{шл} + h_3 + h_{п}) = 4200 + 2(35 + 30 + 50) = 4430 \text{ мм}.$$

Ограничения условия $(h_{ст})_{кр} < h_{ст} < (h_{ст})_{равн}$ составляют $(h_{ст})_{кр} \approx 1430 \text{ мм}$, $(h_{ст})_{равн} \cdot 0,55 \approx 1820 \text{ мм}$. Принимаем $h_{ст} = 1500 \text{ мм}$, при этом соотношение $h_{ст}/D_o = 1500/4430 \approx 0,36$.

Высоту нижнего конического яруса футеровки стены $h_{ст}$ определяем по соотношению $h_{ст}^1 = 0,5 l_d$: $h_{ст}^1 \approx 0,5 \cdot 1000 = 500 \text{ мм}$.

Угол наклона образующей α' принимаем $\alpha' = 30^\circ$. Диаметр поверхности верхнего цилиндрического яруса футеровки стены $D'_{ст}$ определяем по формуле ($D'_{ст} = D_o + 2h_{ст}^1 \text{tg} \alpha'$):

$$D'_{ст} = 4430 + 2 \cdot 500 \cdot \text{tg} 30^\circ \approx 5000 \text{ мм}.$$

Объем загружаемой металлошихты $V_{ш}$: $V_{ш} = 30/2 = 15 \text{ м}^3$.

Объем рабочего пространства проектируемой ПДП $V_{раб}$ определяем по формуле ($V_{раб} = V_b + V_{св}$):

$$V_{раб} = 4,35 + 3,14(0,035 + 0,03 + 0,05) (4,2^2 + 4,2 \cdot 4,43 + 4,43^2) / 12 + 3,14 \cdot 0,5(4,43^2 + 4,43 \cdot 5,0 + 5,0^2) / 12 + 0,25 \cdot 3,14 \times (1,6 - 0,5) 5,0^2 \approx 35,5 \text{ м}^3,$$

что удовлетворяет условию $V_{ш} < V_{раб}$ для одновременной завалки металлошихты в ПДП.

Диаметр распада плазматронов D_p находим из условия $D_p > (1.155 \times 1000)$, откуда $D_p = 1200$ мм, что соответствует соотношению $D_p/D_o = 1200/4430 \approx 0,27$.

Толщину элементов футеровки рабочего пространства ПДП принимаем аналогично рекомендациям для ДСП, мм:

1) под (“подина”): теплоизоляционный слой 85, огнеупорный слой 360, рабочий (набивной) слой 150, общая толщина $\Delta_n = 595$;

2) стена: арматурный слой $\Delta_a = 65$, рабочий слой: $\Delta_p = 380$ (нижняя часть) и $\Delta_p' = 300$ (верхняя часть);

3) свод $\Delta_{св} = 300$ (может быть многослойным или водоохлаждаемым).

При известной толщине футеровки стены определяем внутренний диаметр кожуха: на уровне откосов ванны D_k : $D_k = 4430 + 2(65 + 380) = 5320$ мм; на уровне пят свода D'_k : $D'_k = 5000 + 2(65 + 300) = 5730$ мм.

Стрелу подъема сферического (купольного) кирпичного свода $h_{пс}$ определяем по соотношению: $h_{пс} \approx (1/7) \cdot 5730 \approx 820$ мм. Радиус сферы свода $r_{сф.св}$ определяем по уравнению (3,7): $r_{сф.св} = 0,5(0,25 \cdot 5730^2 + 820^2) / 820 \approx 5415$ мм.

4. РАСЧЕТ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ РУДОВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ

Рудовосстановительные являются наиболее широким и сложным классом электропечей, различающихся по назначению, особенностям технологического процесса и конструктивного исполнения, виду источника питания и т. д.

К рудовосстановительным относятся печи для выплавки чугуна, стали и ферросплавов, для возгонки желтого фосфора и т. д.

В зависимости от типа восстановителя процессы восстановления имеют названия углетермический, силикотермический, алюмотермический и т.д.

Основными элементами печи являются кожух печи, футеровка ванны, самоспекающийся электрод, механизмы перемещения и перепуска электрода, трансформатор и насосно-аккумуляторная станция.

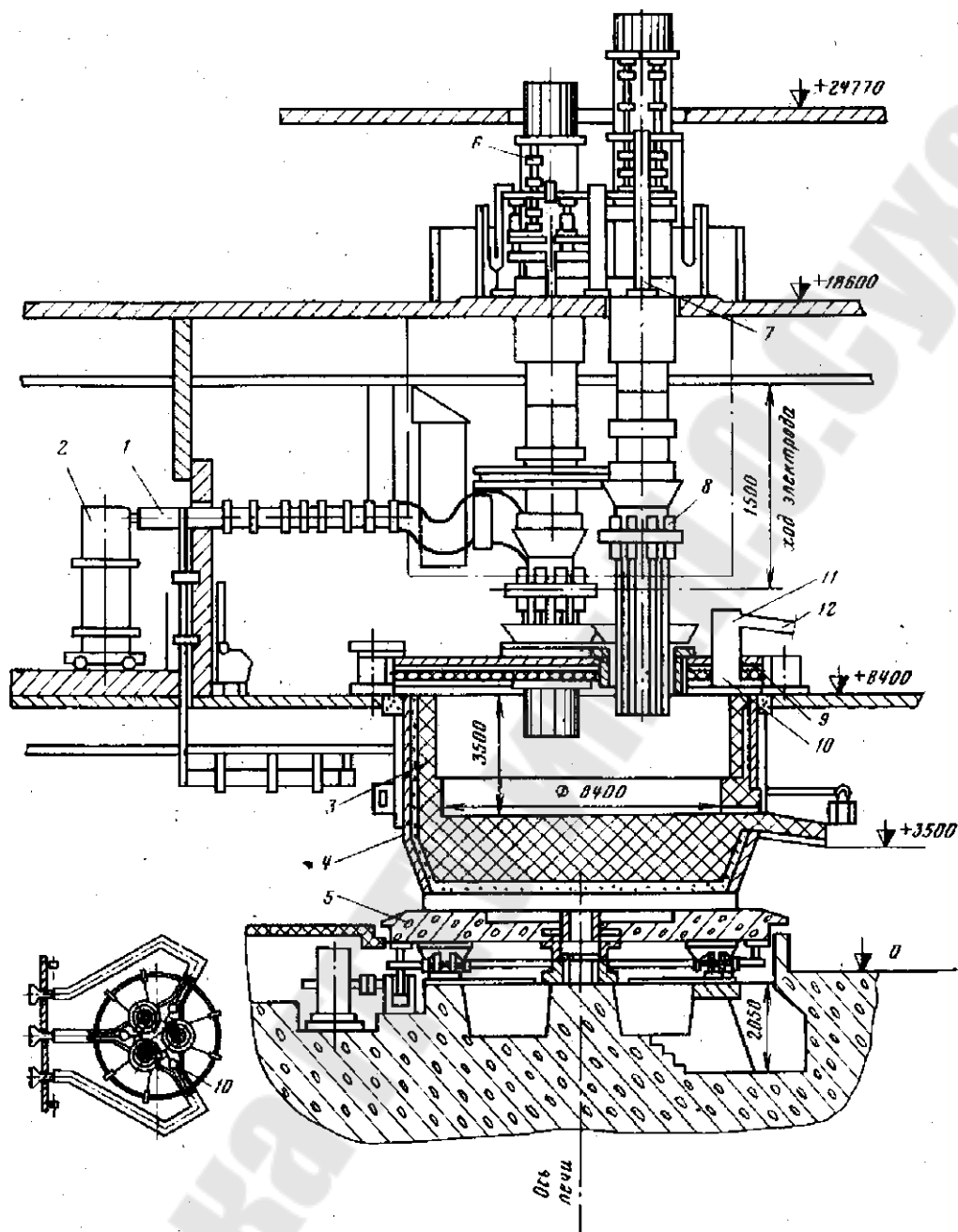


Рис. 4.1. Ферросплавная электропечь типа РКЗ-33М2.

1 – короткая сеть; 2 – трансформатор; 3 – футеровка; 4 – кожух; 5 – механизм вращения; 6 – устройство для перепуска электродов; 7 – гидropодъемник; 8 – электрододержатель; 9 – свод; 10 – отверстия газоходов; 11 – стакан газозаборника; 12 – орошаемый наклонный газоход.

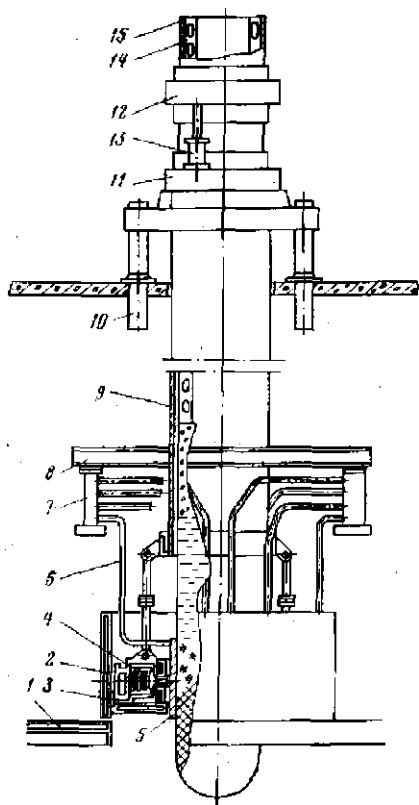


Рис. 4.2. Самоспекающийся электрод и электрододержатель
 1 – свод; 2 – водоохлаждаемый цилиндр уплотнения; 3 – асбестовый сальник; 4 – сильфонное прижимное устройство; 5 – контактная щетка; 6 – токоведущие трубы; 7 – подвижный башмак; 8 – траверса; 9 – мантиль; 10 – гидроподъемник; 11 – неподвижное кольцо перепускного устройства; 12 – подвижное кольцо перепускного устройства; 13 – гидроцилиндр; 14 – кожух электрода; 15 – ребро кожуха.

Активное сопротивление ванны РВП ($R_{в}$, Ом) определяется соотношением полезной мощности печи ($P_{пол.ф}$) и силой тока в электроде (I):

$$R_{в} = P_{пол.ф} / I^2 \quad (4.1)$$

В зависимости от видов технологических процессов и конечного продукта РВП приняты рациональные плотности тока I_3 (таб.4.1.)

Таблица 4.1.

Рациональные плотности тока в электродах рудовосстановительных печей

Конечный продукт процесса	Мощность печи, МВ·А	Рациональная плотность тока в электродах, А/см ²
Ферросилиций 24-45 и 75%	21,0	5,75 - 6,21
Силикохром	14,0	7,0
Углеродистый феррохром	14,0	6,70

Передельный феррохром	16,5	5,70
Углеродистый ферромарганец	16,5	4,73
Малофосфористый марганцевый шлак	16,5	4,11
Силикомарганец	63,0	5,60
Желтый фосфор	72,0	3,70 – 4,20
Медно-никелевый штейн	50,0	2,50
Кабрид кальция	60,0	6,50

В свою очередь активное сопротивление ванны определяется усредненным удельным электрическим сопротивлением шихты $\rho_{\text{ср}}$, положением электрода в ванне печи и геометрией ванны по формуле

$$R_{\text{н}} = \rho_{\text{ср}} K / d_{\text{э}} \quad (4.2)$$

где K — коэффициент, характеризующий заглубление электрода в печную ванну; $d_{\text{э}}$ — диаметр электрода.

Одним из важнейших параметров, характеризующих процесс, является положение электрода в ванне. Процесс в рудовосстановительных печах характеризуется критерием электрического подобия:

$$\text{ЭП} = U_{\text{пол.ф}} d_{\text{э}} / (I \rho_{\text{ср}}). \quad (4.3)$$

При постоянных $d_{\text{э}}$ и $\rho_{\text{ср}}$ можно считать, что для нормальной работы печи необходимо поддержание постоянного отношения $U_{\text{пол.ф}}/I$, т. е. постоянного значения $R_{\text{в}}$.

Полезная мощность проектируемой печи $P_{\text{пол.печи}}$, кВт, равна:

$$P_{\text{пол.печи}} = GW / 365 \cdot 24 K_{\text{в}} K_{\text{м}}, \quad (4.4)$$

где G — заданная производительность, т/год; W — удельный расход электроэнергии для данного сплава, кВт · ч/т; $365 \cdot 24$ - число календарных часов в году, ч; $K_{\text{в}}$ — коэффициент использования календарного времени (обычно $K_{\text{в}} = 0,80 - 0,95$); $K_{\text{м}}$ — коэффициент использования максимальной мощности, учитывающий снижение мощности в процессе работы печи из-за технологических причин, колебаний питающего напряжения и электрического режима печи, наличия периодов перед остановкой печи и при ее разгоне после простоя. Значения $K_{\text{м}}$ колеблются от 0,65 до 0,85.

Полезная мощность печи (на - один электрод) $P_{\text{пол}}$, кВт, равна:

$$P_{\text{пол}} = \frac{P_{\text{пол.печи}}}{n} \eta_{\text{эл}}, \quad (4.5)$$

где n —число электродов ($n = 3$ для печей мощностью до $63 \text{ МВ}\cdot\text{А}$, $n = 6$ при мощности $63—100 \text{ МВ}\cdot\text{А}$).

Электрический к. п. д. $\eta_{\text{эл}}$ принимается по данным действующих печей, а затем принятое значение проверяется методом последовательных приближений (после расчета $\eta_{\text{эл}}$ по току и параметрам короткой сети). Он колеблется для разных печей от $0,88$ до $0,98$.

Тогда рабочее полезное фазовое напряжение и ток:

$$U_{\text{пол}} = C P_{\text{пол}}^n, \quad (4.6)$$

$$I_3 = P_{\text{пол}} / U_{\text{пол}}, \quad (4.6^1)$$

где C и n – постоянные для данного типа процесса коэффициенты (табл. 4.2)

Таблица 4.2

Значения коэффициента G для рудовосстановительных печей (показатель $n = 0,25$ для шлаковых и $0,33$ для бесшлаковых процессов)

Производимый продукт	G
Силикомарганец	5,7 – 6,5
Ферросилиций 45%	3,2 – 3,6
Ферросилиций 75%	3,4 – 3,7
Ферромарганец углеродистый	5,3 – 5,5
Силикохром передельный	6,8 – 7,5
Феррохром передельный	7,6 – 8,5
Силикокальций	5,7 – 6,0
Фосфор	16,5 – 17,5
Электрокорунд	9,8 – 10,2
Медно-никелевый штейн	11,2 – 11,5
Карбид кальция	2,6 – 3,0

Линейное рабочее напряжение, в точке соединения пакета короткой сети с выводами печного трансформатора должно быть равно:

$$U_n = \sqrt{3} I_3 \sqrt{x^2 + r^2}; \quad (4.7)$$

значение x и r берутся из расчета параметров вторичного контура.

Далее

$$\cos \varphi = \sqrt{1 - \left(\frac{I_3}{U_\phi} x \right)^2} \quad (4.8)$$

и

$$\eta_{\text{эл}} = P_{\text{пол}} / P_a. \quad (4.9)$$

Зачение $\eta_{эл}$ сверяют с заданным.

Номинальная мощность печи S , кВт·А, равна:

$$S = P_a / \cos\varphi \quad (4.10)$$

Диаметр самоспекающегося электрода выбирают, исходя из рациональных (освоенных в промышленности) для технологического процесса плотностей тока в электроде $j_{рац}$:

$$d_э = \sqrt{\frac{4I_{max}}{\pi j_{рац}}}, \quad (4.11)$$

где $d_э$ - диаметр электрода, мм; I_{max} — максимальный ток (номинальный ток печного трансформатора), А.

Все остальные геометрические параметры печи определяют в соответствии с методом геометрического подобия по соответствующему параметру типовой печи [7]

$$B = B^1 d_э, \quad (4.12)$$

где B^1 - безразмерный геометрический параметр (табл.4.3); B - рассчитываемый геометрический параметр.

Таблица 4.3.

Значение критерия B^1 для РВП

Параметр	Процесс	B^1 для круглой печи
Расстояние между электродами	Бесшлаковый	2,15 – 2,85
	Шлаковый	2,24 – 3,02
Диаметр ванны	Бесшлаковый	5,10 – 5,20
	Шлаковый	5,60 – 5,80
Высота ванны	Бесшлаковый	1,80 – 2,00
	Шлаковый	2,00 – 2,50
Высота угольной обстановки	Бесшлаковый	0,65 – 0,70
	Шлаковый	0,95 – 1,10
Заглубление электродов в шихту	Бесшлаковый	1,10 – 1,20
	Шлаковый	0,85 – 1,25

Рудовосстановительные электропечи в целом подчиняются закономерностям обычного проводника: их активное сопротивление изменяется обратно пропорционально изменению их геометрических размеров. Несмотря на наличие дуги, электрическая цепь печи подчиняется закону Ома и может быть рассчитана при наличии точных данных о строении ванны и свойствах расположенных в ней материалов при данных температурах. Проводимость ванны является суммой проводимостей ее отдельных участков, соединенных параллельно:

$$1/R_B = 1/R_d + 1/R_T + 1/R_m + 1/R_{ст}, \quad (4.13)$$

где R_d - сопротивление дуги; для черных сплавов принимаем $R_d = 8$ мОм; R_T - сопротивление стенок газовой полости, шунтирующее дугу по схеме звезды; R_m —сопротивление шихты между электродами, шунтирующее дугу по схеме треугольника; $R_{ст}$ - сопротивление шихты между электродом и токопроводящей футеровкой стен ванны, шунтирующее дугу по схеме звезды.

$$R_T = 2500W\rho_{ст}/I^2\rho_{ш} \quad (4.13^1)$$

На основании изложенного можно следующим образом сформулировать методику расчета основных параметров рудовосстановительных печей.

1. В качестве исходных данных необходимо знать производительность печи G , т/год, вид продукции и характеристики шихтовых материалов и электродной массы.

2. По известным из литературы [6,7] данным определяют полезный удельный расход электроэнергии W ориентировочно учитывая тепловой и электрический к. п. д. в зависимости от объема производства, который в известной мере определяет единичную мощность агрегата.

3. Рассчитывают полезную электрическую мощность печи по формуле (4.4).

4. Определяют тип печи с минимальными удельными приведенными затратами, т. е. уточняют количество электродов n и определяют полезную мощность на один электрод $P_{пол}$, кВт:

$$P_{пол} = P_{пол.печи}/n. \quad (4.14)$$

5. Пользуясь формулами (4.6¹), (4.13), (4.13¹), а также формулой

$$U_{пол} = I_3 R_B, \quad (4.15)$$

определяют ток электрода. Для вычисления R_B принимаем, что сумма сопротивлений R_m и $R_{ст}$ для бесшлаковых и малошлаковых процессов составляет (3 - 5) R_T , а для многошлаковых (0,5 - 1) R_T . Эти данные можно уточнить по реальным сопротивлениям шлаков и шихт при температурах соответствующих зон в ванне печи.

6. Пользуясь формулой ($I_3 = \frac{1,5\pi\alpha(d_3 - \alpha)}{\sqrt{d_3}} + 7,15d_3\delta$, где I_3 – ток электрода,

A ; d_3 – диаметр электрода, мм; α – глубина проникновения в проводник (расплав) электротока частотой $f = 50$ Гц, мм; $\alpha = 7,15 \cdot 10^4 \cdot \sqrt{\rho} = 600$ мм) при $\rho = (35-80) \cdot 10^6$ Ом·м; δ – толщина кожура электрода, мм.) определяют d_3 .

7. Определяют геометрические параметры ванны: диаметр распада электродов D_p , диаметр D_3 и глубину H_B ванны, заглубление электрода h_3 , а для многоэлектродных печей - оптимальную схему соединения электродов с

учетом требований технологического процесса по зависимостям геометрических параметров ванны от диаметра электрода, обеспечивающих максимальные сопротивления $R_{ш}$ и $R_{ст}$ в ваннах рудовосстановительных печей с электропроводными подиной и стенками для трехэлектродных печей: $D_p = (2,6 - 3,5) d_э$; $H_B = (2 - 3) d_э$; $h_э = (1,2 - 1,7) d_э$; $D_B = (4,6 - 5,5) d_э$.

Для многоэлектродных печей соответствующие параметры можно получить пересчетом в зависимости от схемы соединения электродных групп.

8. Производят расчет активных $R_{кc}$, $R_к$, R_a и R_T и реактивных $x_э$, $x_{кc}$, $x_{Tр}$ сопротивлений участков токопровода и реактивное сопротивление ванны x_B , приняв условные параметры трансформатора и короткой сети для печей близких размеров.

9. Рассчитывают коэффициент мощности и электрический к. п. д. по формулам:

$$\eta_{эл} = \frac{R_э}{R_э + R_{кc} + R_к + R_э + R_{mp}} ; \quad (4.16)$$

$$\cos \varphi = \frac{R_э + R_{кc} + R_{mp} + R_к + R_э}{\sqrt{(R_э + R_{кc} + R_{mp} + R_к + R_э)^2 + (x_э + x_{кc} + x_{mp})^2}}. \quad (4.17)$$

10. Пользуясь значениями электрического к. п. д. и коэффициента мощности, производят расчет полезного напряжения на трансформаторе U_2 в вольтах. При этом, если вторичные обмотки трансформаторов соединены по схеме треугольника, пользуются формулой

$$U_2 = \sqrt{3} U_{пол} / (\cos \varphi \eta_{эл}), \quad (4.18)$$

а если вторичные обмотки соединены в звезду — формулой

$$U_2 = U_{пол} / (\cos \varphi \eta_{эл}). \quad (4.19)$$

Если вторичные обмотки трансформаторов независимы друг от друга (соединены по однофазной схеме), то

$$U_2 = 2U_{пол} / (\cos \varphi \eta_{эл}). \quad (4.20)$$

11. Произведение полученного значения напряжения на вторичных выводах трансформатора на ток электрода позволяет определить полную мощность трансформатора, кВт·А,

$$S = U_2 I_э C, \quad (4.21)$$

где C — количество многоэлектродных групп в зависимости от схемы соединений и количества электродов.

Полученные параметры могут быть уточнены после завершения проектирования печи и трансформатора.

После завершения проектирования необходимо провести расчет тепловых потерь через футеровку печи, а также тепловых потерь с водой, охлаждающей свод, если свод охлаждаемый. По этим расчетам уточняют удельный расход электроэнергии, а затем — годовую производительность печи и цеха.

Пример 4.1.

Рассчитать печь для производства $G = 70\ 000$ т углеродистого ферромарганца в год из марганцевых руд и концентратов Никопольского месторождения.

1. По литературным данным определяем, что плавку можно вести бесфлюсовым способом с расходом электроэнергии $W = 3090$ кВт·ч/т.

2. Полезная мощность печи

$$P_{\text{пол.печи}} = GW / (365 \cdot 24 \cdot 0,95 - 0,85) = 30\ 578 \text{ кВт.}$$

3. Для данного интервала мощностей можно выбрать трехэлектродную печь. Найдем мощность на один электрод:

$$P_{\text{пол}} = 30\ 578 / 3 = 10\ 193 \text{ кВт.}$$

4. Для таких мощностей ориентировочный интервал полезных напряжений равен 75—85 В; тогда приближенное значение тока электрода равно 130 кА.

5. Определяем $R_{\text{в}}$, Ом, по формуле (4.13¹) с учетом сопротивлений ρ_1 и ρ_2 .

При температуре 1500°C $\rho_1 = 0,28 \cdot 10^{-3}$ Ом·см, а $\rho_2 = 0,13 \cdot 10^{-3}$ Ом·см.

Тогда $R_T = 2500 \cdot 3090 \cdot 0,28 / (130000^2 \cdot 0,13) = 0,93 \cdot 10^{-3}$ Ом.

Учитывая свойства шихтовых материалов и строение ванны при выплавке ферромарганца, принимаем, что сопротивление тока растекания в верхних горизонтах печи $R_p = 2R_T$, где $1/R_p = 1/R_{\text{ш}} + 1/R_{\text{ст}}$.

Тогда $1/R_a = 1/R_{\text{л}} + 1/R_T + 1/R_p = 1/8 \cdot 10^{-3} + 1/0,98 \cdot 10^{-3} + 1/1,96 \cdot 10^{-3} = 0,125 \cdot 10^3 + 1,02 \cdot 10^3 + 0,51 \cdot 10^3 = 1,65 \cdot 10^3$, 1/Ом

Следовательно, $R_{\text{в}} = 0,606 \cdot 10^{-3}$ Ом

6. Уточняем ток в электроде:

$$I = \sqrt{\frac{P_{\text{пол}}}{R_{\text{в}}}} = \sqrt{\frac{10193000}{0,606 \cdot 10^{-3}}} = 126600 \text{ А.}$$

Поскольку это значение близко к ранее принятому, пересчета R_T не производим. Полезное напряжение

$$U_{\text{пол}} = I_{\text{э}} R_{\text{в}} = 129\ 600 \cdot 0,606 \cdot 10^{-3} = 78,5 \text{ В.}$$

7. Зная $U_{\text{пол}}$, можно определить ток и мощность, выделяющуюся в различных участках ванны: $I_{\text{д}} = 78,5 / (8 \cdot 10^{-3}) = 9812 \text{ A}$;

$$I_{\text{т}} = 78,5 / (0,98 \cdot 10^{-3}) = 80102 \text{ A}; I_{\text{р}} = 78,5 / (1,96 \cdot 10^{-3}) = 40051 \text{ A};$$

$$P_{\text{д}} = U_{\text{пол}}^2 / R_{\text{д}} = 770 \text{ кВт}; P_{\text{т}} = 6288 \text{ кВт}; P_{\text{р}} = 3144 \text{ кВт}.$$

Таким образом, в дуге будет выделяться 7,55% мощности, в стенках тигля 61,69%, в верхней части ванны - 30,76%, т. е. распределение мощности по зонам - удовлетворительное, хотя и не оптимальное.

8. По формуле (4.15¹) определяем диаметр электрода $d_{\text{э}} = 1900 \text{ мм}$; при этом плотность тока в электроде составит 4,58 А/см², что соответствует табл. 4.1 с учетом увеличения диаметра электрода.

9. Определяем параметры ванны: $D_{\text{р}} = 3,1 d_{\text{э}} = 5890 \text{ мм}$; $D_{\text{в}} = 5,1 d_{\text{э}} = 9690 \text{ мм}$; $h_{\text{э}} = 1,6 d_{\text{э}} = 3040 \text{ мм}$; $H_{\text{в}} = 2,8 d_{\text{э}} = 5320 \text{ мм}$.

Диаметр кожуха $D_{\text{н}} = D_{\text{в}} + 1800 = 11500 \text{ мм}$; его высота $H_{\text{к}} = H_{\text{в}} + 1100 = 6400 \text{ мм}$.

10. Определяем примерные значения электротехнических параметров ванны и вторичного контура печной установки, $\times 10^{-3} \text{ Ом}$:

$$R_{\text{кс}} = 0,06; R_{\text{к}} = 0,06; R_{\text{э}} = 0,04; R_{\text{тр}} = 0,032;$$

$$x_{\text{кс}} = 0,30; x_{\text{э}} = 0,002; x_{\text{в}} = 1,1;$$

$$x_{\text{тр}} = 0,2.$$

11. Определяем электрический к. п. д. и коэффициент мощности:

$$\eta_{\text{эл}} = R_{\text{в}} / (R_{\text{я}} + R_{\text{кс}} + R_{\text{к}} + R_{\text{э}} + R_{\text{тр}}) = 0,606 / (0,606 + 0,06 + 0,06 + 0,04 + 0,032) = 0,759, \text{ или } 75,9\%;$$

$$\cos \varphi = \frac{R_{\text{э}} + R_{\text{кс}} + R_{\text{к}} + R_{\text{э}} + R_{\text{тр}}}{\sqrt{(R_{\text{э}} + R_{\text{кс}} + R_{\text{к}} + R_{\text{э}} + R_{\text{тр}})^2 + (x_{\text{а}} + x_{\text{кс}} + x_{\text{н}} + x_{\text{тр}})^2}} = \frac{0,798}{\sqrt{5,2679}} = 0,445.$$

12. Определяем напряжение на выводах трансформатора, принимая, что схема соединений — треугольник па электродах:

$$U_2 = \sqrt{3} \cdot 78,6 / (0,759 \cdot 0,445) = 402 \text{ В}.$$

13. Полная мощность трансформатора

$$S = 1,73 U_2 I_3 = 1,73 \cdot 402 \cdot 129600 = 90150 \text{ кВ} \cdot \text{А}.$$

5. ЭЛЕКТРОННО-ЛУЧЕВЫЕ УСТАНОВКИ

При расчетах, связанных с проектированием ЭЛУ для заданного технологического процесса (в нашем случае — для плавки металла),

необходимо по рассчитанному значению полезных затрат энергии на расплавление и поддержание металла в расплавленном состоянии в кристаллизаторе или гарниссаже определить мощность электронной пушки:

$$N_{\text{п}} = N_0 (1 - k\chi) . \quad (5.1)$$

где $N_{\text{п}}$ и N_0 – мощность тепловыделения в поверхностном слое нагреваемого тела и начальная, Вт; k – отношение отраженной энергии к подающей (подведенной) на поверхность; χ – коэффициент отражения электронов, $\chi = 0,23 - 0,45$.

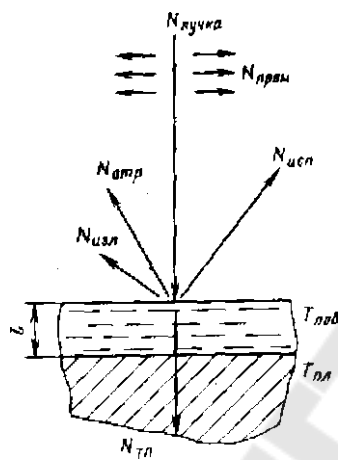


Рис. 5.1. Схема теплового баланса элемента поверхности ванны жидкого металла в кристаллизаторе.

$N_{\text{пучка}}$ – подводимая к поверхности мощность пучка; $N_{\text{пром}}$ – потери мощности в промежуточной среде; $N_{\text{отр}}$ – потери мощности с отраженными электронами; $N_{\text{изл}}$ – потери излучением с поверхности жидкой ванны; $N_{\text{исп}}$ – потери на испарение металла; $N_{\text{тп}}$ – потери теплопроводностью через ванну жидкого металла.

Для этого уравнение (5.1.) необходимо дополнить уравнением полезных затрат энергии в плавильной ЭЛУ. Мощность электронного пучка, падающего на поверхность изделия включает в себя следующие составляющие:

1. Расход энергии на нагрев, расплавление и перегрев металла в кристаллизаторе $N_{\text{плав}}$, Вт,

$$N_{\text{плав}} = G \{ [c_{\text{ж}} (\xi - 0,5) - 0,5c_0] \chi t_{\text{пл}} + q_{\text{пл}} \} \quad (5.2)$$

где G — массовая скорость плавки, кг/с; $c_{ж}$; c_0 — теплоемкость расплавленного металла и металла при начальной температуре, Дж/(кг · К); $t_{пл}$ — температура плавления металла, °С; $q_{пл}$ — теплота плавления металла, Дж/кг; $\xi = t_{пов} / t_{пл}$ — коэффициент перегрева металла.

Коэффициент перегрева металла ξ выбирается исходя из требований технологии и обычно не превышает 1,1 во избежание интенсивного испарения металла с поверхности в условиях глубокого вакуума.

2. Расход энергии на испарение металла с поверхности ванны, Вт;

$$N_{исп} = q_{исп} v_{исп} S_{пов} K_d \quad (5.3)$$

где $q_{исп}$ — удельная теплота испарения металла, Дж/кг; $v_{исп}$ — удельная массовая скорость испарения металла при температуре $t_{пов}$, °С, кг/(м²·с); $S_{пов}$ — площадь поверхности ванны жидкого металла печи, м²; K_d — коэффициент диафрагмирования ванны стенками кристаллизатора, равный 0,98—1.

Для электронных печей с давлением в плавильной камере менее 10-1 Па в первом приближении скорость испарения металла

$$v_{исп} = 4,3 \cdot 10^{-4} \alpha p_o \sqrt{\frac{M}{T}} \quad (5.4)$$

здесь $v_{исп}$ — в кг/(м²·с); α — коэффициент испарения металла; M — молярная масса металла, кг/моль; T — температура металла, К; p_o — равновесное давление пара металла (упругость пара) при температуре T .

Лэнгмюр установил, что для металлов в вакууме коэффициент испарения можно принять равным единице. Поэтому, подставляя, имеем для мощности, теряемой на испарение, Вт:

$$N_{исп} = 4,3 \cdot 10^{-4} K_d p_o q_{исп} S_{пов} M^{1/2} T_{нов}^{-1/2} \quad (5.5)$$

3. Мощность, расходуемая на излучение жидкого металла с 1 м² поверхности ванны печи,

$$N_{изл} = 5,7 \varepsilon_{пр} \left(\frac{T_{нов}}{100} \right)^4 K_o S_{нов}; \quad (5.6)$$

здесь $\varepsilon_{пр}$ — приведенное значение относительного коэффициента лучеиспускания жидкого металла; $T_{пов}$ — температура металла на поверхности ванны, К. В данном случае

$$\varepsilon_{пр} = \left[\frac{1}{\varepsilon_{мет}} + \frac{S_{нов}}{S_{ст}} \left(\frac{1}{\varepsilon_{ст}} - 1 \right) \right]^{-1}; \quad (5.7)$$

где $\varepsilon_{мет}$ — относительный коэффициент лучеиспускания металла; $\varepsilon_{ст}$ — относительный коэффициент лучеиспускания стенки плавильной камеры печи; $S_{ст}$ — площадь внутренней поверхности стенки плавильной камеры.

4. Мощность, покрывающая тепловые потери от слитка к кристаллизатору, охлаждаемому водой, $N_{\text{крист}}$, Вт:

$$N_{\text{крист}} = \beta D_{\text{сл}}^{3/2} (\xi - 1)^{7/6} + (N_{\text{изл}} + N_{\text{исп}})(1 - K_{\delta}), \quad (5.8)$$

где $D_{\text{сл}}$ – диаметр слитка, м;

$$\beta = 8,8 \sqrt{A_{\text{к}} \lambda_{\text{жс}} T_{\text{пл}}^{7/3}}; \quad (5.9)$$

$$A_{\text{к}} = 0,44 (\alpha_{\text{в}} g)^{1/3} \lambda_{\text{жс}}^{3/5} \nu^{-4/15} (c_{\text{ж}} \rho)^{2/5}, \quad (5.10)$$

где $\alpha_{\text{в}}$ - коэффициент объемного расширения жидкого металла; g - ускорение силы тяжести, м/с²; ν - кинематическая вязкость жидкого металла, м²/с; ρ —удельная плотность металла, кг/м³.

Расчет потерь энергии с водой, охлаждающей кристаллизатор представляется затруднительным из-за отсутствия надежных данных по теплофизическим свойствам жидкого металла в ванне печи.

При расчете энергетического баланса плавильных ЭЛУ можно использовать обобщенные данные эксперимента для металлов, переплавляемых в ЭЛУ, в виде зависимости

$$\frac{N_{\text{крист}}}{N_1} = F \left(\frac{N_0}{S_{\text{пов}}} \right). \quad (5.11)$$

Таким образом, если пренебречь потерями энергии электронного пучка в промежуточной среде можно для данного металла, диаметра слитка и скорости плавки определить требуемую мощность электронной пушки N_0 . Если эта мощность превышает номинальную мощность выбранной конструкции пушки, то применяют несколько параллельно работающих на одну плавильную камеру пушек.

Мощность тепловых потерь ЭЛУ, отводимых водой, охлаждающей металлические стенки плавильной камеры, включает мощности потерь на испарение и излучение металла с поверхности ванны $N_{\text{исп}} + N_{\text{изл}}$, мощность потока отраженных электронов $N_{\text{отр}}$ и мощность потерь пучка при взаимодействии с промежуточной средой $N_{\text{пром}}$:

$$N_{\text{ст}} = N_{\text{исп}} + N_{\text{изл}} + N_{\text{отр}} + N_{\text{пром}}. \quad (5.12)$$

6. РАСЧЕТ ВАКУУМНЫХ СИСТЕМ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ

Методы расчета вакуумных систем дуговых, электронно-лучевых и плазменных печей показаны на конкретных примерах.

Пример 6.1 Расчет вакуумной системы дуговой печи.

Вакуумная система ВДП обеспечивает откачку выделяющихся при переплавке металла газов и поддерживает заданное остаточное давление в зоне горения дуги (p_d). Практические данные показывают, что диапазон p_d достаточно велик: от $3,6 \cdot 10^{-17}$ до $7,6 \cdot 10^{-7}$ м³Па/с при $t=700-1600^\circ\text{C}$ за 30 минут нагрева.

Выделяющиеся газы проходят по кольцевому трубопроводу между электродом и катализатором, причем из-за его ограниченной проводимости между зоной горения дуги и камерой ВДП возникает перепад давления, определяемый формулой

$$\Delta p = p_d - p_n = Q' / U, \quad (6.1)$$

где p_k – давление в камере; Q' – поток газовой выделения; U – проводимость кольцевого трубопровода.

Проводимость определяется в зависимости от режима течения газа по формулам

$$U_e = 1,36 \cdot 10^3 \frac{1}{l} \left[d_1^4 - d_2^4 - \frac{(d_1^2 - d_2^2)^2}{\ln d_1 / d_2} \right] \frac{p_1 + p_2}{2}, \quad (6.2)$$

или

$$U_m = 1,21 \cdot 10^2 (d_1 - d_2)^2 (d_1 + d_2) / l, \quad (6.3)$$

Здесь: d_1, d_2 – диаметры катализатора и электрода соответственно, м; l – длина трубопровода, м; p_1, p_2 – давление в зоне горения дуги и вакуумной камере, Па.

Определенное количество газов десорбируется с внутренних поверхностей печи. Количество десорбируемых газов определяется по формуле:

$$Q = \sum(q_i A_i), \quad (6.4)$$

где Q – суммарный поток газов с непрогрееваемых поверхностей, м³·Па/с, q_i – удельная скорость газовой выделения, м³·Па/м²·с, A_i – площадь i -той поверхности, м².

При определении потока газа необходимо учитывать натекание атмосферного воздуха через уплотнение между камерой и кристаллизатором, смотровые окна, уплотнение штока и т.д. Натекание принимается из опыта эксплуатации ВДП, равным 10-15% от объема откачки.

Пример 6.2. Расчет вакуумную систему дуговой печи для первого перепада титана.

Зададимся следующими параметрами: давление в зоне горения дуги $p_d = 10$ Па; ток переплава $I = 10$ кА, длина кристаллизатора $L = 2,0$ м; диаметр кристаллизатора $D_k = 0,5$ м, диаметр электрода $d_e = 0,4$ м, материал корпуса – нержавеющая сталь; материал кристаллизатора – медь; площадь внутренней поверхности печи: нержавеющая сталь $A_1 = 2$ м²; медь $A_2 = 2$ м².

Натекание при плавке титана $Q_n^1 = 0,13$ м³·Па/с. Скорости газоотделения нержавеющей стали q_c^1 и меди q_m^1 составляет соответственно

$1,7 \cdot 10^{-4}$ и $1,95 \cdot 10^{-4}$ $\text{м}^3 \cdot \text{Па} / (\text{м}^2 \cdot \text{с})$. При переплаве титана выделяется практически только водород.

Поток газа, выделяющегося при плавке титана при первом переплаве из электродов:

$$\begin{aligned} Q' &= 66,6 \cdot 10^3 I (17000 - 76,65 \sqrt{p}), \\ Q'_m &= 10 \text{ м}^3 \cdot \text{Па} / \text{с}. \end{aligned} \quad (6.5)$$

Режим течения газа в кристаллизаторе при данной геометрии рабочего пространства и давлении в зоне горения дуги $p_d = 10$ Па является вязкостным:

$$p_d d_0 = 10 \cdot 0,3 = 3 > 1,33 \text{ Па} \cdot \text{м}$$

где d_0 — эквивалентный диаметр

$$d_0 = \sqrt{D^2_{\kappa} - d^2_{\delta}} = \sqrt{0,5^2 - 0,4^2} = 0,3 \text{ м}.$$

Проводимость кольцевого трубопровода в вязкостном режиме определяется по формулу (6.2):

$$U = \frac{1,36 \cdot 10^3}{2,0} \left[0,5^4 - 0,4^4 - \frac{(0,5^2 - 0,4^2)}{1,0 \cdot 0,5 / 0,4} \right] X \frac{(p_{\kappa} + 10)}{2} = 0,96(p_{\kappa} + 10), \text{ м}^3/\text{с}$$

Газ, выделяющийся из жидкого металла, имеет температуру, примерно равную температуре расплавленного металла (для титана 1800 К). По мере прохождения газа по зазору между электродом и кристаллизатором его температура уменьшается примерно до 300 К. Поэтому введем температурную поправку по средней температуре [$T_{\text{cp}} = (1800 + 300) / 2 = 1050$ К], равную $\sqrt{1050 / 293} = 1,9$. Тогда проводимость для водорода

$$U_{\text{H}_2} = 2,1 \cdot 0,96(p_{\kappa} + 10) \cdot 1,9 = 3,8(p_{\kappa} + 10) \text{ м}^3/\text{с}.$$

Определяем давление в камере:

$$P_{\kappa} = 9,8 \text{ Па}.$$

Теперь найдем необходимую эффективную быстроту откачки из печи:

$$S_0 = \frac{Q^1_{\text{M}}}{P_{\kappa}} + \frac{q^1_{\text{c}} A^1}{P_{\kappa}} + \frac{q^1_{\text{M}} A_2}{P_{\kappa}} + \frac{Q^1_{\text{H}}}{P_{\kappa}}; \quad (6.6)$$

$$S_0 = \frac{10}{9,8} + \frac{1,7 \cdot 10^{-4} \cdot 12}{9,8} + \frac{1,95 \cdot 10^{-4} \cdot 4}{9,8} + \frac{0,13}{9,8} = 1 + 0,0002 + 0,00005 + 0,013 = 1,0 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Из последнего выражения видно, что внутреннее газовыделение и внешнее натекание весьма малы по сравнению с газовыделением из металла и ими можно пренебречь.

Так как печь соединена с насосом патрубком, а он уменьшает эффективную скорость откачки печи, выбираем насос 2ДВН-1500 [8] с быстротой действия $1,5 \text{ м}^3/\text{с}$ в диапазоне 1-100 Па. Диаметр соединительного патрубка выбираем равным диаметру фланца насоса 0,26 м.

При вакуумном дуговом переплаве нет необходимости в вымораживающих ловушках. Длину из конструктивных соображений примем 2,6 м (включая затвор). Режим течения газа в трубопроводе вязкостный ($p_d = 10 \cdot 0,26 = 2,6 \text{ Па} \cdot \text{м}$), поэтому расчет проводимости трубопровода проведем по формуле (6.2), задавшись давлением на насосе $p_2 = 5 \text{ Па}$:

для воздуха

$$U_m = 1,36 \cdot 10^3 \frac{(0,26)^4 (9,8 + 5)}{2,6 \cdot 2} = 17,4 \text{ м}^3/\text{с};$$

для водорода

$$U_{mH_2} = 2,1 \cdot 17,4 = 36,6 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Эффективная быстрота откачки, которую обеспечивает вакуумная система, составит

$$S^1_0 = \frac{U_{mH_2} S_n}{U_{mH_2} + S_n} = \frac{36,6 \cdot 1,5}{36,6 + 1,5} = 1,45 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Как видно, $S^1_0 > S_0$, следовательно, вакуумная система рассчитана правильно

Для насоса 2ДВН-1500 рекомендуется использовать насос предварительного разрежения НВЗ-100Д с быстротой действия $0,1 \text{ м}^3/\text{с}$.

Пример 6.3. Расчет вакуумной системы электронно-лучевой печи.

Вакуумные системы ЭЛП являются в настоящее время самыми сложными и дорогостоящими среди вакуумных систем электротермического оборудования. Диапазон рабочих давлений определяется энергетическими и технологическими параметрами ЭЛП и составляет $10^{-1} — 10^{-3} \text{ Па}$.

Производительность вакуумной системы должна быть достаточной для удаления выделяющихся газов со скоростью, которая не ведет к резкому повышению давления газа в рабочей камере ЭЛП. Электроды для ЭЛП изготавливаются обычно из предварительно вакуумированного металла.

Проведем расчет вакуумной системы ЭЛП для плавки молибдена со следующими параметрами: давление в камере печи $2 \cdot 10^{-2} \text{ Па}$, скорость плавки $0,01 \text{ кг} / \text{с}$; материал корпуса печи — нержавеющая сталь; материал кристаллизатора - медь; площадь внутренней поверхности печи: нержавеющая сталь $A_1 = 8 \text{ м}^2$; медь $A_2 = 1 \text{ м}^2$; натекание через неплотности $10^{-4} \text{ м}^3 \cdot \text{Па}/\text{с}$.

В качестве переплавляемого металла пусть используется вакуумированный молибден с содержанием кислорода 4,9; азота 0,08 м³·Па/кг. Степень обезгаживания 0,9.

Скорости газоотделения нержавеющей стали и меди соответственно составляют $q'_c = 1,7 \cdot 10^{-4}$, $q'_m = 1,95 \cdot 10^{-4}$ м³·Па/(м²·с).

Поток газов из молибдена составит

$$Q^1 = 4,98 \cdot 0,9 \cdot 0,01 = 0,0447 \text{ м}^3 \cdot \text{Па} / \text{с}.$$

Определяем необходимую эффективную скорость откачки печи

$$S_o = \frac{0,0447}{2 \cdot 10^{-2}} + \frac{1,7 \cdot 10^{-4} \cdot 8}{2 \cdot 10^{-2}} + \frac{1,95 \cdot 10^{-4} \cdot 1}{2 \cdot 10^{-2}} + \frac{1 \cdot 10^{-4}}{2 \cdot 10^{-2}} = 2,23 + 0,068 + 0,0097 + 0,005 = 2,31 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Учитывая, что трубопровод, соединяющий печь с насосом или агрегатом, уменьшает эффективную скорость откачки ЭЛП, выбираем при данном давлении в камере и необходимой эффективной быстроты откачки вакуумный агрегат АВП 630/4000. Он имеет при $p_o = 2 \cdot 10^{-2}$ Па быстроту действия $S_H = 5 \text{ м}^3 / \text{с}$.

Диаметр соединительного трубопровода выбираем равным диаметру фланца агрегата (0,63 м), длина обычно выбирается из конструктивных соображений, $l = 1,5$ м. Режим течения газа в трубопроводе молекулярный.

Определяем проводимость трубопровода по формуле:

$$U_m = 1,16 \cdot 10^2 B_1 \pi d^2 / 4,$$

где $B_1 = f(l/d) = f\left(\frac{1,5}{0,63}\right) = 0,325$.

$$U_m = 1,16 \cdot 10^2 \cdot 0,325 \frac{\pi(0,63)^2}{4} = 11,7 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Значение функции f приведена в [8].

Тогда эффективная скорость откачки, которую обеспечивает вакуумная система, составит

$$S_o^1 = \frac{U_m S_m}{U_m + S_m} = \frac{11,7 \cdot 5}{11,7 + 5} 3,5 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Как видно из расчета, $S_o^1 > S_o$, следовательно, вакуумная система рассчитана правильно

Теперь необходимо определить фактическое давление в камере ЭЛП:

$$p_\phi = \frac{Q^1}{S_o^1} = \frac{0,0447}{3,5} = 1,28 \cdot 10^{-2} \text{ Па}.$$

Для агрегата АВП 600/4000 рекомендуется насос предварительного разрежения НВЗ-50Д. Принципиальная схема вакуумного оборудования соответствует рис. ()

Пример 6.3. Расчет вакуумной системы электронно-плазменной печи.

Вакуумная система ЭПП предназначена для откачки выделяющихся при плавке газов и создания условий для стабильной работы полого катода. Диапазон давлений ЭПП достаточно велик, и рабочее давление в камере выбирается обычно с учетом технологических особенностей переплава данного металла.

Рассчитаем вакуумную систему ЭПП для плавки циркония со следующими параметрами: давление в камере печи 1,0 Па; производительность 0,03 кг/с; материал корпуса печи - нержавеющая сталь, материал кристаллизатора - медь; площадь внутренней поверхности печи: нержавеющая сталь $A_1=6 \text{ м}^2$, медь $A_2=2 \text{ м}^2$; расход рабочего газа $0,1 \text{ м}^3 \cdot \text{Па}/\text{с}$; натекание через неплотности $1 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3 \cdot \text{Па}/\text{с}$.

В качестве переплавляемого металла используется цирконий. Количество удаляемого при плавке газа $50,5 \text{ м}^3 \cdot \text{Па}/\text{кг}$.

Скорости газовыделения нержавеющей стали и меди соответственно равны $1,7 \cdot 10^{-4}$ и $1,95 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3 \text{ Па}/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$.

Поток газовыделения из циркония составляет $Q'=50,5 \cdot 0,03=1,52 \text{ м}^3 \cdot \text{Па}/\text{с}$.

Учитывая подачу в камеру печи рабочего газа, определяем необходимую эффективную быстроту откачки:

$$S^1_0 = \frac{1,52}{1,0} + \frac{1,7 \cdot 10^{-4} \cdot 6}{1,0} + \frac{1,95 \cdot 10^{-4} \cdot 2}{1,0} + \frac{0,1}{1,0} + \frac{1 \cdot 10^{-3}}{1,0} = 1,62 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Таким образом, подача рабочего газа в камеру печи может быть соизмерима с газовыделением из переплавляемого металла и намного превосходит газоотделение с внутренних поверхностей и внешнее натекание.

Для создания необходимого давления в камере печи выбираем бустерный насос НВБМ-5, быстрота действия которого при давлении 1 Па составляет $5 \text{ м}^3/\text{с}$. Диаметр соединительного патрубка выбираем равным диаметру фланца насоса (0,4 м).

Практический опыт показывает, что при ЭПП нет необходимости в ловушках. Проводимость затвора намного больше проводимости трубопровода того же диаметра.

Длину из конструктивных соображений примем 1,5 м (вместе с затвором). Так как режим течения газа в трубопроводе переходный ($pd=1,0 \cdot 0,4=0,4 \text{ Па} \cdot \text{м}$), а расчетных формул для определения проводимости коротких трубопроводов в этом режиме нет, то рассчитаем заведомо заниженную проводимость трубопровода в молекулярном режиме.

$$U_m = 1,16 \cdot 10^2 \cdot 0,24\pi(0,4)^2 / 4 = 3,5 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$B_1 = f\left(\frac{1,5}{0,4}\right) = 0,24.$$

Эффективная быстрота откачки, которую обеспечивает вакуумная система, составит

$$S^1_o = \frac{U_m S_n}{U_m + S_n} = \frac{3,5 \cdot 5}{3,5 + 5} = 2,05 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Видно, что $S^1_o > S_o$, следовательно, вакуумная система рассчитана правильно.

Определим фактическое давление в камере печи:

$$p_\phi = \frac{Q^1}{S^1_o} = \frac{1,62 \cdot 1,0}{2,05} = 0,8 \text{ Па}.$$

Для насоса НВБМ-5 рекомендуется насос с быстротой действия 0,04 м³/с. Выбираем насос НВЗ-50Д с быстротой действия 0,05 м³/с [8].

Литература

1. Электрометаллургия стали и ферросплавов/ Поволоцкий Д.Я., Рошин В.Е., Мальков Н.В.-М.: Metallurgy, 1995.-592 с.
2. Электрометаллургия стали и ферросплавов/ Крамаров А.Д., Соколов А.Н.-М.: Metallurgy, 1976.- 376 с.
3. Новые процессы электроплавки металлов/ Неуструев А.А.-М.: «Высшая школа», 1988.-71 с.
4. Машины и агрегаты металлургических заводов. В 3-х томах. Т.2. Машины и агрегаты сталеплавильных цехов: учебник для вузов/ Целиков А.И., Полухин П.И., Гребенников В.М. и др. 2-е издание, переработанное и дополненное.- М.: Metallurgy, 1988.-432 с.
5. Электроплавильные печи черной металлургии/ Егоров А.В.-М.: Metallurgy, 2005.-342 с.
6. Егоров А.В. Расчет мощности и параметров электроплавильных печей. – М.: МИСИС, 2000. – 272 с.
7. Электрические промышленные печи: Дуговые печи и установки специального нагрева/ Свенчанский А.Д., Жердев Н.Т., Кручинин А.М. И др.- М.: Энергоиздат, 1981 – 296с.
8. Ковалев М.Н., Васильев Ю.Э. Вакуумные системы электропечей и их инженерный расчет. –М.: Энергоатомиздат, 1983 -112с.
9. Розанов Л.Н. Вакуумная техника. – М.: Высшая школа, 1990 -320с.

Ровин Леонид Ефимович

**СПЕЦИАЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ
ЭЛЕКТРОПЛАВКИ СТАЛЕЙ**

ПРАКТИКУМ

по одноименному курсу

для студентов специальности 1-42 01 01

**«Металлургическое производство и материалобработка» специализации 1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия черных и цветных металлов»
дневной и заочной форм обучения**

Подписано к размещению в электронную библиотеку
ГГТУ им. П. О. Сухого в качестве электронного
учебно-методического документа 09.04.14.

Рег. № 56Е.

<http://www.gstu.by>