

Министерство образования Российской Федерации
Государственное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
"Сибирский государственный индустриальный университет"

А. А. Воробьев
Ю. В. Пожидаев

ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫЙ ПЕРЕПЛАВ

Новокузнецк
2002

УДК 669.154.9

Рецензенты:

Воробьев А.А., Пожидаев Ю.В.

Электрошлаковый переплав: Учеб. пособие / СибГИУ. – Новокузнецк, 2002. - 116 с.

В пособии рассмотрены: принцип электрошлакового переплава, технология процесса наплавки слитка, физико-химические процессы при ЭШП, плавление и кристаллизация металла. Приведены данные о качестве электрошлакового металла, об экономической эффективности способа.

Предназначено для студентов специальности 110100 «Металлургия черных металлов», специализация 110103 «Электрометаллургия».

© Сибирский государственный
индустриальный университет, 2002
© Воробьев А.А., Пожидаев Ю.В.,
2002

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
1 ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫЕ ПЕЧИ	7
1.1 Принципиальная схема работы печей ЭШП	7
1.2 Назначение и работа отдельных узлов печей ЭШП	11
1.3 Схемы включения печей ЭШП	16
1.4 Распределение токов и тепловое поле ЭШП	20
1.4.1 Распределение тока	20
1.4.2 Тепловое поле	23
2 ОСНОВНЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ЭШП	27
2.1 Расходуемые электроды и затравки	27
2.2 Флюсы для ЭШП и их свойства	29
2.2.1 Электропроводность	33
2.2.2 Вязкость	34
2.2.3 Плотность	36
2.2.4 Поверхностные свойства	38
2.2.5 Получение флюсов	39
2.2.6 Подготовка флюсов к плавке	41
3 ТЕХНОЛОГИЯ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА	42
3.1 Наведение шлаковой ванны	42
4 СТРУКТУРА СЛИТКА ЭШП И КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ МЕТАЛЛА	51
4.1 Строение слитка спокойной стали при кристаллизации его в изложнице	51
4.2 Кристаллизация слитков при ЭШП	53
5 ВЛИЯНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЭШП НА ХАРАКТЕР ПЛАВЛЕНИЯ И КРИСТАЛЛИЗАЦИЮ СЛИТКА	56
5.1 Влияние скорости подачи электрода	56
5.2 Влияние напряжения	58
5.3 Влияние глубины шлаковой ванны	60
5.4 Влияние коэффициента заполнения кристаллизатора	62
5.5 МЕТАЛЛИЧЕСКАЯ ВАННА	66
5.6 Способы управления структурой электрошлакового металла с помощью внешнего физического воздействия на металлическую ванну	75
6 КАПЕЛЬНЫЙ ПЕРЕНОС МЕТАЛЛА	76

7 ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ЭШП МЕТАЛЛА.....	81
7.1 ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССОВ РАФИНИРОВАНИЯ СТАЛИ ПРИ ЭШП.....	81
7.2 ПОВЕРХНОСТИ РЕАГИРОВАНИЯ ПРИ ЭШП	82
7.3 ПЕРЕНОС КИСЛОРОДА ЧЕРЕЗ ШЛАК И СПОСОБЫ ЗАЩИТЫ МЕТАЛЛА ОТ ОКИСЛЕНИЯ	85
7.4 ПОВЕДЕНИЕ НЕКОТОРЫХ ЭЛЕМЕНТОВ.....	89
7.4.1 Удаление серы.....	90
7.4.2 Поведение фосфора.....	91
7.4.3 Поведение водорода	92
7.4.4 Поведение азота.....	93
7.4.5 Удаление неметаллических включений.....	93
8 ДЕФЕКТЫ СЛИТКОВ ЭШП	97
9 КАЧЕСТВО МЕТАЛЛА И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРИ ЭШП.....	101
9.1 КАЧЕСТВО МЕТАЛЛА	101
9.2 ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ.....	102
10 ВРЕДНОСТЬ ПРОЦЕССА ЭШП ДЛЯ ЗДОРОВЬЯ	104
11 БИФИЛЯРНАЯ СХЕМА ВКЛЮЧЕНИЯ ПЕЧЕЙ ЭШП.....	106
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	113

ВВЕДЕНИЕ

Электрошлаковый переплав (ЭШП) сталей и сплавов является активным металлургическим процессом, в результате которого переплавляемый металл в значительной степени очищается от вредных примесей, газов и неметаллических включений.

Сравнительно небольшой объем жидкой металлической ванны и направленная кристаллизация при ЭШП обеспечивают получение плотной и однородной структуры металла.

Электрошлаковый переплав значительно улучшает качество сталей и сплавов практически всех групп. Электрошлаковый металл используют для изготовления деталей и узлов самого ответственного назначения.

ЭШП более дешевый способ, чем ВДП и ЭЛП. Для его осуществления не требуется вакуумного оборудования, переплав ведется в обычной атмосфере, реже с защитой металла аргоном. По качеству структуры слитка ее однородности ЭШП не уступает ВДП и ЭЛП. Применение ЭШП при производстве многих сталей оказалось очень эффективным.

Сам процесс ЭШП был открыт почти что случайно. Рождение новой технологии связано с событием, которое произошло в 1949 году [1]. Инженеры-патоновцы участвовали в монтаже кожуха разрушенной во время войны домны завода "Запорожсталь". Однажды при автоматической дуговой сварке под флюсом вертикальных швов горение дуги вдруг прервалось. Но, к удивлению всех присутствовавших, приборы продолжали показывать: в сварочной цепи идет ток. Значит, сварка не прекратилась!? Но тогда оставалось предположить, что электрический ток, проходя через жидкий флюс-шлак, нагревает его настолько, что выделяемого джоулевого тепла достаточно для плавления металла.

Так был открыт бездуговой сварочный процесс, получивший вскоре название электрошлаковой сварки (ЭШС).

Но самое интересное ожидало потоновцев впереди, когда были проведены всесторонние исследования различных свойств сварочного шва. Оказалось,

что электрошлаковый металл буквально по всем показателям уникален. Никогда раньше не наблюдали такого замечательного сочетания прочности и пластичности, чистоты и плотности макро- и микроструктуры литого металла, химической однородности, изотропности практически всех его свойств.

Возникает вопрос: а не сохранятся ли все эти высокие характеристики, если отделить электрошлаковый сварной шов от соединяемых им кромок, если вместо шва получить слиточек, т.е. совершать уже не электрошлаковую сварку, а электрошлаковый переплав. В 1952 г. такие опыты были проведены, и они полностью подтвердили это предположение.

Прошло несколько лет, и в мае 1958 г. в том же городе Запорожье, где родилась электрошлаковая сварка, на электрометаллургическом заводе "Днепрспецсталь" построили и ввели в промышленную эксплуатацию первую в мире печь ЭШП.

Достоинства новой металлургической технологии были столь убедительны и неоспоримы, что дальнейшее наращивание мощностей ЭШП носило лавинообразный характер. Не прошло и 4 - 5 лет, как практически все отечественные заводы качественной металлургии, ряд предприятий цветной металлургии и многие заводы машиностроения оснастили электрошлаковыми печами.

За короткий срок была создана принципиально новая отрасль производства - специальная электрометаллургия.

1 ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫЕ ПЕЧИ

1.1 ПРИНЦИПИАЛЬНАЯ СХЕМА РАБОТЫ ПЕЧЕЙ ЭШП

Сущность электрошлакового переплава заключается в следующем. Расходуемый металлический электрод, подключенный к источнику тока, своим торцом погружается в расплавленный электропроводный шлак, обладающий сильной рафинирующей способностью. Под действием тепла, выделяющегося при прохождении через шлак тока, электрод плавится. Капли металла проходят сквозь толщу шлаковой ванны, очищаются от примесей и опускаются на дно, образуя металлическую ванну.

Все это происходит в водоохлаждаемой форме-кристаллизаторе, где металл постепенно, направленно - снизу вверх кристаллизуется. По мере оплавления электрод подается в шлаковую ванну, поэтому объем металлической ванны непрерывно восполняется. В результате образуется слиток металла сверхвысокого качества. На рисунке 1 приведена принципиальная схема электрошлакового переплава.

Высокое качество металла в результате ЭШП обусловлено следующими причинами:

1. Плавление и затвердевание металла совмещены в одном кристаллизаторе, в результате отпала такая технологическая операция как разливка, при которой металл неизбежно загрязняется, т.е. портится.

2. Благодаря особым условиям кристаллизации металла в слитках ЭШП отсутствует ликвация.

3. Так как жидкая металлическая ванна постоянно находится в верхней части наплавляемого слитка и подвод тепла осуществляется сверху - в слитках отсутствует усадочная раковина.

4. Вследствие направленной кристаллизации слиток ЭШП физически однороден и по качеству металл ЭШП такой же, как ковкий металл (деформированный), а не литой.

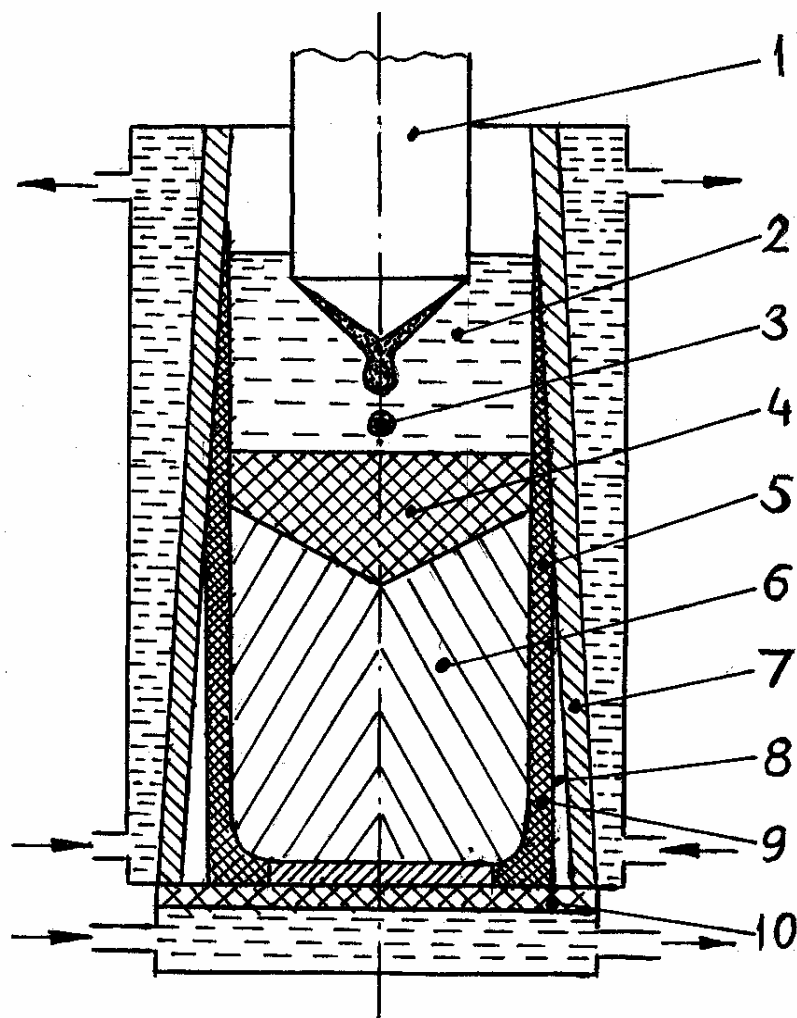
5. В результате переплава происходит рафинирование металла от примесей.

При ЭШП тепло выделяется в ванне расплавленного шлака. Жидкий шлак является электрическим сопротивлением на пути тока и в нем выделяется большое количество тепла.

Количество выделившегося в шлаковой ванне тепла Q определяется по формуле

$$Q = 0,24 \cdot I^2 R_{\text{ш}} \tau, \quad (1)$$

где I - сила тока, протекающего в шлаковой ванне, А;
 $R_{\text{ш}}$ - активное сопротивление шлаковой ванны, Ом;
 τ - длительность прохождения тока, ч.



- 1 – расходуемый электрод; 2 – шлаковая ванна; 3 – капли электродного металла;
 4 – металлическая ванна; 5 – шлаковый гарнисаж; 6 – слиток;
 7 – стенка кристаллизатора; 8 – зазор; 9 – затравка; 10 – поддон

Рисунок 1 – Схема электрошлакового переплава

Из этой формулы видно, что количество выделяемого тепла возрастает с увеличением тока и сопротивления шлаковой ванны. В свою очередь сила тока увеличивается с повышением напряжения $U_{ш}$ на шлаковой ванне и уменьшением сопротивления шлаковой ванны, подчиняясь закону Ома $I = U_{ш}/R_{ш}$.

В условиях ЭШП все эти величины (I , $U_{ш}$, $R_{ш}$) взаимосвязаны: изменение одной из них влечет за собой изменение остальных.

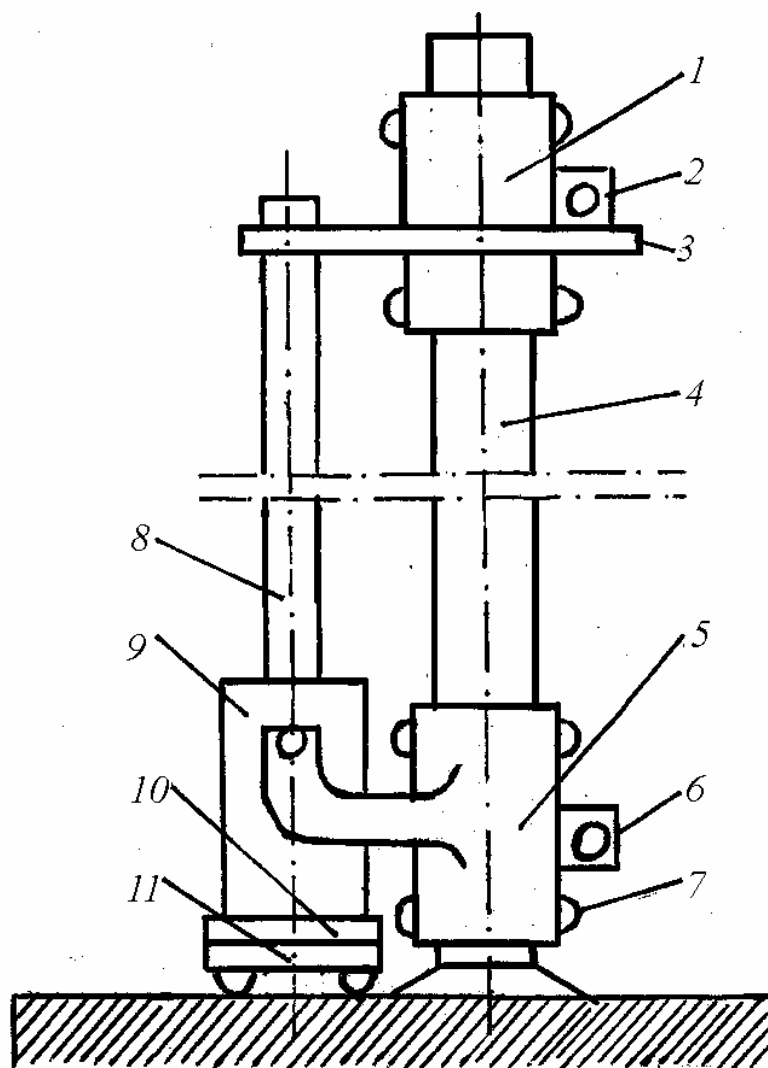
Поскольку шлаковая ванна является рассредоточенным источником тепла, чем, например, электрическая дуга, то появилась возможность при электрошлаковом процессе получать слитки не только круглого сечения, но и квадратного (для прокатки сорта) и прямоугольного (для прокатки листа) сечений.

Электрошлаковый процесс устойчиво протекает на переменном токе промышленной частоты. Это дает возможность использовать в качестве источни-

ков питания простые и надежные в эксплуатации печные трансформаторы вместо сложных, дорогостоящих и менее надежных выпрямительных агрегатов.

ЭШП, как правило, осуществляют при нормальном давлении (101,3 кПа) в атмосфере воздуха. Отсутствие необходимости герметизировать плавильное пространство значительно упрощает оборудование печи ЭШП. Иногда при ЭШП искусственно создают контролируемую атмосферу: нейтральную или восстановительную.

На рисунке 2 приведена схема однофазной электрошлаковой печи [2].

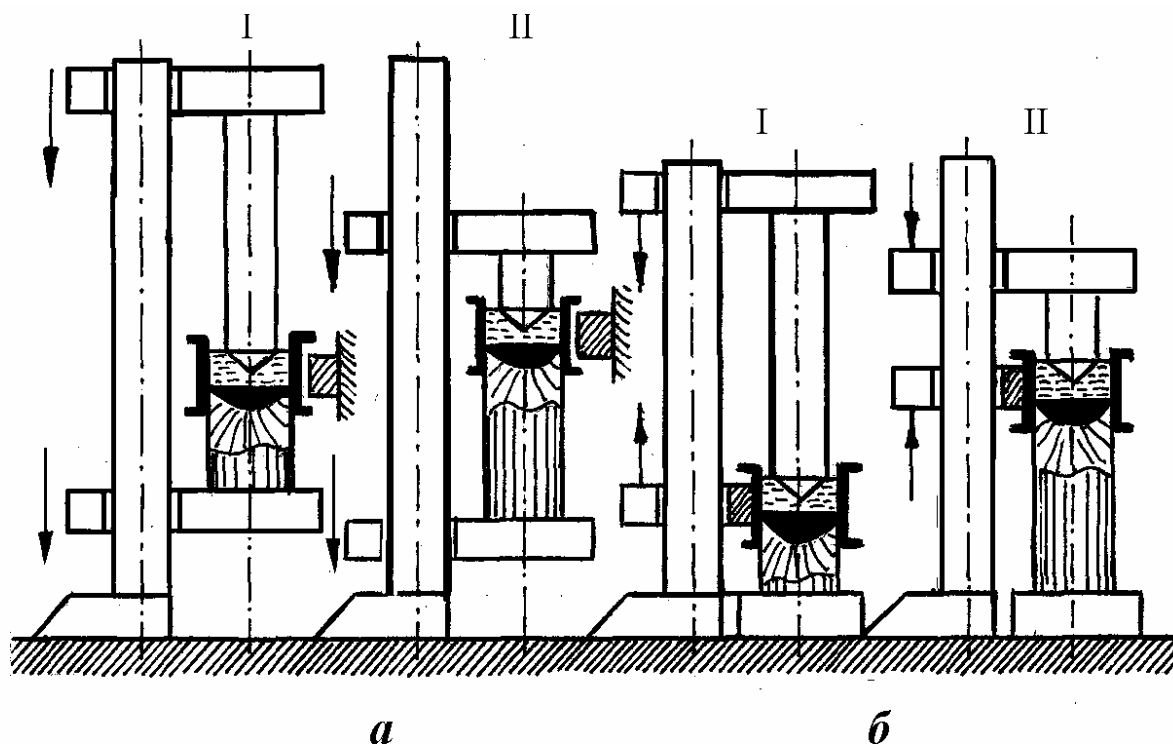


- 1 – тележка механизма подачи электрода; 2 – привод тележки 1;
3 – электрододержатель; 4 – направляющая колонна; 5 – тележка для подъема кристаллизатора; 6 – привод тележки 5; 7 – направляющие ролики;
8 – расходимый электрод; 9 – кристаллизатор; 10 – поддон;
11 – тележка для выкатки слитка

Рисунок 2 – Схема электрошлаковой печи

Слиток ЭШП может быть получен по двум вариантам:

- 1) наплавлением в стационарный кристаллизатор (см. рисунок 1);
- 2) вытягиванием из короткого неподвижного кристаллизатора или перемещением кристаллизатора снизу вверх по мере наплавления слитка (рисунок 3).



a – вытягивание слитка из кристаллизатора; *б* – перемещение кристаллизатора по слитку; I, II – соответственно начало и окончание процесса

Рисунок 3 – Схемы печей ЭШП с относительным перемещением слитка и кристаллизатора

По первому варианту высота слитка определяется высотой кристаллизатора и массой расходуемого электрода. Печи ЭШП, работающие с заполнением кристаллизатора, являются в настоящее время основным типом промышленных печей и предполагают периодичность действия агрегата.

Второй вариант позволяет получать слитки большей длины, чем высота кристаллизатора, и вести процесс непрерывно или полунепрерывно аналогично непрерывной или полунепрерывной разливке стали. Непрерывность процесса обеспечивается наращиванием расходуемого электрода по ходу плавки.

При вытягивании слитка из неподвижного кристаллизатора (рисунок 3, а) и подъеме такого кристаллизатора по слитку (рисунок 3, б) наблюдаются одни и те же явления, обусловленные относительным перемещением кристаллизатора и слитка. Практическое использование схемы с поднимающимся по слитку кристаллизатором более эффективно, так как не требуется заглубления печи ниже уровня пола и упрощается оборудование вследствие отсутствия сложного механизма опускания слитка, непрерывно увеличивающего массу. Поэтому от-

дают предпочтение встречному движению кристаллизатора и расходоуемого электрода.

1.2 НАЗНАЧЕНИЕ И РАБОТА ОТДЕЛЬНЫХ УЗЛОВ ПЕЧЕЙ ЭШП

Кристаллизатор является наиболее ответственной частью печи. Именно в кристаллизаторе происходит плавление металла, его рафинирование и формирование слитка. Температура шлака во время плавки достигает 1600 – 1900 °С, что обуславливает тяжелые условия работы кристаллизатора, которые осложнены и тем, что через кристаллизатор протекает электрический ток большой мощности.

Кристаллизаторы разделяют по форме поперечного сечения на круглые, квадратные, прямоугольные и фасонного профиля. Кристаллизаторы круглого сечения применяют в основном для получения слитков, которые в дальнейшем переделе обрабатываются ковкой. Квадратные кристаллизаторы применяются при изготовлении слитков, предназначенных на прокатку, а прямоугольные - на лист. Кристаллизаторы фасонного профиля обычно применяются для электрошлакового литья. Кристаллизаторы могут иметь разную высоту относительно высоты слитка. Наибольшее распространение получили кристаллизаторы, высота которых превышает высоту слитка. Такие кристаллизаторы являются стационарными. В силу этого кристаллизатор и слиток не имеют относительного перемещения во время плавки, а форма наплавленного слитка повторяет форму внутренней поверхности кристаллизатора. Высота кристаллизатора превышает слиток на высоту шлака и верхнего сальникового уплотнения.

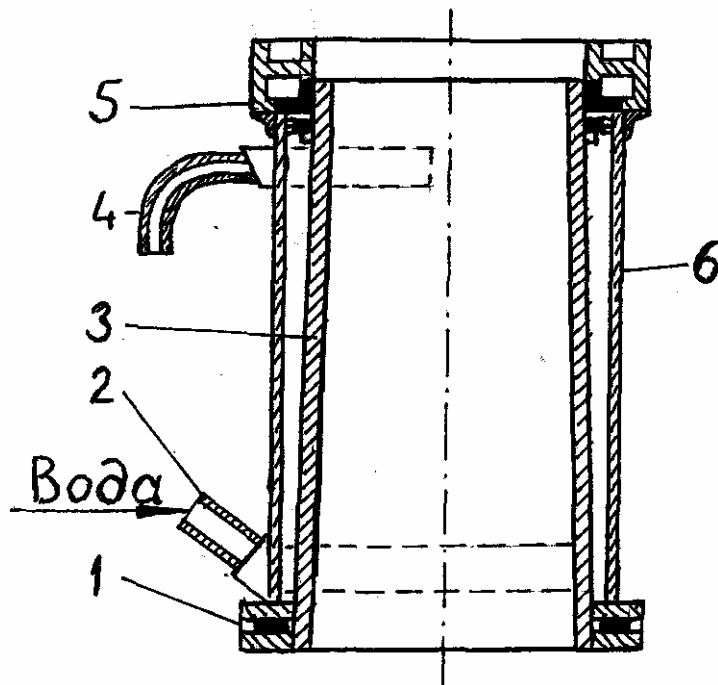
Короткие кристаллизаторы могут быть как стационарные, так и перемещающиеся при плавке относительно слитка. В стационарных коротких кристаллизаторах слиток вытягивается специальным устройством. Такие кристаллизаторы удобны для получения длинных слитков. При скользящем коротком кристаллизаторе его движение направлено вверх и высота слитка ограничена высотой печи.

Применяются кристаллизаторы и комбинированной конструкции, т.е. такие, у которых одна часть неподвижная, а другая перемещается относительно слитка.

Вследствие высокой тепловой нагрузки все кристаллизаторы охлаждаются водой. По конструктивному типу охлаждения кристаллизаторы подразделяются на закрытые, орошаемые и открытые. Широкое распространение получили закрытые кристаллизаторы. На рисунке 4 приведена конструкция высокого закрытого кристаллизатора.

Он состоит из медной гильзы 3, толщиной 10 - 40 мм; кожуха 6, выполненного из немагнитной стали. Толщина кожуха составляет 2 - 8 мм. Применение немагнитной стали для изготовления обусловлено возможностью его разогрева из-за возникновения вихревых токов при плавке. Зазор между гильзой и кожухом равен 8 - 20 мм. Между гильзой и кожухом в верхней и нижней части

устанавливаются резиновые уплотнители (1, 5). Подвод воды осуществляется через нижний патрубок 2, а выход - через верхний 4. Патрубки расположены тангенциально движению воды. На кожухе имеются цапфы для перемещения кристаллизатора после окончания плавки.



1 – нижнее уплотнение; 2 – подводящий патрубок; 3 – медный корпус кристаллизатора; 4 – сливной патрубок; 5 – верхнее уплотнение; 6 - стальной кожух кристаллизатора

Рисунок 4 – Конструкция закрытого кристаллизатора

Приближенный расчет размеров длинного кристаллизатора можно произвести следующим образом. При заданном сечении слитка $D_{\text{ср}}$ его длину l определяют из уравнения

$$l = (3 \dots 5) D_{\text{ср}} \quad (2)$$

Если плавка производится в квадратных кристаллизаторах, то вычисляют приведенный диаметр, который выбирают из условия равенства площадей квадрата и круга

$$D_{\text{кр}} = \frac{a}{0,885}, \quad (3)$$

где a - сторона квадрата, тогда

$$l = (3 \dots 5) \frac{a}{0,885} \quad (4)$$

Вес слитка

$$G = \frac{\pi D_{\text{кр}}^2}{4} l \gamma, \quad (5)$$

где γ - плотность металла.

Длина кристаллизатора

$$l_{\text{кр}} = l + H_{\text{шл}} l' \quad (6)$$

где $H_{\text{шл}}$ - высота шлаковой ванны;

l' - высота, учитывающая наличие сальникового уплотнения в верхней части кристаллизатора, которая принимается равной ~ 150 мм.

При заданном весе слитка сначала находят его диаметр

$$D_{\text{кр}} = \sqrt{\frac{4G}{(3\dots 5)\pi\gamma}}, \quad (7)$$

затем размеры верхнего сечения слитка

$$D_{\text{в}} = D_{\text{кр}} - 0,02l \quad (8)$$

и размер низа слитка

$$D_{\text{н}} = 2D_{\text{кр}} - D_{\text{в}}. \quad (9)$$

Нижняя часть слитка выбирается больше верхней для облегчения выгрузки слитка. Размер нижнего сечения кристаллизатора

$$D_{\text{кр.н}} = D_{\text{н}} + 2\sigma_{\text{шл}}, \quad (10)$$

верхнего

$$D_{\text{кр.в}} = D_{\text{кр.н}} - \frac{l_{\text{кр}}}{25} \quad (11)$$

здесь $\delta_{\text{шл}}$ - толщина шлаковой корочки; обычно $\delta_{\text{шл}}$ составляет 2 - 5 мм.

Принципиально конструкция коротких кристаллизаторов не отличается от длинных. Размеры сечения коротких кристаллизаторов и вес наплавляемого в них слитка выбирают обычно исходя из служебных требований к металлу, а также мощности оборудования завода.

Кристаллизаторы с орошаемой стенкой представляют собой одностенную конструкцию и могут быть длинными и короткими [3]. Гильза обтягивается панцирной сеткой для равномерного распределения воды по стенке гильзы. В верхней части ее располагается устройство для равномерного распределения

воды, в нижней - приемный коллектор.

В кристаллизаторах открытого типа, которые применяются редко, имеются нижний и верхний объемные приемно-сливные коллекторы, верхний сообщается с атмосферой.

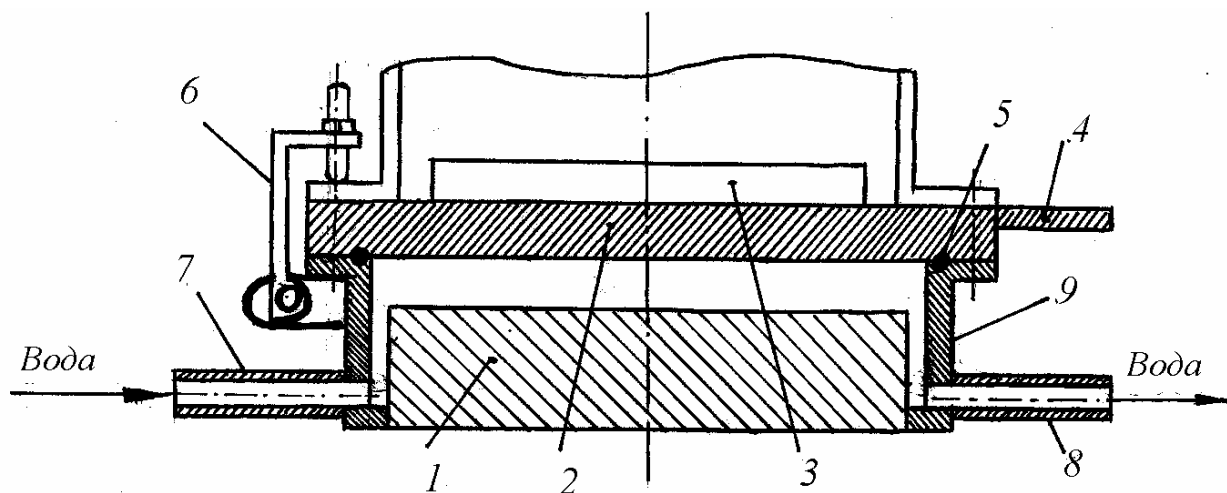
Применяются также кристаллизаторы панельного типа и чаще всего с канальной системой охлаждения. Также кристаллизаторы заимствованы с машин непрерывного литья. Преимуществом применения панелей является возможность широкого варьирования формой и размерами поперечного сечения кристаллизаторов.

Поддон является основанием или дном кристаллизатора и он, как правило, охлаждается водой. Верхнее основание (рисунок 5) изготавливают из медного листа 2 толщиной 10 - 40 мм. Кожух 9 сварной из нержавеющей стали, к нему приварены патрубки для входа 7 и выхода 8 воды. Между верхней рабочей пластиной 2 и кожухом 9 имеется резиновое уплотнение 5. При однофазной электрической схеме печи к медной плитке крепятся токоподводящие кабели, а в некоторых трехфазных печах к плитке крепится уравнивающий нулевой провод. Поддон устанавливается на специальную тележку. После окончания плавки кристаллизатор поднимается, и тележка со слитком выкатывается из-под печи. Перемещение тележки осуществляется либо краном при помощи троса через блок, либо специальным механизмом перемещения (электромеханический или гидравлический привод или лебедка). В некоторых случаях поддон устанавливается на неподвижную металлическую плиту. Выгрузка слитка в этом случае производится следующим образом. Кристаллизатор механизмом перемещения поднимается в верхнее положение. Мостовым краном со специальным рамочным захватом слиток выводится из-под печи и транспортируется далее по технологической линии.

Электрододержатели - это устройства, предназначенные для закрепления одного или нескольких расходоуемых электродов. Зачастую электрододержатели помимо этой функции выполняют и другую, не менее ответственную - обеспечение подвода тока к расходоуемому электроду.

Если расходоуемый электрод непосредственно укрепить в электрододержателе и осуществить переплав, электрод сплавится не полностью. Останется несплавляемая часть электрода, соответствующая расстоянию от конечного положения электрододержателя до поверхности шлаковой ванны, плюс часть электрода, необходимая для его закрепления в электрододержателе.

Для более полного использования расходоуемых электродов применяют многократно используемые несплавляемые части - инвентарные головки. Инвентарные головки изготавливаются, как правило, из обычной стали. Применение инвентарных головок не только позволяет почти полностью использовать металл расходоуемых электродов, но и дает возможность при одном типоразмере инвентарных головок осуществить переплав довольно широкого сортамента расходоуемых электродов.



1 – корпус; 2 – рабочая плита; 3 – заправка; 4 – место подключения электрического кабеля; 5 – уплотнительная прокладка; 6 – прижимная струбцина; 7 – водоподводящий штуцер; 8 – водоотводящий штуцер

Рисунок 5 – Схема плоского поддона

Благодаря применению инвентарных головок представляется возможность наиболее рационально выполнить конструкцию электрододержателя печи, поскольку печь комплектуется набором инвентарных головок, как правило, одного типоразмера. Поперечное сечение инвентарных головок выбирается равным или меньшим поперечного сечения расходуемого электрода. Длина инвентарной головки выбирается такой, чтобы обеспечить закрепление ее в электрододержателе и компенсировать расстояние между электрододержателем и поверхностью шлаковой ванны в конечном их положении.

Крепление инвентарных головок к расходуемым электродам осуществляется либо разъемными соединениями (резьбовым, винтовым, клиновым), либо неразъемными соединениями. Неразъемные соединения выполняются методами электрошлаковой, контактной или дуговой сварки.

Разработанные электрододержатели для печей ЭШП можно разделить на две группы:

1. Стационарные электрододержатели, жестко связанные с несущими элементами печей ЭШП (с тележками, траверсами, площадками и т.п.). Они применяются обычно для закрепления одного - двух, максимум трех электродов.

2. Съемные электрододержатели, представляющие собой устройства для закрепления, как правило, нескольких электродов. Стационарные электрододержатели нашли широкое применение в конструкциях одно- и двухэлектродных печей. Съемные электрододержатели были разработаны с появлением многоэлектродных печей с целью сокращения межплавочных простоев. Закрепление расходуемых электродов в съемных электрододержателях производится вне печи, на специальных стендах.

Как в стационарных, так и в съемных электрододержателях электрический ток к инвентарной головке или к расходуемому электроду подводится через контактные поверхности электрододержателя. Здесь важно обеспечить надежный электрический контакт.

Как стационарные, так и съемные электрододержатели по способу удержания электрода и по способу создания контактного давления можно разделить на две группы.

К первой группе относятся электрододержатели, в которых расходоуемые электроды удерживаются благодаря силам трения между электродом (инвентарной головкой) и элементами электрододержателя, возникающим вследствие приложения внешних сил. Внешние силы создают контактное давление, необходимое для подвода тока к электроду.

Ко второй группе относятся электрододержатели, в которых ни для удержания электрода, ни для создания контактного давления внешние силы не используются. В качестве силы, создающей контактное давление для подвода к электрическому току, используется вес электрода. При этом расходоуемый электрод (инвентарная головка) может либо непосредственно опираться на токоподводящие контактные поверхности электрододержателя, либо прижиматься к контактной поверхности электрододержателя посредством промежуточных рычагов или клиновых элементов, преобразующих силу веса электрода.

Электрододержатели первой группы нашли широкое применение в печах с расходоуемыми электродами небольшого и среднего веса.

Электрододержатели второй группы применяются на печах ЭШП, где переплавляют электроды большого веса.

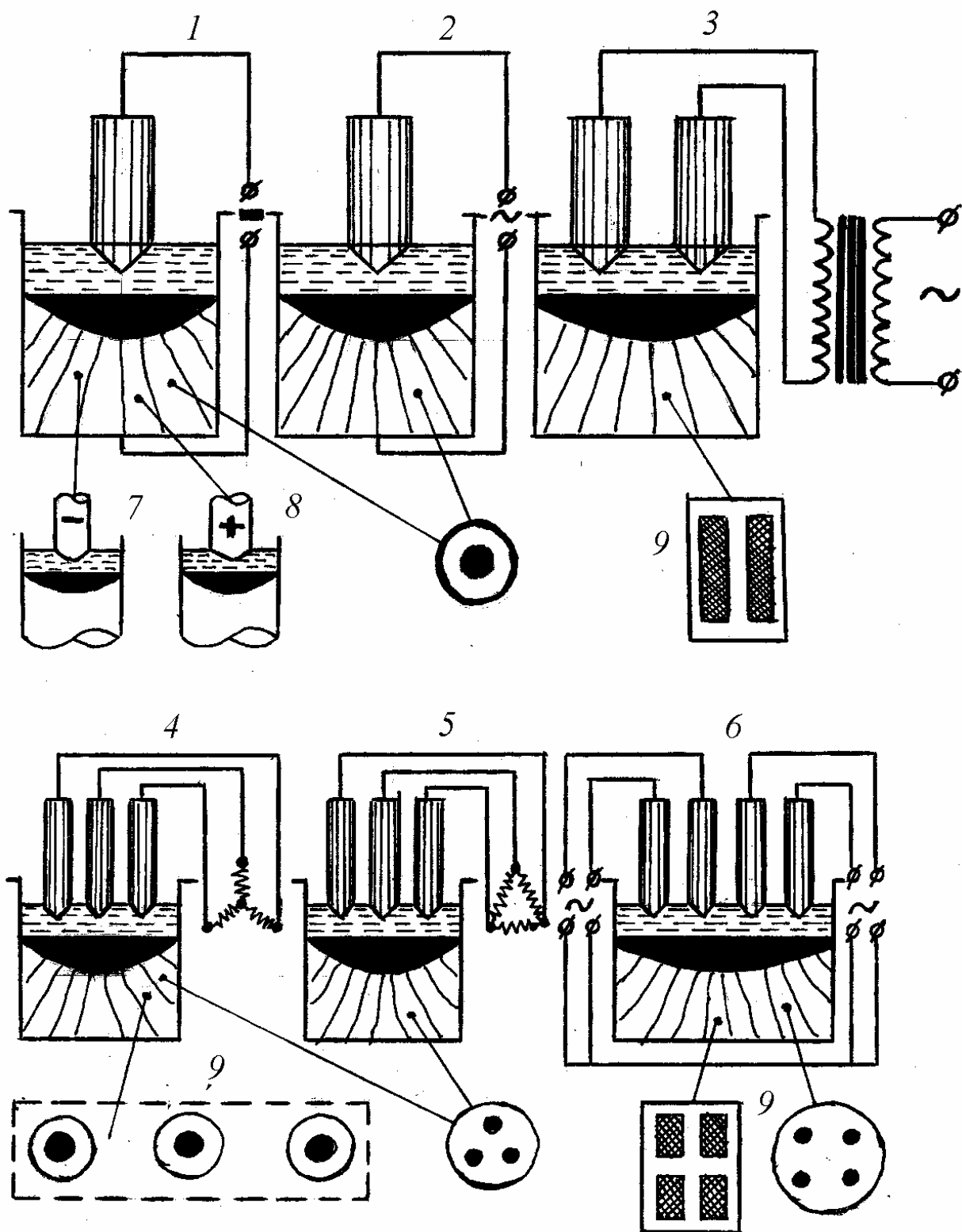
1.3 СХЕМЫ ВКЛЮЧЕНИЯ ПЕЧЕЙ ЭШП

Печи ЭШП могут работать как на переменном, так и на постоянном токе.

На рисунке 6 приведены основные электрические схемы печей ЭШП.

Схема простейшей печи ЭШП (рисунк 6 - 2) - это однофазная печь с одним расходоуемым электродом; для питания печи по этой схеме используют мощные однофазные трансформаторы с регулируемым напряжением. Подключение печи к трансформатору осуществляется по схеме электрод-поддон. Отличительной особенностью таких печей является их простота и большая надежность, высокое качество и хорошая поверхность слитков.

На этом же рисунке (6 - 4, 6 - 5) приведены две схемы трехфазных печей. Недостаток этих схем заключается в том, что при ЭШП в одном кристаллизаторе трех электродов вместо одного резко уменьшается отношение площадей



1 – постоянный ток; 2 – переменный ток; 3 – бифилярное соединение; 4 – трехфазная установка, звезда; 5 – трехфазная установка, треугольник; 6 – четырехфазная установка (от двух отдельных трансформаторов); 7 – катодное соединение; 8 – анодное соединение; 9 – расположение электродов

Рисунок 6 – Схемы включения печей ЭСП

поперечных сечений электродов и слитков (так называемый коэффициент заполнения кристаллизатора), что вызывает увеличение длины расходуемых электродов и высоты печи. При этом возрастает индуктивное сопротивление токопровода, т.е. снижается эффект применения трехфазной схемы.

По трехфазной схеме ЭШП возможно также одновременное расплавление трех электродов в трех различных кристаллизаторах. По существу эта схема представляет собой три однофазные печи с одним расходуемым электродом, подключенные к одному трехфазному трансформатору. Для уменьшения площади, занимаемой установкой по этой схеме, кристаллизаторы располагаются в ряд. Существенным недостатком такой установки ЭШП является неравномерная нагрузка отдельных фаз, что приводит к неравномерному наплавлению слитков и снижению производительности всей установки.

Недостатки присущие трехфазным печам ЭШП привели к тому, что эти печи не получили распространения.

Технико-экономические показатели процесса ЭШП можно значительно улучшить при использовании однофазной двухэлектродной бифилярной схемы (рисунок 6 - 3), при которой в одном кристаллизаторе переплавляют одновременно два расходуемых электрода равных сечений, включенных по схеме электрод-электрод.

Однофазные печи имеют некомпенсированный токопровод с большой длиной контура, включающего в себя электрод из магнитной (в большинстве случаев) стали и, как следствие, высокую реактивность и относительно пониженные технико-экономические показатели. Бифилярная схема включения печи ЭШП позволяет обеспечить близкое и параллельное (бифилярное) расположение токопровода на всех его участках, включая расходуемые электроды, чем достигается значительное снижение индуктивности короткой сети электрошлаковой печи. Коэффициент мощности $\cos \varphi$ при этой схеме составляет 0,92 - 0,98. Для сравнения $\cos \varphi_{\text{биф}} = 1,25 \cos \varphi_{\text{обычн.}}$.

Особенностью бифилярной схемы ЭШП является отсутствие подвода тока к поддону и электрической связи с ним наплавленного слитка. При такой схеме нет необходимости применять затравки и практически исключается опасность образования поверхностных дефектов слитка.

Выше был отмечен ряд весьма важных преимуществ бифилярной схемы наплавки. Однако по сравнению с обычной одноэлектродной однофазной схемой она имеет и некоторые недостатки. Так, переход на двухэлектродную бифилярную схему требует некоторого усложнения конструкции электрододержателя. Кроме того, при двух электродах вместо одного уменьшается коэффициент заполнения кристаллизатора, увеличивается длина и высота электрошлаковой печи.

При бифилярной схеме ЭШП некоторые факторы могут вызвать нарушения равенства линейных скоростей плавления электродов. К ним относятся:

- а) неравенство сечений электродов вследствие разных их размеров или

наличия в них несплошностей (в литых электродах);

б) смещение электродов к одной из стенок кристаллизатора вследствие их неправильной центровки или значительной кривизны.

При значительных различиях линейных скоростей плавления электродов погружение одного из них будет все более возрастать вплоть до погружения его в металлическую ванну (вмораживание электрода). Чтобы этого избежать, поддон соединяют со средней точкой вторичной обмотки трансформатора уравнительным проводом, как показано на рисунке 7.

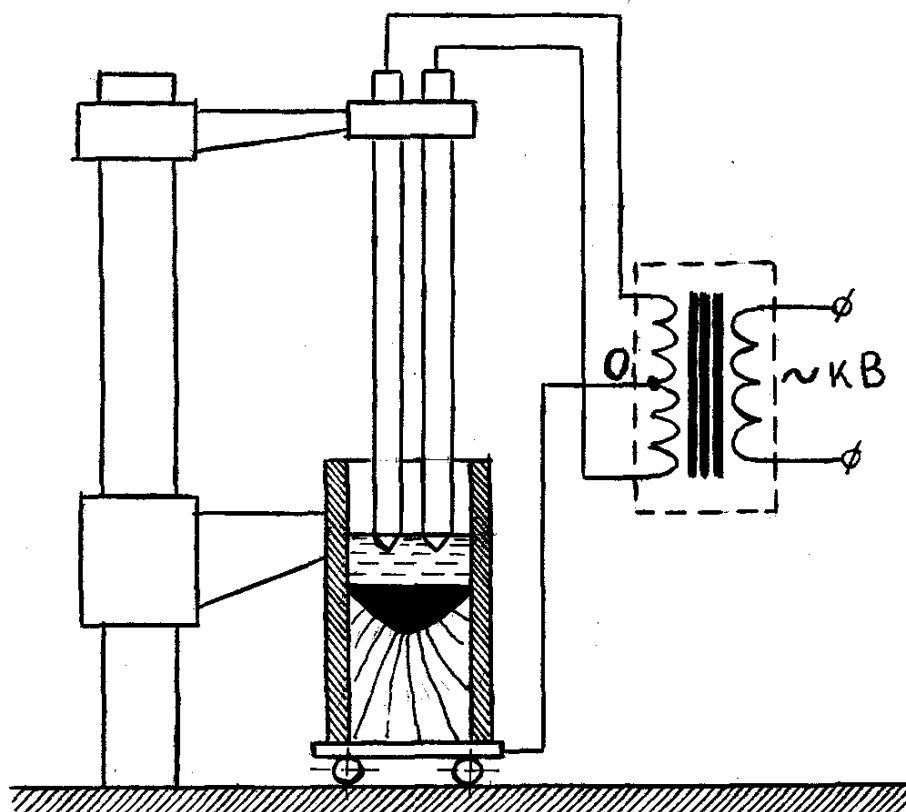


Рисунок 7 – Схема подключения поддона бифилярной печи со средней точкой "О" вторичной обмотки трансформатора

В том случае, если по какой-либо из упоминавшихся причин один из электродов, например правый, начнет оплавляться медленнее, чем левый, и глубина его погружения в шлак будет увеличиваться, то между средней точкой вторичной обмотки трансформатора и поддоном появится разностный ток $I_{ур}$, проходящий через правый (более заглубленный в шлак) электрод. Этот ток выделяет на участке сопротивления дополнительную мощность

$$P_{доп} = I_{ур}^2 R_{ш} \quad (12)$$

которая обуславливает ускоренное оплавление правого электрода. При этом ток

в уравнительном проводе постепенно снижается до нуля (если исчезла причина, вызвавшая разбаланс плавления электродов).

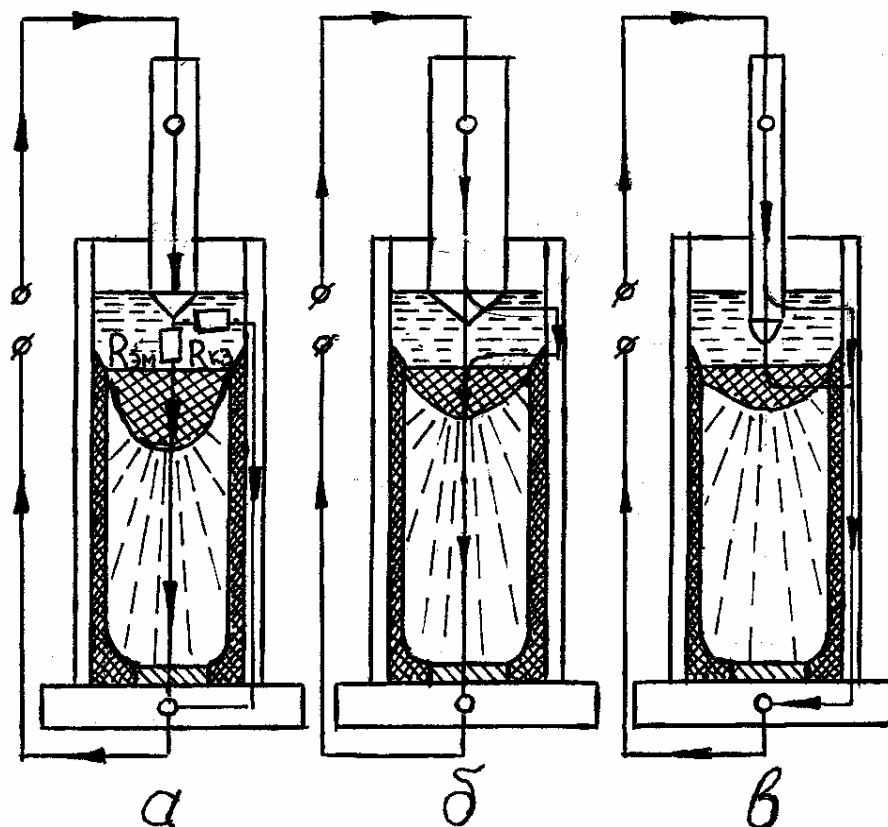
При постоянно действующем факторе, вызывающем разбаланс плавления электродов, в уравнительном проводе устанавливается такое значение тока, при котором обеспечивается равенство линейных скоростей оплавления электродов при разном погружении их в шлаковую ванну.

1.4 РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ТОКОВ И ТЕПЛОВОЕ ПОЛЕ ЭШП

1.4.1 Распределение тока

Рассмотрим распределение тока в шлаковой ванне.

При ЭШП, когда кристаллизатор имеет электрический контакт с поддоном или слитком, стенка кристаллизатора в зоне контакта со шлаковой ванной может служить дополнительным проводником. При этом ток от расходуемого электрода может протекать по двум параллельным цепям, разделяясь в шлаковой ванне: в металлическую ванну и в стенку кристаллизатора (рисунок 8, *a*).



a – нормальное токораспределение; *б* – электропробой при нарушении контакта кристаллизатора с поддоном; *в* – электропробой при нарушении контакта за-
травки с поддоном

Рисунок 8 – Схема распределения тока в шлаковой ванне при ЭШП

Характер распределения тока в шлаковой ванне ЭШП определяется соотношением электрических сопротивлений на участке расходуемый электрод - металлическая ванна ($R_{э-м}$) и расходуемый электрод - стенка кристаллизатора ($R_{э-к}$). Факторы, увеличивающие отношение $R_{э-м}/R_{э-к}$, повышают долю тока, идущего на стенку кристаллизатора (так называемый "боковой ток"). К таким факторам относятся:

1. Повышение напряжения при неизменной силе тока (электрод удаляется от металлической ванны).

2. Увеличение коэффициента заполнения кристаллизатора (уменьшается зазор между электродом и стенкой кристаллизатора при данном диаметре кристаллизатора).

3. Увеличение глубины шлаковой ванны (увеличивается поверхность контакта шлака со стенкой кристаллизатора).

4. Повышение электрической проводимости шлакового гарнисажа на стенке кристаллизатора (применяют шлак с высокой электрической проводимостью при температурах его затвердевания).

При небольших значениях коэффициента заполнения кристаллизатора (до 0,3 - 0,4), когда практически весь ток электрода протекает в слиток, увеличение глубины шлаковой ванны не влияет на размер межэлектродного промежутка и вызывает увеличение погружения электрода в шлак. С ростом коэффициента заполнения кристаллизатора, когда снижается $R_{э-к}$ и увеличивается боковой ток, углубление шлаковой ванны приводит к увеличению межэлектродного промежутка и погружения электрода в шлак не происходит. Так, при ЭШП с коэффициентом заполнения кристаллизатора, превышающим 0,6, когда доля тока в цепи кристаллизатора может достигать до 90 - 95 % общего тока, заглупление электрода в шлак практически не зависит от глубины шлаковой ванны.

Удаление электрода от металлической ванны приводит к тому, что зона выделения тепла смещается в верхние объемы шлаковой ванны. О прохождении части тока в стенку кристаллизатора можно судить по нередко наблюдающемуся свечению и потрескиванию в месте контакта шлаковой ванны со стенкой кристаллизатора вследствие образующихся микродуговых разрядов. Известно, что в электрической дуге переменного тока, горящей между электродами с резко различной температурой (при ЭШП - между шлаковой ванной и холодной медной стенкой кристаллизатора), возможно частичное выпрямление тока, так называемый "вентильный эффект" [4]. Экспериментально установлено, что при ЭШП в зависимости от глубины шлаковой ванны и ее состава составляющая постоянного тока достигает 20 -30 % переменного тока. Учитывая недостатки, присущие ЭШП при постоянном токе (низкую степень рафинирования металла от серы, кислорода, неметаллических включений, а также плохую поверхность слитка), следует стремиться к снижению факторов, вызывающих это явление. Для этого необходимо поддерживать оптимальный электрический режим и контролировать токораспределение в цепях кристаллизато-

ра и слитка. С токораспределением в шлаковой ванне тесно связано явление так называемого электропробоя, приводящие к образованию макродефектов в слитках ЭШП. Электропробой возникает в том случае, когда значительно возрастает электрическое сопротивление в основной токовой цепи и нарушается распределение тока в шлаке. В момент пробоя электрический ток (чаще всего на уровне металлической ванны) протекает от стенки кристаллизатора в слиток. Поскольку плотность тока в месте пробоя велика, происходит оплавление металла слитка, сопровождаемое дуговыми разрядами, что приводит к образованию дефектов в слитке.

В случае потери контакта кристаллизатора с поддоном нормальное токораспределение нарушается, а цепь кристаллизатора оказывается разорванной. В этих условиях возможно образование пробоя, в результате чего цепь кристаллизатора восстанавливается. Ток пробоя протекает от электрода в шлак, далее в стенку кристаллизатора и затем в слиток (рисунок 8, б). Вероятность возникновения электрического пробоя этого типа увеличивается с возрастанием коэффициента заполнения кристаллизатора, глубины шлаковой ванны и напряжения процесса, т.е. с увеличением доли тока, протекающего в цепи кристаллизатора. При ЭШП с малым коэффициентом заполнения кристаллизатора нарушение контакта кристаллизатора с поддоном может не вызвать пробоя, но способствует перераспределению тока в шлаке в сторону увеличения тока в цепи слитка.

Потеря контакта между затравкой и поддоном приводит к перераспределению тока в шлаковой ванне в сторону увеличения тока кристаллизатора и может вызвать пробой. Ток пробоя протекает по цепи электрод - шлак - слиток - стенка кристаллизатора (рисунок 8, в). Уменьшение коэффициента заполнения кристаллизатора и глубины шлаковой ванны, приводящее к возрастанию доли тока слитка, увеличивает вероятность возникновения пробоя при нарушении контакта затравки с поддоном. Механизм образования электропробоев сводится к следующему. Небольшие капли электродного металла, перемещаясь в шлаковой ванне достигают стенок кристаллизатора, прилипают к нему и захватываются поднимающимся металлом, образуя контакт наплавленного слитка с кристаллизатором. При нарушении электрической проводимости одной из цепей токораспределение в шлаковой ванне восстанавливается благодаря протеканию тока по новой цепи через имеющийся контакт между слитком и кристаллизатором, т.е. возникает пробой. Практические меры по предотвращению электропробоев при ЭШП должны быть направлены на обеспечение хорошей электрической проводимости основных токовых цепей.

По другому течет электрический ток в бифилярных установках ЭШП. Здесь подвод тока осуществляется к двум расходным электродам, опущенным в одну шлаковую ванну. В этом случае основной ток протекает между электродами через шлак. То же самое можно сказать и о трехфазных печах с тремя электродами в одном кристаллизаторе. В обоих случаях наблюдается незначительное ответвление тока (уравнительный ток) на стенку кристаллизатора

и на металлическую ванну.

1.4.2 Тепловое поле

Тепло, выделяемое в шлаковой ванне электрическим током, используется для плавления электрода и поддержания в расплавленном и перегретом состоянии шлаковой и металлической ванн и при этом отводится водой, охлаждающей кристаллизатор и поддон, излучением зеркала шлаковой ванны и выделяющимися из нее газами. Часть тепла аккумулируется металлом наплавленного слитка.

На величину и соотношение перечисленных выше статей расхода тепла оказывает влияние большое количество технологических, электротехнических факторов (состав и количество применяемого флюса, электрический режим, соотношение размеров электрода и кристаллизатора, свойства переплавляемого металла, схема процесса и многие другие). Об этом свидетельствует то, что на практике расход электроэнергии на переплав одной тонны металла колеблется в весьма широких пределах (обычно от 1000 до 2000 кВт·ч). Эти расходы значительно превышают теоретически необходимые (для углеродистой стали около 400 кВт·ч) и имеющие место при выплавке стали в дуговых электропечах. Поэтому применение процесса ЭШП оправдано лишь в тех случаях, когда требуется получить металл особо высокого качества или выплавить нужный металл в печах с огнеупорной футеровкой не представляется возможным.

В результате совместного протекания процессов выделения тепла при прохождении электрического тока и теплоотвода от наиболее нагретых областей в токопроводящих элементах устанавливается некоторое более или менее постоянное распределение температур, зависящее от конструктивных особенностей аппаратного оформления и технологических параметров электрошлакового процесса. Рассмотрим возможное распределение температуры в основных токоведущих элементах электрошлаковой установки - расходуемых электродах и шлаковой ванне.

Расходуемый электрод нагревается и плавится главным образом теплом шлака. В меньшей степени электрод нагревается джоулевым теплом, выделяемым в самом металлическом электроде. По высоте расходуемого электрода можно выделить три температурных зоны (рисунок 9) [5].

Зона 1 - это тонкий жидкий слой металла на торце электрода, имеющий резкое изменение температуры от температуры шлака до точки плавления металла. Вторая зона распространяется от жидкой пленки до расстояния равному одному диаметру (одной ширине при квадратных электродах) электрода; в этой зоне распределение температуры обусловлено тепловым влиянием шлаковой ванны. Далее следует зона 3, температура которой определяется выделением в электроде джоулева тепла.

Наличие температурных зон связано с особенностями нагрева электрода, а именно, тепло от шлаковой ванны распространяется вверх по электроду, а сам

электрод перемещается вниз навстречу тепловому потоку.

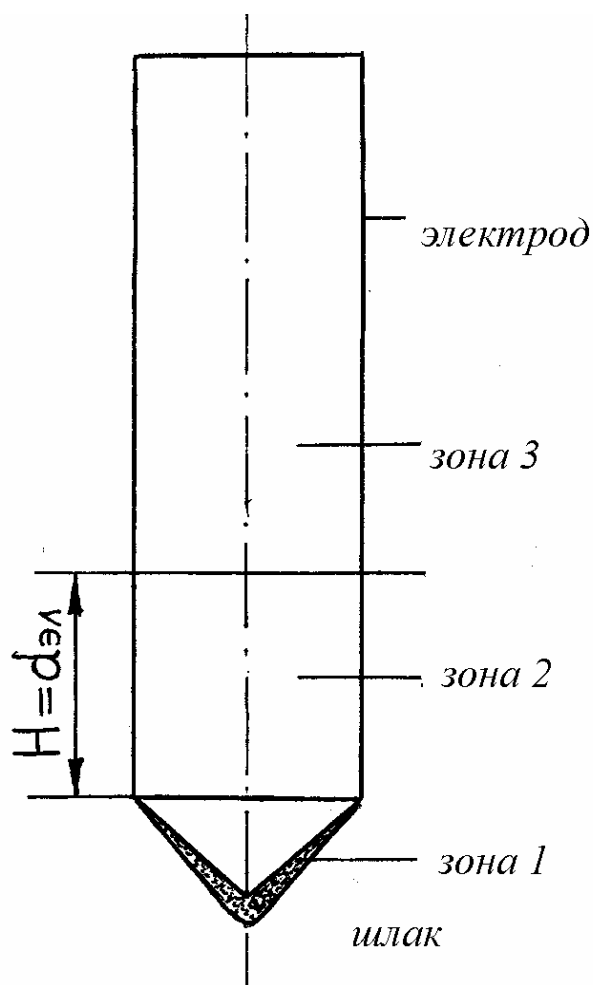


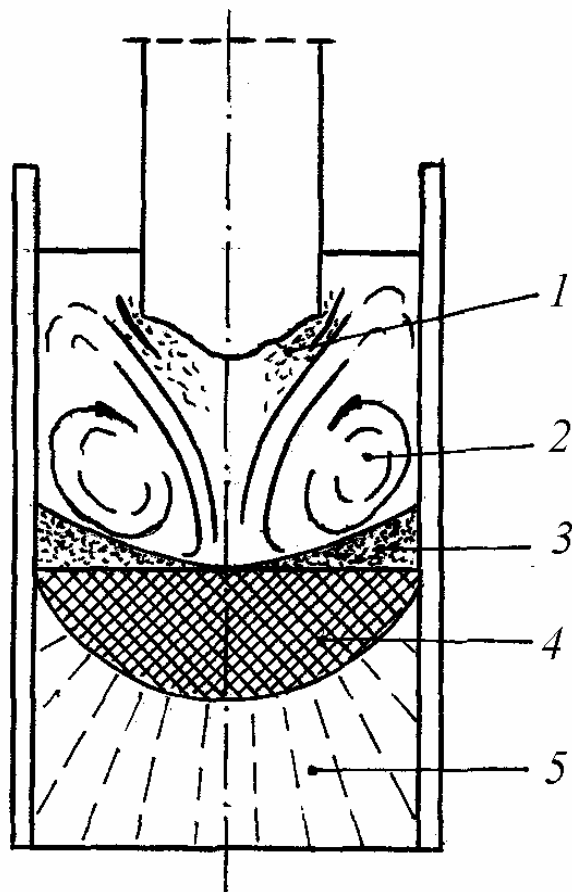
Рисунок 9 – Температурные зоны расходуемого электрода

В шлаковой ванне установок ЭШП происходит плавление расходуемых электродов и протекают металлургические реакции, обеспечивающие рафинирование расплавленного металла. Интенсивность этих процессов во многом определяется температурным состоянием шлакового расплава вблизи оплавливаемых поверхностей и в местах протекания реакций.

Шлаковый расплав, в отличие от других токопроводящих элементов электрошлаковой установки, является жидким проводником электрического тока, в котором имеют место интенсивные перемещения шлаковых объемов под действием гравитационных и электромагнитных сил (рисунок 10). Эти конвективные потоки приводят к выравниванию температур в шлаковом расплаве, и в реальной шлаковой ванне не наблюдается значительного перепада температур как по сечению, так и по глубине.

Перепад температуры по высоте и диаметру шлаковой ванны не превышает 100 - 150 °С [6]. Интенсивные шлаковые потоки вызывают также локаль-

ные искажения температуры в различных точках шлакового расплава. Однако общий характер распределения температур при фиксированном режиме электрошлакового процесса соответствует некоторому среднему за относительно большой промежуток времени.

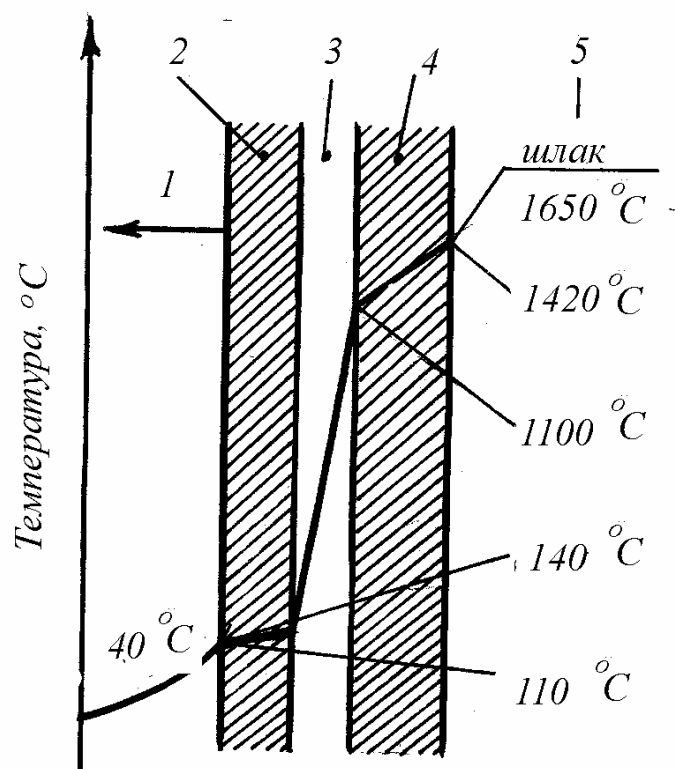


1 – холодный граничный слой; 2 – горячий шлак; 3 – холодный граничный слой; 4 – металлическая ванна; 5 – затвердевший слиток

Рисунок 10 – Распределение температур в шлаковой ванне

Температурное поле шлакового расплава в основном определяется распределением теплоисточников в объеме шлаковой ванны и на ее границах, ограничивающих шлаковый расплав конструкций, интенсивно отбирающих теплоту от периферийных участков шлаковой ванны. На рисунке 11 показаны температурные градиенты в зоне кристаллизатор - шлак, показывающие резкий перепад температуры в зазоре между стенкой кристаллизатора и шлаковой корочкой [7]. Как видно из рисунка 11, основным фактором, определяющим скорость охлаждения слитка, является зазор между стенкой кристаллизатора и шлаковой корочкой.

В таблице 1 дана классификация печей ЭШП.



1 – водяное охлаждение; 2 – стенка кристаллизатора; 3 – зазор между стенкой кристаллизатора и шлаковой корочкой; 4 – шлаковая корочка; 5 – расплавленный шлак

Рисунок 11 – Схема распределения температур в зоне кристаллизатор – шлак

Таблица 1 - Классификация печей ЭШП (ГОСТ 20552-75)

Габарит	Обозначение типов	Х а р а к т е р и с т и к и	
		Номинальная емкость, т	Максимальная мощность источников питания, кВА
I	ЭШП-1,25	1,25	1000, 1600
II	ЭШП-2,5	2,5	1600
III	ЭШП-5,0	5,0	2500
IV	ЭШП-10,0	10,0	2500, 5000
V	ЭШП-20,0	20,0	5000
VI	ЭШП-40,0	40,0	10000
VII	ЭШП-80,0	80,0	15000

2 ОСНОВНЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ЭШП

Для проведения процесса ЭШП необходимы следующие материалы:

1. Расходуемые электроды.
2. Затравки.
3. Рабочие флюсы.

2.1 РАСХОДУЕМЫЕ ЭЛЕКТРОДЫ И ЗАТРАВКИ

Существуют следующие способы производства расходуемых электродов: прокатка, ковка, разливка в специальные изложницы, разливка на машине непрерывного и полунепрерывного литья заготовок. Наиболее дешевыми и экономически оправданными способами производства расходуемых электродов являются прокатка на блюминге или крупносортом стане и разливка на МНЛЗ [2]. Преимущества последней наиболее очевидны при изготовлении электродов из труднодеформируемых сталей и сплавов, прокатка которых затруднена, и для производства электродов применяется ковка - способ, имеющий самые низкие технико-экономические показатели.

Согласно американскому патенту [8], для получения качественных слитков целесообразно проводить отливку электродов во вращающуюся изложницу. По мнению авторов, это предотвращает образование сегрегаций, неоднородностей и раковин в теле электрода, что в конечном итоге повышает качество готового металла.

Перед переплавом электроды подвергают механической правке (независимо от длины электрода кривизна не должна превышать 15 мм), кислотно-щелочному травлению и зачистке. В некоторых случаях экономически более выгодно переплавлять незачищенные электроды. Подготовка поверхности электродов имеет значение лишь в том случае, если необходимо сохранить в материале электрода некоторые элементы (например, титан, алюминий) [9]. Если такие требования не ставятся, необходима лишь небольшая подготовка электрода с минимальной зачисткой перед употреблением.

Экономические соображения требуют увеличения коэффициента заполнения кристаллизатора. В США и Англии, где ЭШП развивался по пути уже освоенного ВДП, он равен 0,80 - 0,85. В большинстве стран Европы и в Японии это соотношение составляет 0,4 - 0,7. Переход к производству с повышенным коэффициентом заполнения кристаллизатора затруднен двумя основными причинами: недостаточно высокой культурой производства и необходимостью снижать скорость плавления, если нужно достигнуть заметного улучшения качества металла.

Увеличение диаметра электрода при неизменной величине наплавляемого слитка существенно меняет основные параметры процесса - расход шлака и подводимой энергии.

ЭШП при отношении диаметров электрода и кристаллизатора 0,80 - 0,85 требует меньшей высоты здания, а, следовательно, меньших капитальных затрат. Кроме того, благодаря уменьшению длины электродов сокращается длина кабеля, что не только снижает стоимость электрического оборудования, но и уменьшает постоянные потери электроэнергии.

Электрошлаковому переплаву, как правило, подвергается металл конечного химического состава. При этом стремятся к тому, чтобы слиток имел тот же состав, что и электрод, исключая вредные примеси: серу, фосфор, кислород, азот, водород и др. В процессе ЭШП обеспечивается практически полное соответствие химического состава металла слитка и электрода по основным легирующим элементам. Даже такие элементы, как марганец и хром, склонные к испарению в условиях вакуумных переплавов, в случае ЭШП испаряются и окисляются незначительно, что практически не приводит к существенным изменениям состава металла. Некоторые затруднения при ЭШП возникают при содержании в переплавляемом металле легкоокисляющихся элементов (алюминия, титана, бора, циркония), особенно при малом их содержании. Однако значительная гибкость процесса позволяет избегать этих трудностей и достичь оптимального уровня удаления примесей из металла.

Принципиальное значение для дальнейшего ЭШП имеют раскисленность исходной стали и особенно содержание в металле алюминия. При ЭШП имеет место взаимодействие металла со шлаком и атмосферой воздуха, в результате которого происходит частичное окисление элементов, имеющих высокое химическое сродство к кислороду. В связи с этим важно иметь в исходном металле некоторое избыточное содержание таких элементов, особенно алюминия. Конкретные значения необходимого содержания элемента зависят от состава флюса, применяемого при ЭШП, и некоторых других факторов (состава атмосферы, скорости наплавления, заглубления электрода), раскисления по ходу плавки и др.

Как правило, при выплавке исходной стали увеличивают также содержание кремния (в среднелегированных сталях без алюминия, титана и циркония) на 0,03 - 0,08 %, титана на 0,05 - 0,15 %, ванадия - на 0,02 %, марганца - на 0,03 - 0,05 % при его содержании до 1 % и на 0,1 - 0,2 % в высокомарганцовистых сталях. Изменение содержания остальных элементов при ЭШП практически не происходит. Тем не менее для устранения влияния возможной неточности анализа для ЭШП не назначают плавки с предельным содержанием углерода, хрома, никеля, вольфрама, азота (в сталях, легированных азотом), кобальта, фосфора и других элементов.

В сталях, легированных алюминием и титаном, содержание кремния ограничивают "сверху", уменьшая допустимое значение на 0,05 - 0,07 %, так как при ЭШП часть кремния может быть восстановлена из кремнезема флюса алюминием и титаном металла.

Затравка служит для подвода тока к рабочему объему кристаллизатора,

защиты поддона от прожигания или подплавления в период разведения процесса, она является как бы основанием, на котором начинается и протекает процесс ЭШП.

Затравка - это специальная шайба толщиной 23 - 30 мм, которую удаляют при последующей торцовке слитка.

Затравки изготавливают из той же стали, что и переплавляемый электрод. Учитывая, однако, производственные условия, при которых не всегда это удастся осуществить, применяют затравки из металла, близкого по химическому составу переплавляемому металлу, или из стали обычного качества (Ст.3, стали 10 - 20). Затравки получают путем штамповки,ковки, вырезки из листовой стали,кованой или катаной заготовки.

Форма и размеры затравок определяются в зависимости от схемы переплава, т.е. от нагрузки на поддон. При одноэлектродной схеме ЭШП весь ток при разведении процесса и во время плавки проходит через поддон. В таких случаях применяют затравки, свободно лежащие на рабочей плите, реже - прижимаемые к поддону. Сечение затравки в плане выбирают таким, чтобы оно было не меньше сечения расходуемого электрода. Толщина затравки определяется мощностью печи.

Увеличение массы затравки больше оптимальной может привести к отрицательному эффекту, особенно если выплавляются слитки большого поперечного сечения. Это вызвано тем, что в период твердого старта, когда в шлаке выделяется большая мощность, толстая затравка сильно нагревается в центре (вплоть до проплавления) и деформируется. В результате ухудшается контакт между затравкой и поддоном. Возникающие в месте плохого контакта дуговые разряды приводят к сильным местным перегревам рабочей плиты поддона и ее прожогу. При работе по бифилярной и трехфазной схемам через поддон проходит лишь уравнивающий ток. Затравка в этом случае может иметь небольшие размеры. При жидком старте для предотвращения затекания шлака между затравкой и поддоном, затравку необходимо прижимать к рабочей плите.

Для обеспечения хорошего электрического контакта поверхность затравки, прилегающую к поддону, обрабатывают на токарном или плоскошлифовальном станках, тщательно очищают от окалины и ржавчины.

2.2 Флюсы для ЭШП и их свойства

Одним из основных материалов, необходимых для ведения процесса ЭШП, является флюс, из которого в ходе плавки образуется жидкий шлак. Шлак служит средой, в которую содержащиеся в металле включения удаляются в результате химической реакции или растворения и в которой осуществляется необходимое регулирование содержания кислорода, серы и других элементов. Если шлак не обладает достаточной химической активностью, то требуемой чистоты металла достичь не удастся; если эта активность будет слишком высокой, то будут удалены те элементы, которые должны быть сохранены.

Шлак выполняет также ряд вспомогательных функций. Затвердевая на стенках кристаллизатора, он препятствует непосредственному контакту между расплавляемым металлом и материалом кристаллизатора, изолируя, таким образом, металл электрически и термически от кристаллизатора и помогая также обеспечить гладкую поверхность слитка. Шлак защищает расплавленный металл от непосредственного атмосферного окисления, создает резервуар тепла выше расплавленного металла, который предотвращает образование усадочной раковины и внутренней усадки; воздействуя на шлак, можно влиять не только на химический состав, но также и на структуру слитка. В целом же шлаки для ЭШП должны иметь не только высокую рафинирующую способность, но и отвечать ряду других требований.

Требования, предъявляемые к флюсам для ЭШП, можно разделить на две основные группы: технологические и металлургические.

К технологическим требованиям можно отнести следующие:

- 1) легкий старт и высокая стабильность процесса ЭШП;
- 2) возможность обеспечения оптимальных скоростей наплавления слитка для получения осевой направленности кристаллизации;
- 3) минимальный удельный расход электроэнергии;
- 4) хорошее формирование поверхности слитка и легкое отделение от нее шлаковой корочки;
- 5) неизменность состава шлака при длительном его хранении и в процессе ЭШП, низкая гигроскопичность;
- 6) минимальные трудности при изготовлении, в том числе при выплавке, дроблении и т.п.

К основным металлургическим требованиям относятся:

- 1) минимальная окислительная способность;
- 2) высокая десульфурисуемая способность;
- 3) высокая способность удаления из металла неметаллических включений и газов;
- 4) хорошая защита расплавленного металла от влияния атмосферного воздуха.

К перечисленным требованиям следует добавить, что шлаки для ЭШП по возможности не должны содержать дорогих и дефицитных компонентов.

Все эти требования на практике зачастую вступают в противоречие, и создать шлаки, полностью им отвечающие, практически невозможно. Тем не менее, в каждом конкретном случае можно подобрать такой шлак, который будет отвечать наиболее важным требованиям.

Для легкого наведения шлаковой ванны шлак должен быть сравнительно легкоплавким и обладать высокой электропроводностью в расплавленном состоянии. Для поддержания стабильного электрошлакового процесса также необходимо, чтобы в расплавленном шлаке присутствовали катионы, препятствующие возникновению дугового разряда, кроме того, температура кипения шлака или отдельных его компонентов должна быть достаточно

шлака или отдельных его компонентов должна быть достаточно высокой. Этим условиям в значительной мере удовлетворяет фтористый кальций.

Для обеспечения минимального расхода электроэнергии шлак, наоборот, должен обладать высоким электросопротивлением.

Минимальной окислительной способностью обладают шлаки, не содержащие в своем составе окислов, термодинамически менее устойчивых, чем окислы легирующих элементов, присутствующих в переплавляемом металле, а также соединений, повышающих активность кислорода в шлаковых расплавах. С этой точки зрения наилучшими являются бескислородные шлаки, в частности чистый фтористый кальций.

Обессеривающая способность шлаков тем выше, чем выше их основность. Снижение вязкости шлака также способствует обессериванию. С этой точки зрения желательно использовать при ЭШП известковистые шлаки.

Для очистки переплавляемого металла от неметаллических включений, а также для хорошего разделения шлаковой и металлической фаз, применяемые при ЭШП шлаки должны обладать максимальной адгезией к неметаллическим включениям и минимальной адгезией к металлу. Как сейчас установлено, фторидные шлаки хорошо смачивают включения типа корунда, кварцевого стекла и др.

Вероятность перехода газов из металла в шлак тем больше, чем выше растворимость газов в шлаке. Однако шлаки, растворяющие большие количества газов, например известковистые (водород) и карбидные (азот), в то же время могут поглощать их не только из металла, но и из воздуха. При этом защитные свойства шлаковой ванны, естественно, снижаются, так как газопроницаемость ее увеличивается.

Из приведенного анализа видно, что наибольшему числу требований удовлетворяет фтористый кальций. В таблице 2 приведены составы флюсов (шлаков) для ЭШП.

Флюс АНФ-1П, представляющий собой переплавленный и отрафинированный в дуговой печи с графитовым электродом флюоритовый концентрат или плавиковый шпат, в расплавленном состоянии обладает чрезмерно высокой электропроводностью. При ЭШП на этом флюсе производительность весьма низка, а расход электроэнергии велик. Для снижения электропроводности флюса в него следовало ввести компоненты, способные образовать в шлаковом расплаве малоподвижные комплексные анионы. Такие анионы в данном случае могли быть получены введением кислых (SiO_2) или амфотерных (Al_2O_3) окислов (SiO_4 ; Al_3O_7 и др.). Поскольку кремнезем является менее термодинамически устойчивым соединением, чем глинозем, а также учитывая, что кремнезем может повышать адгезию шлака к металлу и снижать обессеривающую способность шлака, предпочтение было отдано глинозему.

Таблица 2 - Флюсы для ЭШП [2]

Флюс	Расчетный состав шихты, %								Температура плавления, °С	Удельная электропроводность при t = 2000 °С
	CaF ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	BaO	TiO ₂	ZrO ₂	NaF		
АНФ-1П	100	-	-	-	-	-	-	-	1390-1410	-
АНФ-5	80	-	-	-	-	-	-	20	1160-1180	-
АНФ-6	70	30	-	-	-	-	-	-	1320-1340	1,603-2220/Т
АНФ-7	80	-	20	-	-	-	-	-	1200-1220	1,394-1135/Т
АНФ-8	60	20	20	-	-	-	-	-	1240-1260	1,765-2690/Т
АНФ-9	80	-	-	20	-	-	-	-	-	-
АНФ-19	80	-	-	-	-	-	20	-	1340-1360	2,250-3250/Т
АНФ-20	80	-	-	-	20	-	-	-	1350	0,941- 469/Т
АНФ-21	50	25	-	8	-	25	-	-	1220-1240	16953-2440/Т
АН-29	-	55	45	-	-	-	-	-	1480	3,950-8200/Т
АН-291	18	40	25	17	-	-	-	-	1400	4,360-7980/Т
АН-292	-	60	35	5	-	-	-	-	1450	6,16-12200/Т

Примечание. Начальные буквы марки флюса обозначают: АН - Академия наук; Ф - флюс (шлак) на фтористой основе. Содержание примесей во флюсе не должно превышать: SiO₂ - 2,0 %; FeO - 0,5 %; S - 0,05 %; P - 0,02 %; C - 0,10 %.

Важно, чтобы флюс был по возможности легкоплавким и жидкотекучим при температурах электрошлакового процесса. Поэтому в системе $\text{CaF}_2 - \text{Al}_2\text{O}_3$ выбран состав, близкий к эвтектическому.

Остановимся на имеющихся сведениях о физических свойствах расплавленных шлаков, применяемых при ЭШП.

2.2.1 Электропроводность

Электропроводность шлака в расплавленном состоянии зависит как от его состава, так и от температуры. Данные об электропроводности флюсов для ЭШП приведены в таблице 2.

Электропроводность флюса оказывает непосредственное воздействие на температуру процесса ЭШП. Так, уменьшение электропроводности фтористого кальция, достигаемое введением Al_2O_3 при неизменном электрическом режиме, сопровождается повышением температуры шлаковой ванны. Повышение же температуры процесса способствует увеличению производительности установки и снижению удельного расхода электроэнергии.

Влияние состава флюса на показатели ЭШП шарикоподшипниковой стали характеризуется данными, приведенными ниже [2]:

	Марка флюса		
	АНФ-1П	АНФ-6	АН-29
Электропроводность шлака при 1600 - 1900 °С, $\text{Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$	5 - 6	1,2 - 3,2	0,4 - 1,5
Производительность, кг/ч	102	132	182
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	1546	1055	950

Шлаковая ванна действует в качестве электрического сопротивления в электрической цепи и является источником тепла для переплава; при обычном электрошлаковом переплаве источником тепла служит исключительно нагрев сопротивлением.

К процессу может быть применен закон Ома:

$$I = \frac{VA_{\text{эфф}} \cdot \xi}{l}, \quad (13)$$

- где I – сила тока;
 V – разность потенциалов в шлаковой ванне;
 $A_{\text{эфф}}$ – эффективная площадь поперечного сечения сопротивления (шлаковой ванны);
 ξ - удельная электропроводность;
 l - длина сопротивления, равная минимальной глубине шлаковой ванны.

Электропроводность шлака играет важную роль при определении глубины шлаковой ванны и величины тока.

Удельная электропроводность (при постоянной температуре) жидкого шлака существенно зависит от концентрации катионов, способных переносить

электрический заряд, и их подвижности (чем сильнее катионы связаны с анионами, тем меньше их подвижность).

Добавка извести к фтористому кальцию уменьшает удельную электропроводность. Кислород и фтор обладают приблизительно одинаковым ионным радиусом, но анион кислорода несет двойной заряд по сравнению с анионами фтора, поэтому ионы кальция и кислорода значительно более прочно связаны друг с другом, чем ионы кальция и фтора. Таким образом, добавка анионов кислорода в виде извести снижает подвижность катионов кальция и, следовательно, электропроводность.

Добавка глинозема к фтористому кальцию значительно снижает удельную электропроводность в результате уменьшения концентрации ионов Ca^{2+} и увеличения ионов Al^{3+} . Ионы кальция с двойным зарядом имеют большую подвижность, чем ионы алюминия с тройным зарядом. При наличии глинозема могут образоваться анионы алюминий - кислород, такие как $\text{Al}_3\text{O}_7^{5-}$ и AlO_3^{3-} , и снизится общая концентрация заряженных катионов.

Линейная зависимость $\lg \xi$ от величины $(1/T)$ (см. таблицу 2) для систем фтористого кальция (фтористый кальций-известь и фтористый кальций-глинозем, $\text{Al}_2\text{O}_3 < 10\%$) свидетельствует о том, что такие шлаки в расплавленном состоянии обладают моноионной проводимостью.

2.2.2 Вязкость

Вязкость характеризует внутреннее трение в жидкости и подразделяется на структурную и электростатическую. Структурная вязкость обусловлена силами связи атомов в крупных комплексных ионах, электростатическая - электростатическими силами взаимодействия между катионами и анионами. Первая определяет вязкость шлаков, состоящих из длинных цепочек и комплексных ионов, вторая - вязкость шлаков, состоящих из мелких легкоподвижных ионов. С повышением температуры выше ликвидуса комплексные ионы частично диссоциируют, крупные ионы распадаются и подвижность их увеличивается. Одновременно уменьшается действие электростатических сил притяжения, что устраняет влияние "дальнего" порядка и даже значительно уменьшает влияние "ближнего" порядка в расположении ионов. В результате этого вязкость расплава при увеличении температуры уменьшается.

По характеру изменения вязкости в зависимости от температуры различают "длинные" и "короткие" шлаки.

"Длинные" шлаки характеризуются малой вязкостью и небольшим ее изменением при незначительном изменении температуры, "короткие" - значительным изменением вязкости при незначительном изменении температуры.

Применяя "длинные" шлаки, можно более широко варьировать тепловой режим переплава и достигать лучшего смачивания неметаллических включений в металле. Чем меньше вязкость, тем лучше теплопередача и массоперенос примесей в шлаковой ванне вследствие более интенсивного перемешивания.

Чем выше вязкость шлака, тем меньше величина капле металла, а чем меньше разность плотностей металла и шлака, тем меньше скорость движения капли металла в шлаке в соответствии с законом Стокса:

$$v = \frac{2gr^2(\gamma_{\text{мет}} - \gamma_{\text{шл}})}{9\eta}, \quad (14)$$

где v - скорость движения капли;
 g - ускорение силы тяжести;
 r - радиус капли жидкого металла;
 $\gamma_{\text{мет}}$ - плотность жидкого металла;
 $\gamma_{\text{шл}}$ - плотность жидкого шлака;
 η - коэффициент динамической вязкости.

Отсюда следует, что в последнем случае время пребывания металлической капли в шлаковой ванне будет больше. Реакции между шлаком и металлом протекают на конце электрода, при прохождении капли металла через шлак и у граничной поверхности шлаковая ванна - ванна металла. Хотя продолжительность пребывания металлических капель в шлаковой ванне невелика, реакции между шлаком и металлом развиты значительно, так как велика удельная площадь поверхностного контакта между металлом и шлаком.

Характер изменения вязкости в зависимости от температуры влияет на формирование слитка при ЭШП. При прочих равных условиях чем “короче” шлак, тем толще шлаковый гарнисаж и хуже поверхность слитка.

Рассматривая вязкость как функцию температуры, Я.И. Френкель получил следующую зависимость [10]:

$$\eta(T) = A \exp(B/kT), \quad (15)$$

где η - коэффициент динамической вязкости, пз;
 k - постоянная Больцмана;
 T - абсолютная температура;
 A и B - постоянные величины.

Все шлаки, представленные в таблице 2, можно условно разделить на три группы [11]:

- 1) жидкоподвижные при температуре ЭШП (1500 - 1700 °С), вязкость которых составляет до 0,2 пз. Это шлаки АНФ-6, АНФ-1П, АНФ-7 и АНФ-5.
- 2) подвижные, вязкостью до 1 пз;
- 3) относительно малоподвижные с вязкостью при температуре ЭШП 2 - 3 пз.

Из рассмотрения химического состава шлаков следует, что к жидкоподвижным и подвижным шлакам относятся шлаки на основе фтористого кальция. Добавление к нему окислов магния, кальция и алюминия уменьшает подвижность шлаков. Это объясняется образованием прочных связей катионов (Ca^{2+} и Mg^{2+}) с анионами O^{2-} , благодаря чему возрастает энергия связи между ионами, а следовательно, температура кристаллизации расплава.

Наибольшую вязкость имеют известково-глиноземистые шлаки. Увеличение содержания глинозема увеличивает вязкость шлаков, которая определяется концентрацией в расплаве комплексных анионов $Al_3O_7^{5-}$, AlO_3^{3-} , Al_2O^- и приводит к повышению температуры начала кристаллизации. Аналогично действует и содержание кремнезема из-за образования крупных комплексных анионов SiO_4^{4-} . Появление в расплаве MgO вызывает понижение концентрации комплексных анионов и увеличивает концентрацию более подвижных катионов и анионов O^{2-} , что сопровождается снижением вязкости. Значение вязкости этих шлаков при температурах ЭШП составляет 2 - 5 пз.

Сопоставление влияния добавок компонентов на температуру кристаллизации расплава и его вязкость позволяет сделать следующие выводы: добавка компонентов, снижающих температуру кристаллизации расплава, приводит к уменьшению вязкости и, наоборот, добавка компонентов, повышающих температуру кристаллизации расплава, приводит к росту его вязкости.

2.2.3 Плотность

Различие в плотностях между жидким шлаком и металлом, подвергающемуся переплаву, имеет большое значение в процессе ЭШП. Размер капли расплавленного металла и ее отрыв от торца электрода определяются в основном соотношением сил взаимодействия между жидким шлаком и металлом (межфазного натяжения), гравитационных (сил тяжести) вследствие разности плотностей шлака и металла и динамического воздействия, возникающего при стекании жидкого металла по поверхности электрода. Усилие, обусловленное силой тяжести, которое должно быть приложено для отрыва капли, пропорционально разности плотностей металл-шлак и определяется по уравнению

$$F = \frac{4}{3} \pi r^3 g (\gamma_{мет} - \gamma_{шл}), \quad (16)$$

где F -усилие;
 r - радиус капли металла;
 g - ускорение силы тяжести;
 $\gamma_{мет}$ - плотность жидкого металла;
 $\gamma_{шл}$ - плотность жидкого шлака.

Следовательно, если для отрыва капли требуется постоянное усилие, а действие сил электродинамического воздействия и межфазного натяжения также постоянно, то чем больше разность плотностей ($\gamma_{мет} - \gamma_{шл}$), тем меньше объем капли металла. В свою очередь, чем меньше размер капли, тем больше удельная площадь поверхности на границе металл-шлак и тем полнее удаление примесей из металла.

Большая разность плотностей способствует также отделению шлака от металла и, таким образом, уменьшает возможность захвата шлака кристаллизующимся металлом.

Плотность шлакового расплава зависит от двух факторов: температуры и состава. С изменением температуры плотность меняется по линейному закону [12]:

$$\gamma_t = \gamma_0 - \alpha(t - t_0), \text{ т/м}^3, \quad (17)$$

где γ_t - плотность шлака при температуре t , °С;
 γ_0 - плотность шлака при известной температуре t , °С;
 α - температурный коэффициент, зависящий от состава шлака.

Для определения плотности шлаков сложного состава при температуре 1400 °С можно рекомендовать следующее уравнение [9]:

$$\frac{100}{\gamma_{\text{шл}}} = 0,405(\%CaF_2) + 0,286(\%CaO) + 0,367(\%MgO) + 0,533(\%SiO_2) + \\ + 0,462(\%TiO_2) + 0,742(\%Na_2O) + (0,417 \div 0,329)(\%Al_2O_3). \quad (18)$$

Для расчета плотности шлаков с высоким содержанием CaF_2 следует брать для Al_2O_3 меньшие значения его коэффициента (0,329), а для шлаков на основе системы $CaO - Al_2O_3$ - соответственно большую константу (0,417). При вычислении плотности шлакового расплава для температур выше 1400 °С можно принять усредненное значение коэффициента термического расширения равным $0,0004 \text{ т/м}^3 \cdot \text{°С}$.

Плотности шлаковых расплавов, вычисленных по выше приведенным уравнениям, даны в таблице 3.

Таблица 3 - Плотность шлаков

Флюсы	Плотность при t °С, т/м ³				
	1600	1700	1800	1900	2000
АНФ-6	2,58	2,54	2,50	2,46	2,42
АНФ-7	2,60	2,56	2,52	2,48	2,44
АНФ-8	2,92	2,88	2,84	2,80	2,76
АНФ-19	2,25	2,21	2,17	2,13	2,09
АНФ-20	2,54	2,50	2,46	2,42	2,38
АНФ-21	2,37	2,33	2,29	2,25	2,21
АНФ-29	2,71	2,67	2,63	2,59	2,55
АН-291	2,68	2,64	2,60	2,56	2,52
АН-292	2,76	2,72	2,68	2,64	2,60
АНФ-1П	2,45	2,41	2,37	2,33	2,29

Из таблицы 3 видно, что замена фтористого кальция известью или глиноземом как отдельно, так и вместе несколько увеличивает плотность шлака; влияние температуры - обратное.

Вместе с тем возможные изменения плотности столь незначительны, что при ЭШП сталей и сплавов, имеющих плотность расплава 7 - 9 г/см³, не должны влиять на процессы каплеобразования и разделения шлаковой и металлической фаз.

2.2.4 Поверхностные свойства

Процессы рафинирования металла при ЭШП во многом определяются поверхностными свойствами применяемых флюсов (шлаков). Поверхностные свойства определяют возможность разделения или прилипания металла и шлака, поглощение шлаком неметаллических включений из металла, интенсивность поступления в металл кислорода и водорода из окружающей атмосферы.

Характеристикой поверхностных свойств жидкости является удельная свободная поверхностная энергия, обозначаемая буквой σ и измеряемая в Дж/м² (эрг/см²).

Поверхностную энергию на границе двух жидких фаз называют межфазным натяжением.

В таблице 4 приведены сведения о влиянии состава и температуры на поверхностное натяжение некоторых шлаков для ЭШП. Как видно из этой таблицы, Al₂O₃, CaO и MgO повышают поверхностное натяжение расплавов, а с увеличением температуры оно несколько снижается у шлаков на основе CaF₂ (АНФ-1П и АНФ-6) или остается практически на одном уровне у шлаков с небольшим содержанием фтористого кальция (АН-295 и АН-291). Установлено, что перечисленные окислы слабо или почти не влияют на межфазное натяжение фторидных шлаков на границе с металлом.

Таблица 4 - Влияние химического состава и температуры на поверхностное натяжение шлаков

Марка флюса	Химический состав, %				Поверхностное натяжение, эрг/см ² , при температуре, °С			
	CaF ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	1500	1550	1600	1650
АНФ-1П	100	-	-	-	349	336	330	327
АНФ-6	70	30	-	-	400	384	350	327
АН-295	15	50	30	5	500	515	504	512
АН-291	18	40	25	17	574	568	539	571

Конечный результат обработки металла шлаком во многом зависит от сил сцепления:

1) применяемого шлака с обрабатываемым металлом, т.е. сил, которые определяют возможность загрязнения металла частицами шлака;

2) применяемого шлака с неметаллическими включениями, присутствующими в обрабатываемом металле, т.е. сил, которые определяют способность

шлака адсорбировать включения;

3) обрабатываемого металла с находящимися в нем неметаллическими включениями; эти силы определяют возможность извлечения включений из металла.

В общем случае силы сцепления двух соприкасающихся между собой фаз характеризуются адгезией (W_a), определяемой по уравнению:

$$W_a = \sigma_1 + \sigma_2 - \sigma_{1-2}, \quad (19)$$

где σ_1 и σ_2 - поверхностное натяжение первой и второй фаз;

σ_{1-2} - межфазное натяжение на границе этих фаз.

Для трех выше названных сил сцепления можно записать соответственно:

$$W_{ш-м} = \sigma_{ш} + \sigma_{м} - \sigma_{ш-м}, \quad (20)$$

$$W_{ш-вкл} = \sigma_{ш} + \sigma_{вкл} - \sigma_{ш-вкл}, \quad (21)$$

$$W_{м-вкл} = \sigma_{м} + \sigma_{вкл} - \sigma_{м-вкл}. \quad (22)$$

Удаление из металла неметаллических включений в результате адсорбции возможно, если

$$W_{ш-м} < W_{ш-вкл} > W_{м-вкл}. \quad (23)$$

Поскольку при ЭШП используют электроды заданного химического состава, содержащие включения определенного типа, то величина $W_{м-вкл}$ будет оставаться неизменной. В этом случае требуется подбирать такой шлак, который удовлетворял бы условию

$$W_{ш-м} < W_{ш-вкл}. \quad (24)$$

Для соблюдения этого условия необходимо, чтобы: шлак обладал небольшим поверхностным натяжением $\sigma_{ш}$; межфазное натяжение шлака на границе с переплавляемым металлом $\sigma_{ш-м}$ было максимальным; межфазное натяжение шлака на границе с неметаллическими включениями $\sigma_{ш-вкл}$ было минимальным.

Специальными исследованиями установлено, что шлаки на основе CaF_2 обладают сравнительно низким поверхностным натяжением, небольшой адгезией к стали и хорошо смачивают оксидные включения типа Al_2O_3 и SiO_2 . Этим объясняется успешное применение указанных шлаков в практике ЭШП.

2.2.5 Получение флюсов

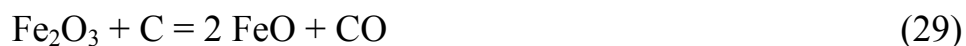
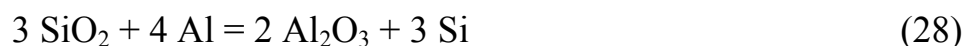
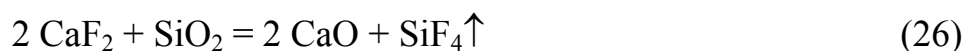
Флюсы получают сплавлением компонентов в электрических дуговых печах емкостью 5 т, снабженных трансформаторами 2500 кВА. Особенностью таких печей является то, что они выполнены закрытыми с подъемным сводом. Свод состоит из сварного полого опорного кольца с водоохлаждаемой кессонированной центральной частью, имеющей отверстия для электродов, загрузки

шихты и отсоса газов.

Футеровка свода выполнена магнезитовым кирпичом, футеровка ванны печи изготовлена из самоспекающейся углеродистой массы и угольных блоков. Ванну печи можно выкатывать, что обеспечивает ее быструю замену. Печи снабжены газоочисткой.

В качестве исходного сырья при производстве фторидных флюсов, а также флюсов с высоким содержанием фтористого кальция используют плавиковый шпат (флюорит) в виде сортированных кусков, концентрата или окатышей с содержанием фтористого кальция не менее 95 %; глинозем, известь, каустический магнезит и другие материалы, поставляемые по действующим ГОСТам и техническим условиям.

Основная цель предварительного расплавления исходных материалов заключается в рафинировании их от таких компонентов, которые препятствуют производству металла высокого качества. При этом значительно уменьшается содержание влаги, кремнезема, окислов железа, серы, свинца, углерода по реакциям



Наличие угольных (графитовых) электродов и подины создает условия для науглероживания расплава согласно реакции



Чем больше окиси кальция во флюсе, тем интенсивнее протекает этот процесс. Однако взаимодействие расплава с углеродом характеризуется следующими закономерностями. Сначала концентрация углерода в нем возрастает, а затем по достижению максимума резко снижается в результате окисления кислородом воздуха. Для ускорения процесса обезуглероживания необходимо повысить температуру расплава, обеспечить доступ воздуха к его поверхности и длительность выдержки.

Предварительное расплавление исходных материалов оказывается полезным не только для рафинирования от легковосстанавливаемых окислов и серы. Большое значение имеет также удаление (испарение) цветных металлов, в част-

ности свинца, содержание которого даже в незначительных количествах оказывает вредное влияние на качество сталей.

Заключительной стадией в производстве электроплавленных флюсов является операция слива из флюсоплавильной печи, совмещенная с грануляцией и дополнительным рафинированием. Грануляцию осуществляют с помощью специального устройства.

Перед выпуском флюса из печи к соплу устройства, установленному под сливным желобом печи, под избыточным давлением 1,5 - 3,0 ат подается обезвоженный активный или инертный газ или их смеси (например, кислород, аргон или воздух). При наклоне печи по сливному желобу стекает струя флюса, которая, встречая на пути струю газа, подвергается обработке и грануляции. При изменении положения струи флюса сопло на оси поворачивается синхронно с наклоном печи, что обеспечивает постоянное направление полета гранул флюса к гранулоприемнику.

Полученный флюс имеет вид закаленных гранул в основном диаметром 0,2 - 0,3 мм (около 96 %). Такой флюс можно нагнетать и перекачивать как жидкость, что позволяет осуществить непрерывное удаление флюса из гранулоприемника на линию переработки по специальному пневмопроводу.

2.2.6 Подготовка флюсов к плавке

Подготовка флюсов к плавке заключается в их прокаливании в нагревательных печах при температуре 300 - 800 °С для удаления влаги и последующей дозировке. Для прокаливания большого количества флюса используют методические топливные печи с движущимся или вращающимся подом, а также вращающиеся электропечи. При небольших количествах потребляемого флюса пользуются электрической печью типа жаровни. Флюс при прокаливании загружают в противни или короба окалиностойкой стали. Длительность прокаливания составляет 4 - 6 ч. Срок хранения прокаленного флюса не более двух суток. При предварительном расплавлении флюса в тигле-ковше или специальном тигле можно использовать непрокаленный флюс. Если флюс приготавливают из отдельных компонентов, последние предварительно прокаливают.

3 ТЕХНОЛОГИЯ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА

После окончания предыдущей плавки удаляют огарок электрода с инвентарной головкой и устанавливают новый электрод. В это время кристаллизатор находится в верхнем, поднятом положении, которое он занял после раздевания слитка.

Перед тем как готовить печь к очередной плавке, кристаллизатор и поддон тщательно осматривают, очищают их поверхности, а также нижний торец кристаллизатора от следов шлака, корочек металла и нагара до полного удаления. После этого определяют характер поверхности поддона и кристаллизатора для установления степени их деформации и обнаружения дефектов (выбоин, царапин и т.д.). При обнаружении этих дефектов приступают к их устранению или замене поддона и кристаллизатора.

Кристаллизатор и поддон проверяют также на наличие течи или даже небольшого просачивания воды. Если обнаружится течь или просачивание воды, плавку не начинают, так как попадание влаги в шлак или в атмосферу над шлаком недопустимо: возможны выбросы шлака из кристаллизатора, ухудшение качества металла вследствие насыщения его водородом и окисления легирующих элементов. На внутренней стенке кристаллизатора и поддоне возможно образование конденсированной влаги, если температура охлаждающей воды ниже температуры воздуха в цехе. Перед плавкой эти поверхности протирают насухо.

После проверки кристаллизатора и поддона, а также другого оборудования печи, переходят к рабочему процессу ЭШП. Рабочий процесс ЭШП условно можно подразделить на следующие основные операции:

1. Наведение шлаковой ванны.
2. Наплавление слитка.
3. Выведение усадочной раковины.
4. Охлаждение и извлечение слитка.

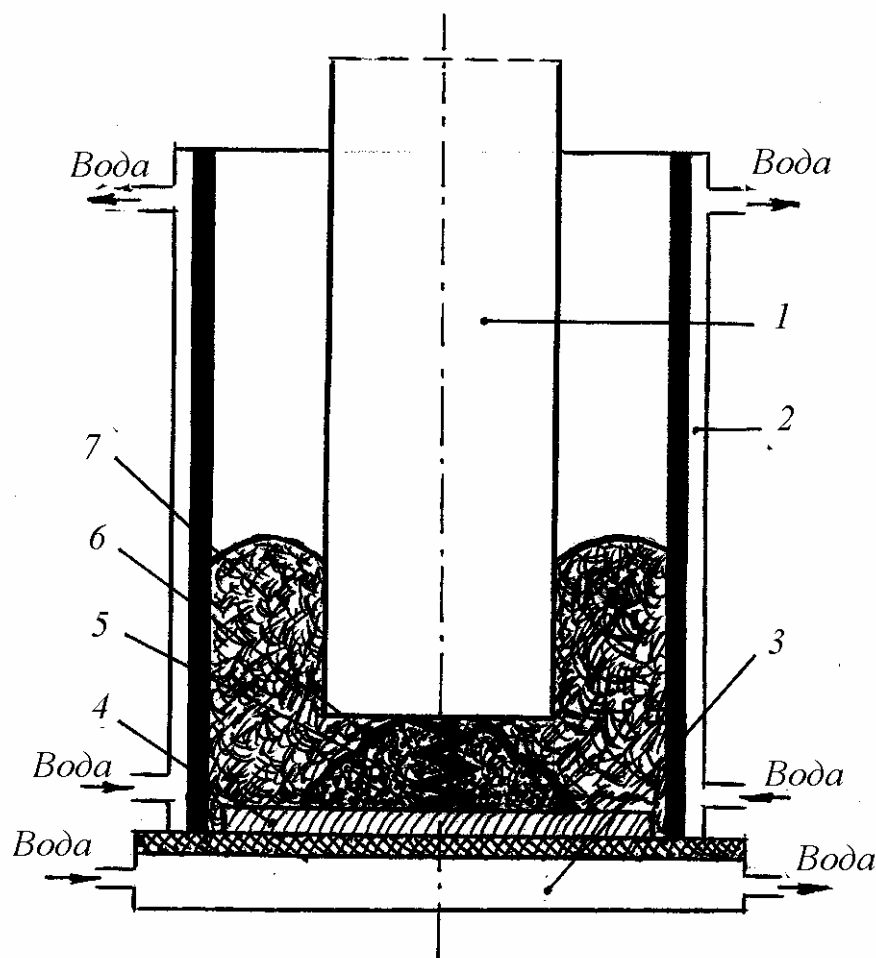
3.1 НАВЕДЕНИЕ ШЛАКОВОЙ ВАННЫ

Проверив готовность оборудования, приступают к операции разведения процесса, началом которого служит старт. В период старта происходит формирование шлаковой ванны и стабилизация электрошлакового процесса. Шлаки, применяемые при ЭШП, в твердом состоянии неэлектропроводны, поэтому для осуществления электрошлакового процесса шлак необходимо предварительно расплавить.

Применяют два вида старта - твердый и жидкий.

Твердый старт. Наведение шлаковой ванны при твердом старте осуществляется непосредственно в кристаллизаторе самим расходуемым электродом. Выполнение этого периода происходит в следующем порядке (рисунок 12). На

поддон (по центру) укладывается затравка. Затравку окольцовывают асбестовым шнуром и укладывают на нее прокаленную чистую стальную стружку или специальную перемычку для зажигания экзотермической смеси. Обычно используют алюминиево-магниево-железистый порошок марки ПАМ-3 или ПАМ-4 в количестве 30 %, остальное 70 % - наполнитель - рабочий флюс. Расход экзотермической смеси в зависимости от размеров кристаллизатора (слитка) составляет 0,4 - 1,0 кг на тонну наплавленного слитка. Экзотермическую смесь насыпают на стальную стружку и вокруг нее. При этом стальная стружка должна быть обнажена для контакта с нижним торцом расходуемого электрода, который с этой целью опускается вниз. Вся технологическая схема электрошлакового переплава приведена на рисунке 13.



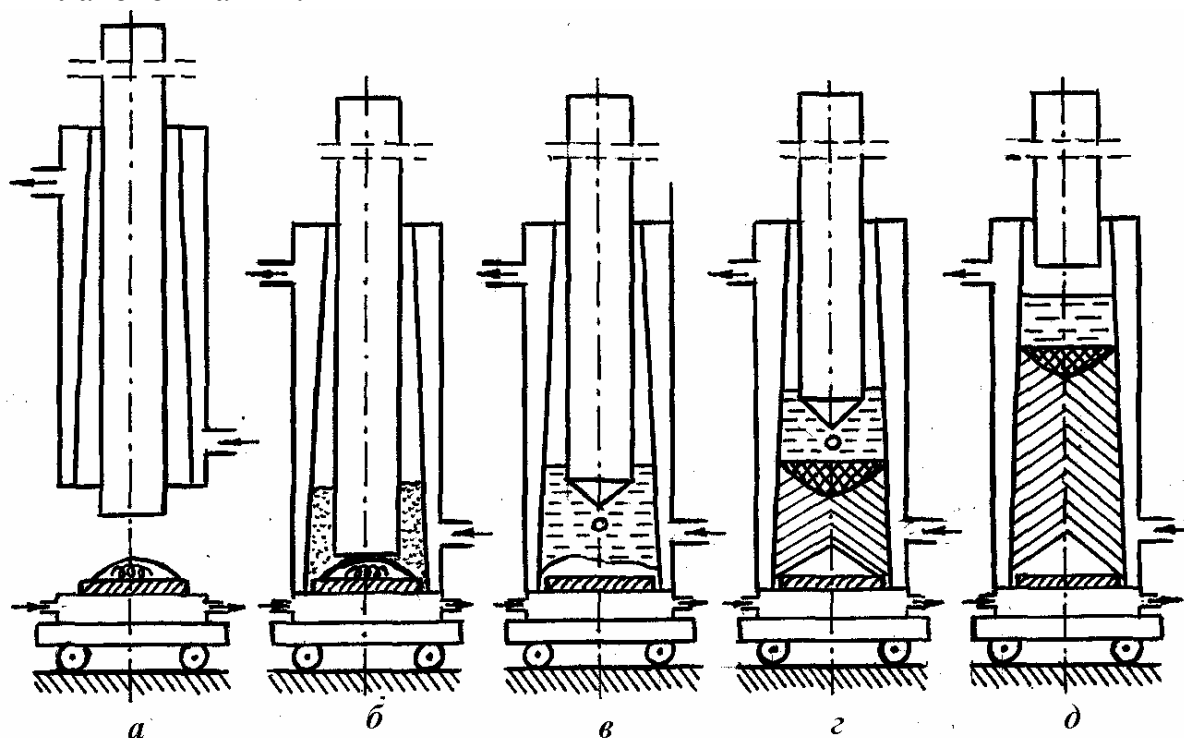
1 – расходный электрод; 2 – кристаллизатор; 3 – поддон; 4 – затравка;
5 – железная стружка; 6 – экзотермическая смесь; 7 – рабочий флюс

Рисунок 12 – Схема разведения процесса на твердой старте

Кристаллизатор, который до этого был поднят над поддоном, опускают и ставят на поддон. При этом необходимо проследить, чтобы затравка вошла в кристаллизатор, и было обеспечено плотное прилегание нижнего фланца кристаллизатора к поддону. В кольцевое пространство между расходным электродом

тродом и стенкой кристаллизатора засыпают рабочий флюс.

Расплавление флюса и наведение шлаковой ванны происходит следующим образом. В момент включения тока в стартовой экзотермической смеси возникают электрические дуги, от которых эта смесь самовоспламеняется и расплавляется. Образовавшаяся ванночка расплава электропроводна. При прохождении через нее электрического тока, в ней выделяется тепло, достаточное для постепенного расплавления рабочего флюса и образования электропроводной шлаковой ванны.



а – укладка затравки, железной стружки и экзотермической смеси;
б – кристаллизатор и электрод опущены, засыпан рабочий флюс;
в – полное расплавление рабочего флюса; *г* – наплавление слитка,
установившийся процесс; *д* – окончание процесса

Рисунок 13 – Технологическая схема электрошлакового переплава

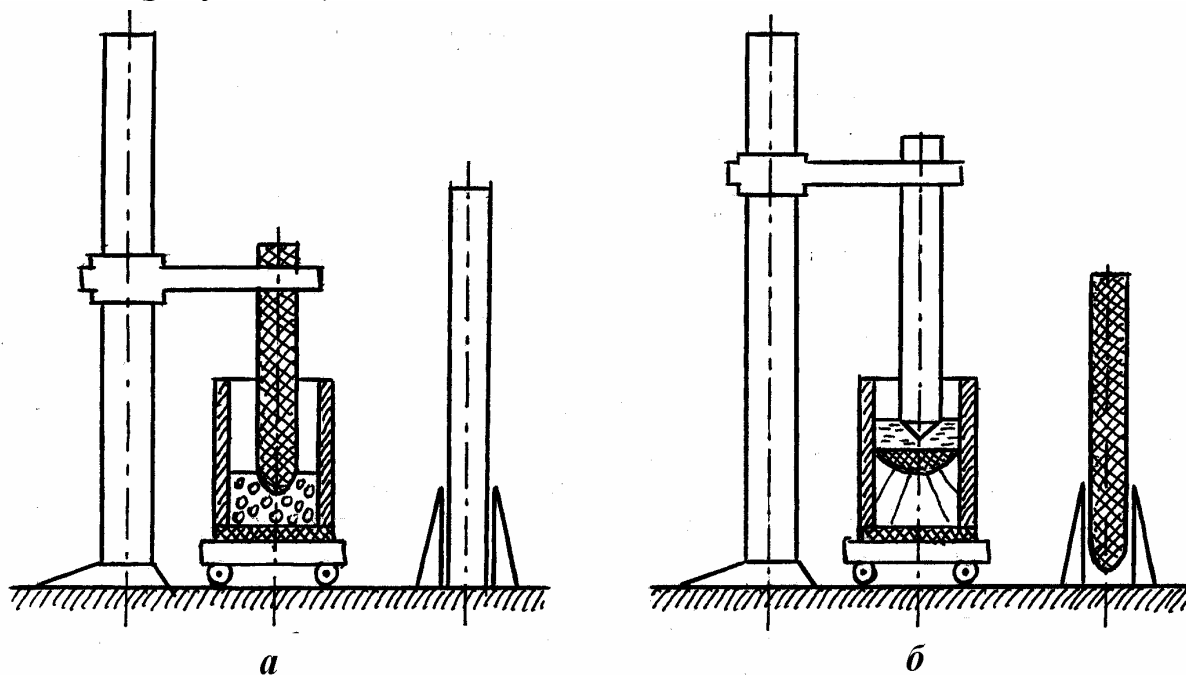
Технология твердого старта имеет ряд недостатков. В период наведения шлаковой ванны происходит одновременное плавление шлака и металла расходуемого электрода. Выделяемого в этот момент тепла недостаточно для перегрева шлака и хорошего формирования слитка. Поэтому донная часть таких слитков получается ступенчатой с пережимами, а в металле обнаруживаются запутавшиеся нерасплавленные частицы шлака.

Дуговые разряды, неизбежные при наведении шлаковой ванны, вызывают повышенное окисление легирующих элементов переплавляемого металла. Этими причинами обусловлены высокие (8 - 15 %) нормы обрезки донной части

слитков, полученных по такой технологии. Кроме того, при работе по указанной схеме необходимо использование специальных шайб-затравок, изготовление которых связано с дополнительными затратами.

В начальный период плавки процесс ведется в дуговом режиме, поэтому, кроме указанных недостатков, имеется еще опасность прожога затравки и поддона. Следует добавить, что для расплавления шлака в кристаллизаторе требуется значительное (до 1 ч) время, в результате чего снижается производительность печи: так, например, на слитке 10 т при общей продолжительности плавки 8 - 10 ч расплавление шлака занимает 40 - 60 мин.

Лучшие результаты получаются, если при расплавлении флюса вместо металлического расходуемого электрода использовать графитовый нерасходуемый электрод. В этом случае нерасходуемый электрод закрепляют в электрододержателе и опускают в кристаллизатор для расплавления шлака. После наведения шлаковой ванны нерасходуемый электрод извлекают из кристаллизатора, устанавливают в электрододержателе расходуемый электрод и начинают процесс ЭШП (рисунок 14).



а, б – периоды расплавления шлака и собственно ЭШП

Рисунок 14 - Наведение шлаковой ванны нерасходуемым электродом

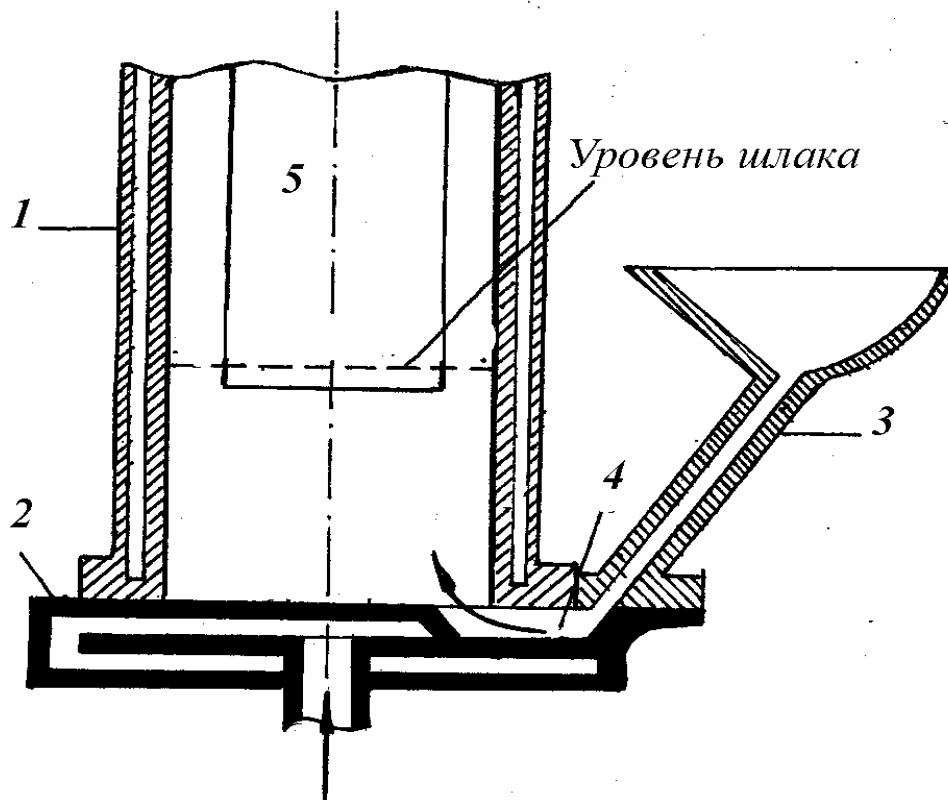
В этом случае улучшается качество металла в нижней части слитка, в результате чего донная обрезь уменьшается примерно в два раза. Однако длительность наведения шлаковой ванны остается прежней.

Жидкий старт. Наиболее совершенной является схема ЭШП на жидком старте, когда операция расплавления шлака проводится вне печи. Шлак расплавляют в отдельном агрегате - "тигле-ковше", транспортируют к печи и заливают в кристаллизатор снизу, т.е. сифонным методом. Такой метод дает воз-

возможность производить заливку шлака при установленном в кристаллизаторе расходоуемого электрода.

При заливке шлака через верх кристаллизатора на поверхности расходоуемого электрода и на стенке кристаллизатора образуются настыли шлака, что отрицательно сказывается на дальнейшем процессе. По этой причине заливку шлака через верх не применяют.

Для осуществления сифонной заливки шлака в кристаллизаторы электрошлаковых печей используют специальные устройства, одно из них показано на рисунке 15.



1 – кристаллизатор; 2 – поддон; 3 – сифонная приставка с приемным корытом; 4 – паз в поддоне; 5 – расходоуемый электрод

Рисунок 15 – Устройство для сифонной заливки шлака в кристаллизатор электрошлаковой печи

Данное устройство состоит из поддона печи и стальной сифонной приставки, имеющей в верхней своей части приемную воронку. Особенностью поддона для сифонной заливки шлака является наличие в его верхней плите радиального паза, имеющего площадь поперечного сечения несколько большую, чем сечение канала в сифонной приставке. Устройство отличается предельной простотой. Оно не имеет футерованных частей и обеспечивает возможность быстрой подготовки к плавке и разборки после нее.

Шлак заливают при установленном электроде и включенном напряжении.

Как только шлак заполнит пространство в кристаллизаторе от поддона до расходуемого электрода (замкнет электрическую цепь), начинается собственно процесс ЭШП. В начальный период происходит нагрев шлака до рабочей температуры и нагрев расходуемого электрода до температуры плавления металла. Происходит стабилизация процесса ЭШП, и печь выводят на заданный электрический режим плавки. Начинается основной период плавки - переплав расходуемого электрода и наплавление слитка.

Плавка на жидком старте имеет следующие преимущества перед плавкой на твердом старте:

- а) не требуются затравки;
- б) качество металла в нижней части слитка выше;
- в) донная обрезь слитка сокращается примерно в два раза;
- г) повышается производительность печи, так как не требуется много времени для наведения шлаковой ванны.

Наплавление слитка. Качество переплавляемого металла во многом зависит от теплового состояния металлической и шлаковой ванны. К числу факторов, влияющих на температурное поле, относятся диаметр электрода, состав флюса, сила тока и напряжение. Одним из самых важных параметров ЭШП является глубина жидкой металлической ванны. Для получения высокой степени рафинирования металла, а также осевой или радиально-осевой кристаллической структуры слитка целесообразно иметь неглубокую и пологую жидкую ванну, т.е. невысокую скорость наплавления слитка. Для получения однородной микроструктуры слитка чрезвычайно важно постоянство параметров переплава.

При установившемся режиме процесса ЭШП температура шлака находится в пределах 1600 - 1900 °С. Торец электрода при плавлении приобретает форму конуса. Оптимальный угол при вершине конуса должен быть 90°. Обычно при освоении новых марок стали на электрошлаковых печах проверку правильности выбранных технологических параметров (электрический режим, количество флюса и др.) определяет по виду конуса, извлекая его из шлаковой ванны во время переплава или после окончания процесса.

При плавлении электрода на поверхности его конуса образуется тонкая пленка жидкого металла, которая, стекая, формирует на вершине конуса каплю. Капля отрывается, проходит через слой жидкого шлака и образует под слоем шлака ванночку жидкого металла. Благодаря охлаждающему действию поддона и стенок кристаллизатора происходит затвердевание нижних горизонтов металла и формирование слитка. Электрод, оплаваясь, перемещается вниз, а фронт затвердевшего металла в кристаллизаторе - вверх, навстречу движению электрода. Скорость оплавления электрода регулируется подводимой электрической мощностью, зазором между торцом электрода и уровнем жидкого металла на протяжении всего рабочего периода плавки.

Величина оптимального межэлектродного расстояния $h_{\text{опт}}$ слабо зависит от химического состава переплавляемого металла и рабочего шлака и определя-

ется диаметром применяемого электрода (при некруглых сечениях - эквивалентным диаметром), от которого она зависит по линейному закону [11]

$$h_{\text{опт.}} = 0,894 + 0,474d_{\text{эл.}} \quad (33)$$

При диаметрах электродов > 150 мм эта зависимость может быть заменена приближенный: $h_{\text{опт.}} \approx 0,5 d_{\text{эл.}}$

По мере оплавления электрода его активное и индуктивное сопротивление уменьшаются, а, следовательно, повышается активная мощность, выделяемая током в шлаковой ванне. Поэтому плавку ведут в так называемом дифференцированном режиме, величину напряжения уменьшают по ходу плавки. На отечественных заводах принят ступенчатый график регулирования напряжения. Как показывают исследования, падения напряжения на 1 пог. м длины электрода составляет в среднем около 2 В. Через промежуток времени, равный времени сплавления 1 м электрода, трансформатор переключают на меньшую ступень, соответствующую снижению напряжения на 2 В. На ряде заводов одновременно с уменьшением напряжения снижают и величину тока.

Опыт работы установок ЭШП показал, что наиболее эффективный интервал напряжений находится между 30 и 65 В. Если напряжение выше указанных величин, то имеется тенденция к возникновению дуги между электродом и шлаком, что служит причиной некоторой электрической нестабильности. Это явление обычно рассматривается как вредное и его следует избегать.

Удельную скорость плавления можно определить по эмпирическому уравнению [12]

$$G = 15 D_{\text{к}}, \text{ кг/мин}, \quad (34)$$

где $D_{\text{к}}$ - диаметр кристаллизатора, м.

Коэффициент мощности на установках, работающих на однофазном переменном токе, составляет обычно 0,85 - 0,92. Для повышения $\cos \varphi$ могут применяться емкостные сопротивления, что позволяет повысить коэффициент мощности до 0,98 [9].

При наплавлении слитка шлаковая ванна все время соприкасается с холодной стенкой кристаллизатора, в результате чего на внутренней стенке кристаллизатора образуется корочка затвердевшего шлака - гарнисаж. Толщина гарнисажа зависит от температуры плавления шлака и тепловой энергии, выделяемой в шлаковой ванне, и составляет 1 - 4 мм. Важно, чтобы толщина шлаковой корочки по всей высоте слитка была одинаковой, так как шлаковая корочка формирует рельеф поверхности слитка. Постоянная толщина шлаковой корочки получается в том случае, если в течение всего процесса наплавки слитка поддерживается постоянная температура шлаковой ванны, что достигается регулированием подводимой мощности.

Процесс плавления электрода заканчивают тогда, когда поверхность шлаковой ванны находится от верхней кромки кристаллизатора на расстоянии 0,15 - 0,20 м. Далее приступают к выведению усадочной раковины.

Выведение усадочной раковины. Чтобы уменьшить усадочную раковину на слитке, необходимо иметь небольшой объем жидкого металла и пологий профиль ванны. В конце плавки уменьшают скорость плавления электрода, что достигается плавным уменьшением величины тока до нуля. Этот период называется периодом выведения усадочной раковины, продолжительность его зависит от диаметра кристаллизатора. Уменьшение подводимой мощности следует осуществлять без изменения положения электрода.

Возможен вариант, когда оставшуюся часть расходуемого электрода используют в качестве металла для подпитки головной части аналогично процессу электрошлаковой подпитки обычных слитков. Для этой цели можно использовать и нерасходуемые (графитовые) электроды. Мероприятия по выведению усадочной раковины позволяют получать практически горизонтальную поверхность верхней части слитка.

Охлаждение и извлечение слитка. После выполнения операции выведения усадочной раковины раздевать слиток еще нельзя, так как в кристаллизаторе имеется расплав шлака и металла. Наступает период затвердевания расплава в кристаллизаторе.

С увеличением сечения кристаллизатора, т.е. с увеличением объема шлаковой и металлической ванн, длительность затвердевания расплава увеличивается и достигает нескольких часов для слитков диаметром 1000 мм и более. Для сокращения этого периода и повышения производительности печи средние и крупные печи ЭШП оснащают специальными устройствами для слива шлака. Повышение производительности печи ЭШП путем сокращения периода застывания расплава достигается также организацией второго рабочего места на этой печи, оснащенного дополнительным поддоном и кристаллизатором.

После того, как в рабочей полости кристаллизатора не осталось жидкой фазы, способной вылиться, производят извлечение готового слитка из кристаллизатора. Раздевание слитка производят непосредственно на печи путем подъема кристаллизатора при помощи нижней тележки, перемещающейся самостоятельно или путем зацепления с верхней тележкой. Слиток остается на поддоне и при помощи самоходной тележки выкатывается перед печью для удобства захвата грузоподъемными средствами (чаще всего мостовыми кранами) и транспортировки по дальнейшему технологическому маршруту. Предварительно со слитка специальным клещевым приспособлением при помощи крана снимают "шапку" затвердевшего шлака и переносят на участок, отведенный для складирования и хранения отработанного шлака. После извлечения слитка (либо перед этим) из электрододержателя извлекают остатки электрода (огарок). Тщательно осматривают поверхность слитка. Поверхность слитков, задаваемых в дальнейший передел, должна быть чистой, без каких-либо дефектов. Отдель-

ные дефекты (пережимы, пробой, наплавы металла, поверхностные пузыри и т.п.) на слитках удаляют с поверхности вырубкой или зачисткой. Слитки клеймят маркой, номером плавки и слитка, затем взвешивают.

Режимы охлаждения и термической обработки слитков назначают в каждом конкретном случае в соответствии с частными технологическими инструкциями на ЭШП сталей и сплавов различных марок. Охлаждение слитков осуществляется, как правило, в цехе ЭШП в специальных термосах, неоттапливаемых колодцах или под колпаком. Отжиг производят в электрических печах, устанавливаемых в том же цехе или в плазменных печах термического цеха.

Все данные, относящиеся к плавке, и результаты осмотра поверхности слитков фиксируют в плавильной карте, которую заполняют по ходу переплава и после осмотра и взвешивания слитков.

Рассмотренный комплекс технологических операций охватывает все основные моменты по изготовлению слитков на ЭШП. На этом можно считать процесс законченным, а печь готовой к следующему плавильному циклу.

4 СТРУКТУРА СЛИТКА ЭШП И КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ МЕТАЛЛА

Структура слитка определяется условиями перехода металла из жидкого состояния в твердое. Эти условия при ЭШП отличаются от тех условий, в которых формируется обычный слиток. При ЭШП спонтанный (самопроизвольный) механизм затвердевания заменен регулируемым. Регулируется, главным образом, направление теплоотвода и объем двухфазной области путем регулирования количества тепла, поступающего в кристаллизатор. Но необходимо отметить, что основные аспекты теории затвердевания металла в изложницах остаются общими и для слитков ЭШП.

Сравним условия кристаллизации и формирования структуры слитков, полученных путем заливки металла в чугунную изложницу и в результате ЭШП.

4.1 СТРОЕНИЕ СЛИТКА СПОКОЙНОЙ СТАЛИ ПРИ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ ЕГО В ИЗЛОЖНИЦЕ

В слитке, полученном при затвердевании металла, залитого в чугунную изложницу, обычно различают три характерные зоны кристаллического строения (рисунок 16):

1. Зону мелких равноосных кристаллов, образующихся вследствие гетерогенного зарождения кристаллов в области термического переохлаждения, вызванного быстрым отводом тепла в стенку изложницы.

2. Зону столбчатых кристаллов, возникающих в результате “конкурирующего” роста дендритов в условиях, когда переохлаждение перед фронтом кристаллизации недостаточно для зарождения новых кристаллов.

3. Зону сравнительно крупных равноосных кристаллов в осевой части слитка, где возможно достаточное для гетерогенной кристаллизации концентрированное переохлаждение металла, уменьшается температурный градиент в жидкой и твердой фазах и в значительной мере дезориентирующего тепловые потоки.

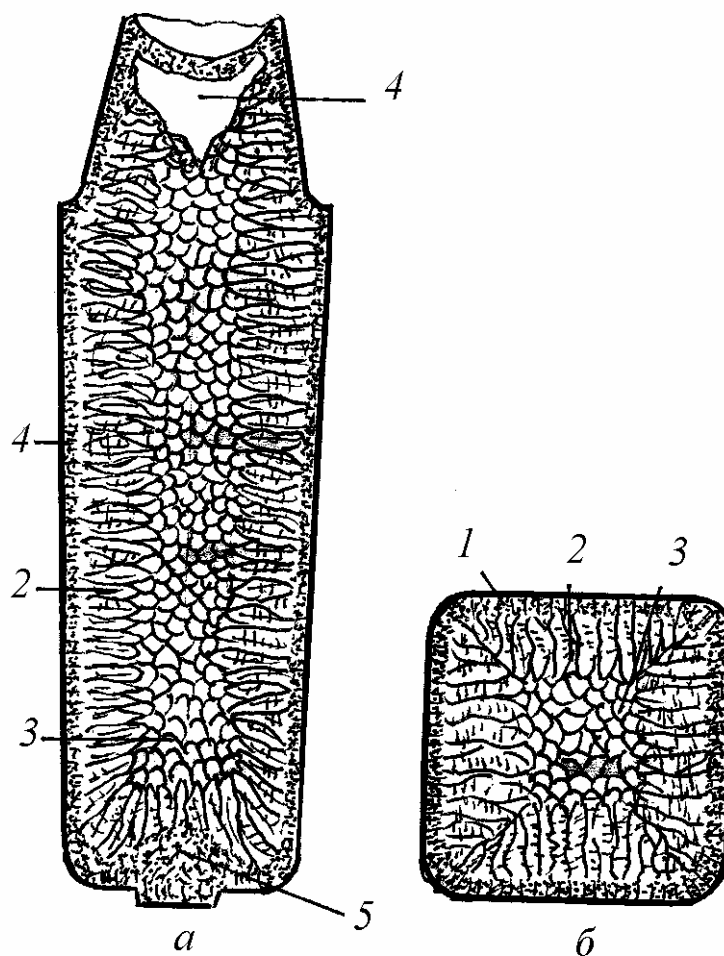
Наиболее плотным и однородным по химическому составу является металл первой зоны. Однако его влияние на качество слитка можно не рассматривать в связи с малой шириной зоны и тем, что во многих случаях металл уходит в окалину или удаляется механической обработкой поверхности слитка.

В обычных слитках наилучшим качеством обладает металл зоны крупных равноосных кристаллов. В этой зоне, как правило, в наибольшей мере развиты химическая и физическая неоднородности и имеются дефекты в виде пористости, трещин и др.

В нижней части слитка (зона 5) располагается конус мелких кристаллов. Его называют еще конусом осаждения. Механизм образования этой части слитка следующий. От стенок изложниц вглубь жидкого металла движется фронт

твердой фазы.

Вблизи твердой границы жидкий металл переохлажден, поэтому в нем возникают отдельные металлические кристаллики, которые опускаются в нижний горизонт слитка благодаря большой плотности и конвективным потокам. Скапливаясь внизу и срастаясь, кристаллики образуют конус осаждения. Еще одна зона слитка спокойной стали - это усадочная раковина (область 4). Эта область затвердевает в последнюю очередь. Усадочная раковина представляет собой разницу в объемах жидкого металла и после полного его затвердевания в изложнице.



- a* – продольное сечение; *б* – поперечное сечение;
1 – корковый слой мелких кристаллов; 2 – зона столбчатых кристаллов;
3 – зона крупных неориентированных кристаллов; 4 – усадочная раковина;
5 – конус осаждения

Рисунок 16 – Строение слитка спокойной стали

Процесс перехода металла из твердого (кристаллического) состояния в жидкое (процесс плавления) сопровождается весьма небольшим увеличением объема системы. Для металлов, в частности, прирост объема не превышает 6 %.

Это соответствует увеличению взаимного расстояния между частицами при плавлении не более чем на 2 % и указывает на то, что частицы (атомы, молекулы или ионы), составляющие жидкость, находятся на расстояниях, мало отличающихся от расстояний между частицами в соответствующих кристаллах.

Можно еще отметить, что в слитках легированной конструкционной стали массой 2,5 - 4,5 т корковая зона мелких кристаллов имеет толщину 6 - 8 мм, зона столбчатых кристаллов, наклоненных на 16 - 18° к верхней части слитка, 70 - 80 мм. В осевой части расположена зона равноосных кристаллов, размер которых возрастает от низа кверху с 10 до 80 - 100 мм (по главной оси). Поперечный разрез слитка показан на рисунок 16, б.

4.2 КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ СЛИТКОВ ПРИ ЭШП

Структура слитка ЭШП определяется, главным образом, глубиной и формой жидкой металлической ванны в кристаллизаторе, которая в свою очередь зависит от соотношения подводимой и отводимой тепловой мощности. Общие законы кристаллизации металла, естественно, действуют и в условиях ЭШП. Однако специфика этих условий накладывает свой благоприятный отпечаток на строение электрошлакового слитка.

К основным особенностям условий кристаллизации металла при ЭШП следует отнести:

1) усиленный теплоотвод в поддон и в связи с этим перераспределение тепловых потоков с приближением их к осевому направлению;

2) непрерывный подвод к верхней части слитка тепла, вносимого расплавленным и перегретым электродным металлом и передаваемого шлаковой ванной за счет теплопроводности;

3) ослабленное (по крайней мере в первый момент, т.е. при кристаллизации поверхностного слоя слитка) охлаждающее действие стенки изложницы (кристаллизатора) в связи с отсутствием непосредственного контакта металла с этой стенкой;

4) наличие над жидким металлом шлаковой ванны, являющейся своего рода тепловой надставкой.

Факторы 2 и 3 способствуют тому, что в поверхностном слое электрошлакового слитка не образуется зона мелких равноосных (“замороженных”) кристаллов (вместо нее здесь может быть зона мелких столбчатых кристаллов). Факторы 1 и 2 способствуют получению осевой или радиально-осевой кристаллизации слитка. Направленный теплоотвод и повышенный градиент температур благоприятствуют развитию в электрошлаковом слитке столбчатых кристаллов. Следует подчеркнуть, что благодаря осевой или радиально-осевой направленности этих кристаллов по оси электрошлакового слитка не образуются места слабости и связанные с ними трещины.

Особенностью строения электрошлакового слитка является наличие ярко выраженной зоны влияния затравки и поддона, в которой столбчатые кристал-

лы направлены вертикально, а в некоторых случаях (например, при малых для данного кристаллизатора размерах затравки) даже веерообразно.

Фактор 4 способствует получению при ЭШП слитка без усадочной раковины в головной части.

Образование небольших закрытых усадочных раковин при ЭШП возможно лишь в тех случаях, когда в момент окончания процесса объем металлической ванны чрезмерно велик. Это может иметь место при форсированных режимах ведения и окончания плавки и особенно при выплавке слитков весьма больших сечений (диаметром 800 мм и более).

При наличии в слитке ЭШП закрытой усадочной раковины последняя, как правило, заполнена шлаком. Это объясняется следующим. После прекращения подвода тепла к шлаковой ванне жидкая металлическая ванна может кристаллизироваться не только со стороны затвердевшей части слитка и стенок кристаллизатора, но и сверху, т.е. со стороны шлаковой ванны за счет отвода тепла в последнюю. После образования под шлаковой ванной корки затвердевшего металла кристаллизация жидкого металла продолжается в замкнутом объеме. При этом вследствие усадки создается вакуум. В определенный момент корочка затвердевшего металла в наиболее тонком месте (в центре) трескается, и в образовавшуюся раковину засасывается жидкий шлак.

С увеличением массы слитка и снижением теплопроводности переплавленного металла в зависимости от состава металла и температурного интервала его кристаллизации, из-за снижения охлаждающего влияния стенок кристаллизатора и поддона могут создаться условия для образования зоны равноосных кристаллов и в электрошлаковом слитке.

При прочих равных условиях образование зоны равноосных кристаллов в электрошлаковом слитке во многом зависит от параметров процесса ЭШП и соответственно от формы и размеров металлической ванны наплавляемого слитка. Увеличение глубины металлической ванны способствует образованию в слитке ЭШП зоны равноосных кристаллов. Следует отметить, что в слитке ЭШП качество металла этой зоны несравненно выше, чем в обычных. Это связано с тем, что в зоне равноосных кристаллов электрошлакового слитка усадочные, ликвационные и сегрегационные явления выражены в значительно меньшей степени, поскольку металл более чист по примесям (в частности, по сере и неметаллическим включениям) и затвердевание металла этой зоны происходит не в замкнутом объеме, а при наличии подпитки металлом металлической ванны и отвода в эту ванну ликватов.

В электрошлаковых слитках зональная ликвация элементов, как правило, не наблюдается. Это связано как с направленностью их отвердевания, так и с постоянным разбавлением металлической ванны свежими порциями металла.

Осевая зональная ликвация в слитках ЭШП может проявляться лишь при весьма больших скоростях плавки. Так, даже в слитках диаметром 1100 мм осевая ликвация серы не обнаружена. Однако в больших слитках ЭШП при опре-

деленных условиях может проявиться внеосевая ликвация. Такими условиями является недостаточно малая скорость плавки и получаемый при этом большой объем металлической ванны.

Внеосевая ликвация серы в крупных электрошлаковых слитках может наблюдаться также в случае недостаточной степени десульфурации металла ЭШП (при использовании флюсов с низкой обессеривающей способностью или ведении ЭШП без раскисления шлаковой ванны).

5 ВЛИЯНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЭШП НА ХАРАКТЕР ПЛАВЛЕНИЯ И КРИСТАЛЛИЗАЦИЮ СЛИТКА

К основным параметрам ЭШП можно отнести следующие:

- 1) скорость подачи расходуемого электрода;
- 2) напряжение на шлаковой ванне;
- 3) глубина шлаковой ванны;
- 4) коэффициент заполнения кристаллизатора.

5.1 Влияние скорости подачи электрода

Электрический режим при электрошлаковом переплаве наряду с составом и количеством шлака определяет скорость плавления электрода, что, в свою очередь, оказывает влияние на качество рафинирования металла и структуру электрошлакового слитка.

Установлено, что скорость подачи расходуемого электрода оказывает существенное влияние на электрический режим процесса плавки. Чем больше скорость подачи электрода, тем больше величина тока, протекающего через шлаковую ванну.

При небольших скоростях движения (рисунок 17, *а*) торец электрода остается плоским, плавление его происходит на поверхности шлака, электрический режим неустойчив, периодически переходит в дуговые разряды в момент отрыва капель металла. С увеличением скорости подачи электрода его плавление происходит в объеме шлака и торец приобретает конусообразную форму (рисунок 17, *б, в*). При дальнейшем увеличении скорости движения электрода электрический режим стабилизируется и становится наиболее устойчивым при высоте конуса, равной радиусу электрода, а угол при вершине конуса, равным 90° (рисунок 17, *г*).

Большее увеличение скорости приводит к округлению вершины конуса, появлению электрических дуг между электродом и металлической ванной и, наконец, вмораживанию электрода в ванну (рисунок 17, *е*).

Оптимальную скорость плавления электрода устанавливают исходя из плотности тока и профиля конуса со скоростью перемещения электрода. Установлено, что величина тока возрастает линейно с увеличением скорости движения электрода.

При ведении плавки по силе тока необходимо следить, чтобы на погруженном в шлак конце электрода имелась небольшая цилиндрическая часть. Это заметно снижает окисление металла вследствие погружения в шлаковую ванну наиболее разогретой части расходуемого электрода. С увеличением сечения электрода устойчивый процесс протекает в диапазоне все больших значений силы тока. Однако сила тока, соответствующая стабильному процессу, нарастает медленнее, чем увеличивается сечение электрода, поэтому с увеличением сечения электрода область устойчивости процесса смещается в сторону мень-

ших плотностей тока на электроде. Это позволяет переплавлять электроды достаточно большого сечения с применением относительно малых токов (рисунок 18). С повышением напряжения область устойчивости процесса перемещается в сторону увеличения плотности тока на электроде (рисунок 19), что позволяет увеличить силу тока и скорость подачи электрода, т.е. повысить производительность процесса. Кроме того, в диапазоне устойчивых режимов ЭШП увеличение скорости подачи электрода и, соответственно силы тока, сопровождается снижением удельного расхода электроэнергии.

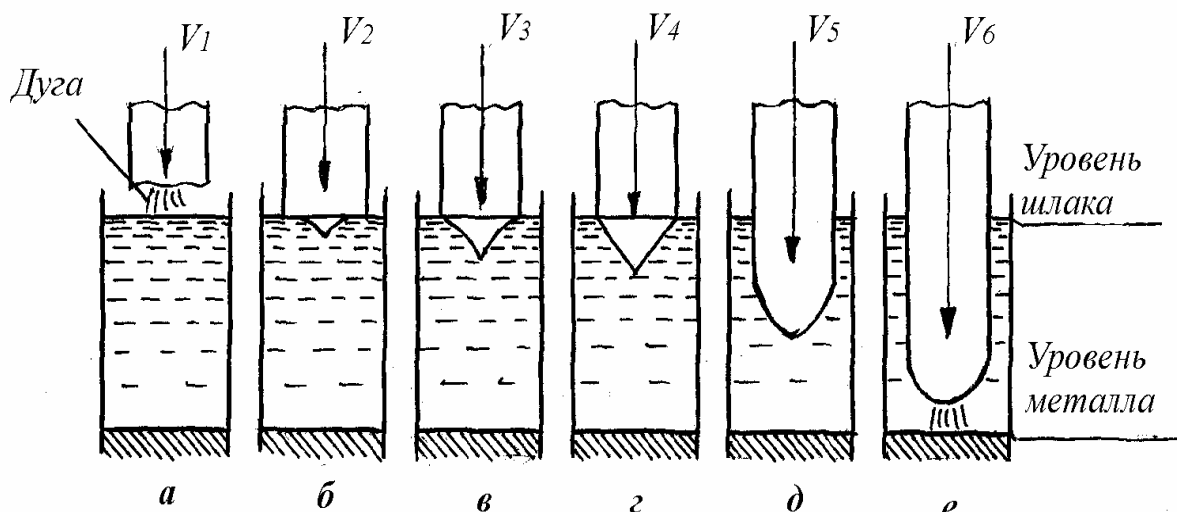


Рисунок 17 – Возможные варианты заглубления расходуемого электрода в шлаковую ванну при ЭШП в зависимости от скорости подачи электрода V ($V_1 < V_2 < V_3 < V_4 < V_5 < V_6$)

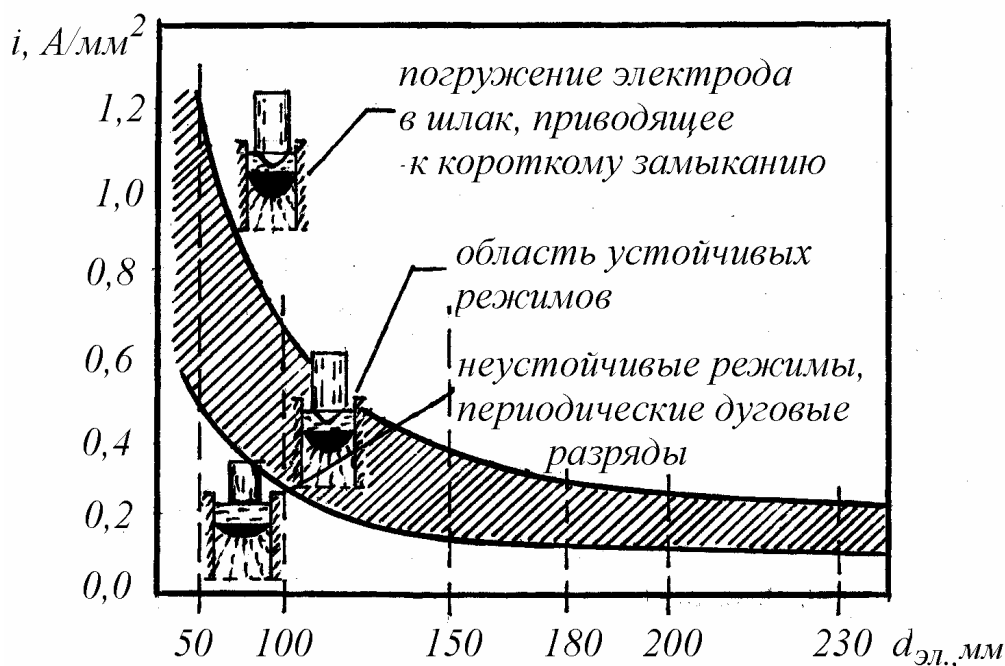


Рисунок 18 – Плотность тока при ЭШП в зависимости от диаметра электрода

При одинаковом количестве шлака и напряжении увеличение тока за счет повышения скорости подачи электрода, т.е. увеличение скорости наплавления слитка, ведет к росту глубины металлической ванны. При этом фронт кристаллизации изменяется от пологого до сильно вогнутого, в связи с чем изменяется направленность кристаллизации слитка от осевой до почти радиальной.

Зависимость глубины металлической ванны от скорости подачи электрода и соответственно производительности процесса практически прямолинейна.

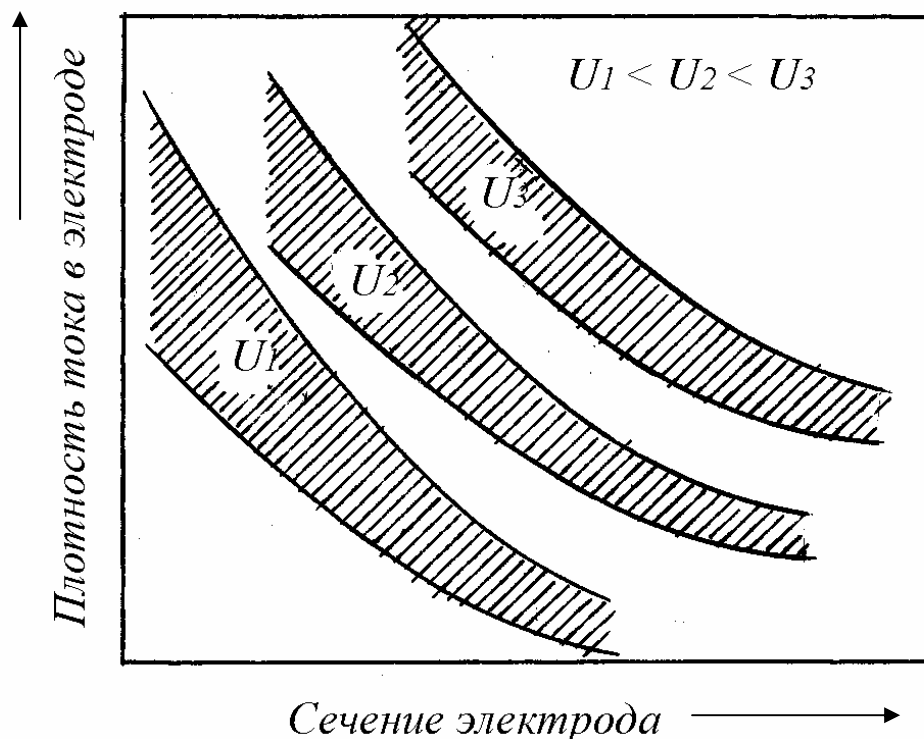


Рисунок 19 – Влияние сечения электрода и напряжения U на плотность тока в электроде, соответствующие области устойчивого электрошлакового процесса (заштрихованы)

5.2 ВЛИЯНИЕ НАПРЯЖЕНИЯ

При неизменном количестве шлака и скорости подачи электрода повышение напряжения ведет к уменьшению глубины металлической ванны (рисунок 20) [3].

Это связано с рассредоточением зоны тепловыделения в шлаковой ванне благодаря увеличению межэлектродного промежутка и изменению токораспределения (увеличивается доля тока цепи кристаллизатора). При определенных режимах появляется цилиндрический участок металлической ванны, на котором жидкий металл находится в контакте со шлаковым гарнисажем, образовавшимся на стенках кристаллизатора. Кристаллизация металла в периферий-

ной зоне в этом случае начинается ниже границы раздела шлаковой и металлической ванн.

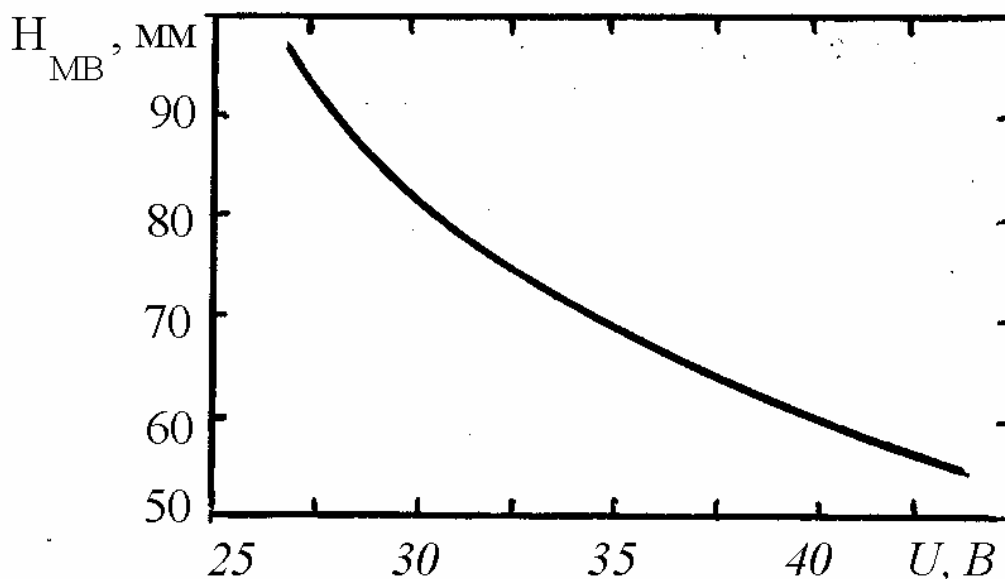


Рисунок 20 – Зависимость глубины металлической ванны от напряжения ($D_{кр.} = 100$ мм, $d_{эл.} = 50$ мм, флюс АНФ-6, углеродистая сталь)

Формирование неглубокой металлической ванны с цилиндрическим участком благоприятно влияет на структуру кристаллизующегося слитка при повышении напряжения. Однако это приводит к повышению температуры шлаковой ванны и, значит, к увеличению расхода электроэнергии: увеличению интенсивности излучения с поверхности шлаковой ванны; большого отвода тепла водой, охлаждающей кристаллизатор и т.д. (таблица 5). Об этом свидетельствуют данные [2].

Опыт работы печей ЭШП показал, что для каждого конкретного случая должно быть выбрано оптимальное напряжение. Так, при переплаве крупных слитков из ферромагнитных материалов потери мощности в процессе переплава уменьшаются, и для поддержания правильной скорости переплава может потребоваться снижение подводимой мощности. Как установлено Латашем [13], излишняя мощность ведет к образованию излишне глубокой металлической ванны, а чрезмерно высокая скорость переплава способствует образованию слишком плоской формы конца электрода. Зависимость между параметрами переплава показана на рисунке 21 [14], из которого видно, что незначительные изменения условий могут привести к значительному отклонению от оптимального хода процесса.

Таблица 5 – Влияние напряжения на температуру шлаковой ванны, производительность и расход электроэнергии ($D_{кр} = 200$ мм, $d_{эл} = 90$ мм, флюс АНФ-6)

$U, В$	Температура шлака, $^{\circ}С$	Производительность, кг/ч	Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т
37	1750	106	1370
44	1765	117	1390
50	1810	138	1520

Примечание: сила тока составляла 3600 А.

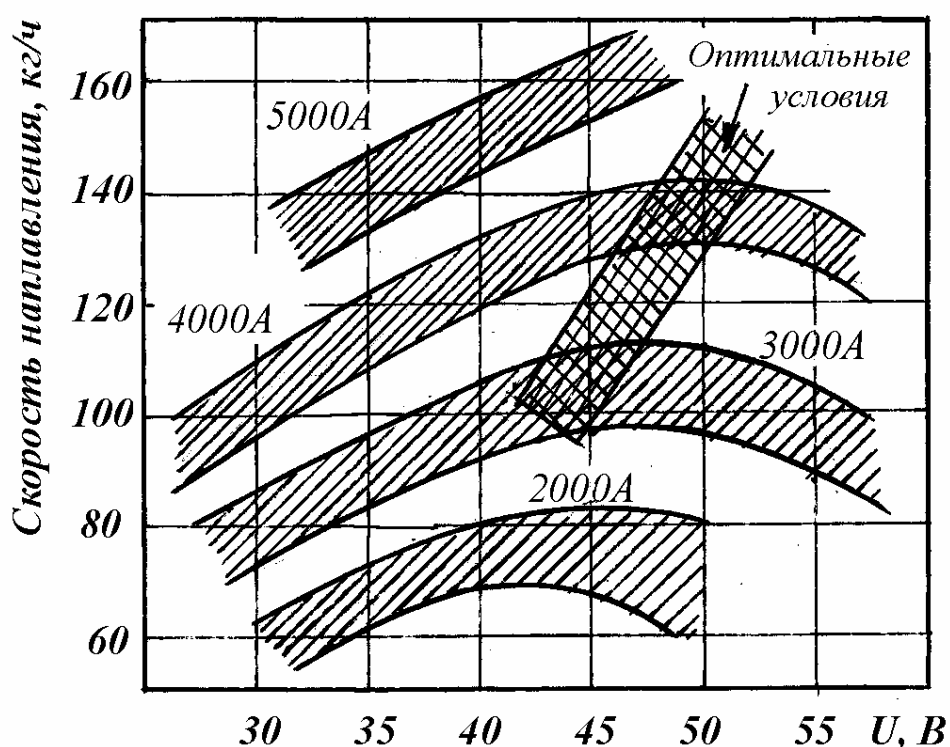


Рисунок 21 – Зависимость между скоростью наплавления и напряжением при изготовлении слитка диам. 240 мм (электрод диам. 100 мм)

5.3 ВЛИЯНИЕ ГЛУБИНЫ ШЛАКОВОЙ ВАННЫ

При постоянном электрическом режиме увеличение глубины шлаковой ванны практически не влияет на величину разрядного промежутка и ведет к увеличению погружения электрода в шлак. Однако это справедливо лишь в случае сравнительно небольших отношений $d_{эл}/D_{кр}$ ($\leq 0,5$), когда ток в основном идет от электрода на металлическую ванну. С ростом $d_{эл}/D_{кр}$ в связи с увеличением силы тока повышение глубины шлака ведет к увеличению разрядного

промежутка. При этом погружение электрода в шлак и форма его конца изменяются все меньше и меньше (рисунок 22).

Удаление электрода от металлической ванны, связанное с увеличением тока (электрод-кристаллизатор), приводит к тому, что зона тепловыделения смещается в верхние объемы шлаковой ванны.

С изменением токораспределения в шлаковой ванне и соответственно ее теплового баланса неразрывно связано изменение ряда показателей процесса ЭШП, в частности производительности и удельного расхода электроэнергии.

Увеличение количества шлака (глубины шлаковой ванны) ведет к уменьшению глубины металлической ванны. Глубина металлической ванны связана с глубиной шлаковой ванны криволинейной зависимостью (рисунок 23).

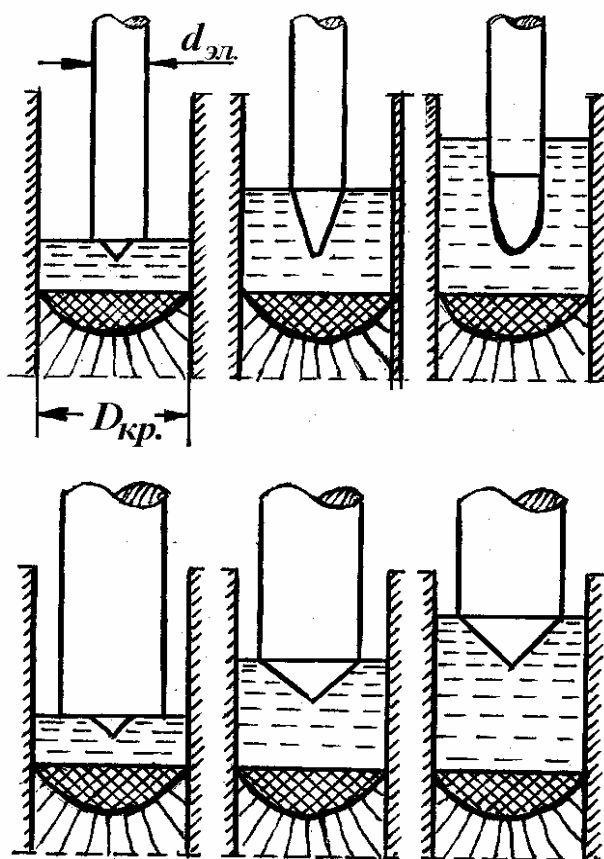


Рисунок 22 – Зависимость глубины металлической ванны от глубины шлаковой ванны

Отмеченное влияние увеличения глубины шлаковой ванны при неизменной электрической мощности связано с уменьшением удельной мощности на единицу объема шлака, изменением токораспределения (большая часть тока идет на стенку кристаллизатора) и за счет этого снижением скорости плавки. Увеличение количества шлака способствует росту кристаллов в осевом направлении.

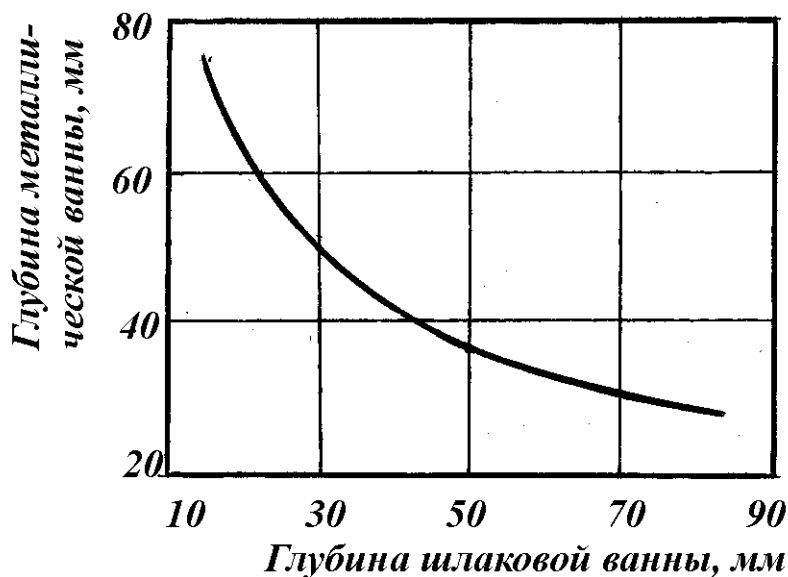


Рисунок 23 – Влияние глубины шлаковой ванны на погружение в нее электрода при малых (вверху) и больших (внизу) отношениях $d_{эл.}/D_{кр.}$.

При чрезмерно большой глубине шлаковой ванны и недостаточной тепловой мощности, выделяемой в ней, поверхность слитка ухудшается, в нем могут обнаруживаться скопления запутавшихся в металле частиц шлака.

При превышении режима максимальной мощности увеличение силы тока вызывает снижение выделяемой мощности, $\cos \varphi$, электрического к.п.д. и технико-экономических показателей плавки. Для улучшения характеристик печей ЭШП желательно, с одной стороны, повышать сопротивление шлаковой ванны, применяя шлаки с повышенным удельным сопротивлением, увеличивая глубину ванны, а с другой - снижать сопротивление токоподвода.

5.4 ВЛИЯНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА ЗАПОЛНЕНИЯ КРИСТАЛЛИЗАТОРА

Коэффициент заполнения кристаллизатора (в дальнейшем будем обозначать эту величину как КЗК) определяют различными способами: как отношение диаметра электрода к диаметру слитка, или как отношение площади поперечного сечения электрода к площади поперечного сечения слитка. Последнее применяется более широко, так как это понятие может быть использовано для слитков некруглого поперечного сечения. Все КЗК менее 40 % принято считать низкими, превышающими 60 % обычно рассматриваются как высокие. Недостаток низкого КЗК - это использование электродов относительно большой длины. От величины КЗК в значительной степени зависит качество поверхности выплавляемых слитков, удельный расход электроэнергии и шлаковый гарнисаж на поверхности слитка.

Характер распределения тока в шлаковой ванне при ЭШП определяется

соотношением прохождения тока на участке расходуемый электрод - металлическая ванна ($R_{э-м}$) и расходуемый электрод - стенка кристаллизатора ($R_{э-к}$). Все факторы, увеличивающие отношение $R_{э-м}/R_{э-к}$, повышают долю тока, идущего на стенку кристаллизатора (так называемый боковой ток).

К этим факторам относится и увеличение КЗК (уменьшение зазора между электродом и стенкой кристаллизатора при данном диаметре кристаллизатора). При небольших значениях КЗК (до 0,3 - 0,4), когда практически весь ток электрода протекает в слиток, увеличение глубины шлаковой ванны не влияет на размер межэлектродного промежутка и вызывает увеличение погружения электрода в шлак. С ростом КЗК, когда снижается $R_{э-к}$ и увеличивается боковой ток, углубление шлаковой ванны приводит к увеличению межэлектродного промежутка и погружение электрода в шлак не происходит.

Так, при ЭШП с КЗК, превышающим 0,6, когда доля тока в цепи кристаллизатора может достигать до 90 - 95 % общего тока, заглубление электрода в шлак практически не зависит от глубины шлаковой ванны.

При неизменной скорости плавки увеличение сечения электрода приводит к уменьшению глубины металлической ванны. Следовательно, увеличивая сечения электрода, можно увеличить скорость плавления при прежней глубине металлической ванны. Указанное справедливо в некоторых пределах, определяемых областью устойчивых режимом процесса и условиями качественного формирования слитка. Уменьшение глубины металлической ванны с увеличением сечения расходуемого электрода объясняется рассредоточением зоны тепловыделения в шлаке вследствие увеличения межэлектродного промежутка и доли тока в цепи кристаллизатора.

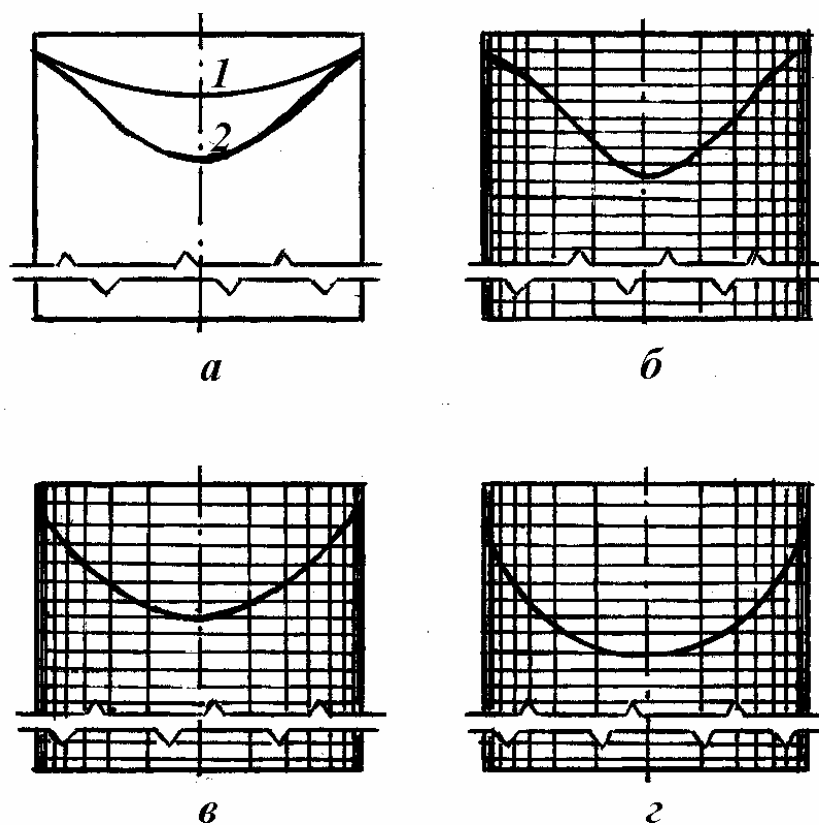
Глубина металлической ванны в большей степени зависит от тепла, вносимого в ванну каплями, и в меньшей степени - от температуры шлака. В случае введения тепла только в шлаковую ванну (воспроизводится процесс, соответствующий применению неплавящегося электрода) образуется мелкая ванна с плоским дном (рисунок 24, а, кривая 1), глубина которой находится почти в прямой зависимости от температуры шлака. Так, при изменении температуры шлака от 1500 до 1900 °С глубина ванны изменяется от 30 до 60 мм. Резкое увеличение глубины ванны наблюдается в случае, когда часть тепла от общего количества поступает вместе с каплями в центр металлической ванны (рисунок 24, а, кривая 2) [11].

Форма металлической ванны зависит в значительной степени от диаметра электрода.

На рисунке 24 представлены формы металлических ванн в кристаллизаторе $D_{кр} = 425$ мм при изменении диаметра электрода от 180 до 310 мм. При малом диаметре электрода граница между твердой и жидкой фазами характеризуется круто поднимающейся кривой с выпуклостью в сторону жидкой фазы. С увеличением диаметра электрода кривая спрямляется и затем приобретает некоторую выпуклость в сторону твердой фазы. Форма дна приближается к пло-

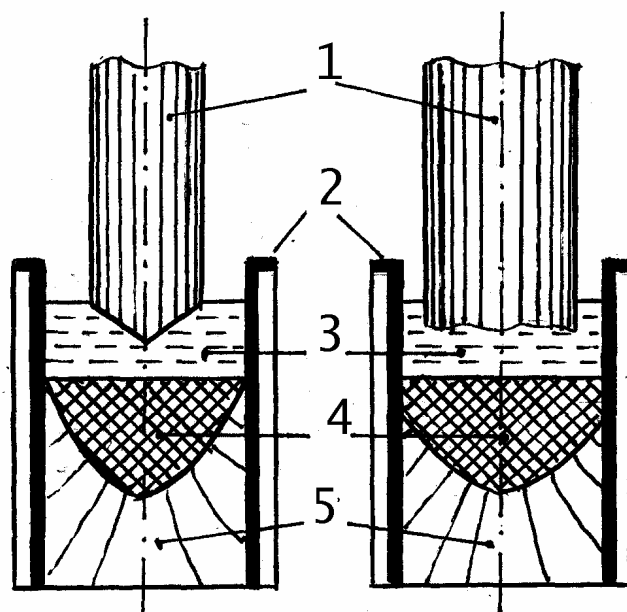
ской. Глубина металлической ванны несколько уменьшается с увеличением диаметра электрода. Таким образом, объем жидкой металлической ванны остается практически неизменным при сохранении постоянной вводимой мощности. При значительной выпуклости дна металлической ванны в сторону твердой фазы и уменьшением глубины ванны при использовании электродов большого диаметра можно увеличить скорость наплавки электрошлакового слитка, не опасаясь появления кристаллов радиальной направленности и ухудшения качества металла.

От величины КЗК зависит и форма конца электрода, погруженную в шлаковую ванну. Рисунок 25 представляет собой яркую иллюстрацию сопоставления ЭСП с низким и высоким КЗК при одинаковых скоростях плавления и при использовании одного и того же количества и типа шлака.



a – неплавящийся (1) и плавящийся (2) электроды диаметром 180 мм;
б – плавящийся электрод диаметром 220 – 230 мм; *в* – то же, 250 мм;
г – то же, 310 мм

Рисунок 24 – Влияние диаметра переплавляемого электрода на глубину и форму металлической ванны



1 – электрод; 2 – кристаллизатор; 3 – шлаковая ванна; 4 – металлическая ванна;
5 – наплавляемый слиток

Рисунок 25 – Схема процессов ЭШП с низким (а) и высоким (б) коэффициентом заполнения

При используемых на промышленном оборудовании размерах слитка и скоростях плавления низкому КЗК обычно свойственен конический конец электрода, высокому КЗК - плоский или даже вогнутый конец электрода. Различие между профилями концов электродов, очевидно, отражает значительное различие между полями изотерм двух электродов.

Профиль конца электрода небольшого сечения предполагает, что температура его по периметру выше температуры его внутренней части, и поэтому плавление в районе периметра начинается почти сразу же после того, как происходит контакт электрода со шлаком (уровень шлака достигает конца электрода).

В таблице 6 приведены сравнительные данные процесса ЭШП при низком и высоком КЗК [15].

Таблица 6 – Сравнительные данные процесса ЭШП при низком и высоком КЗК

Параметры	КЗК	
	низкий, 25 %	высокий, 66 %
Диаметр слитка, мм	406	406
Диаметр электрода, мм	203	330
Скорость плавления, кг/ч	322	318
Ток, А	10300	9000
Вводимая мощность, кВт	395	270
Глубина металлической ванны, мм	381	203
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	1227	849

Из таблицы видно, что для приблизительно равных скоростей плавления при высоком КЗК требуется на 14,4 % меньше ток и на 31,6 % меньшая мощность, чем при плавках с низким КЗК (состав шлака: 70 % CaF_2 , 15 % CaO , 15 % Al_2O_3).

Основные выводы:

1. КЗК оказывает большое влияние на скорость плавления и расход электроэнергии.

2. С увеличением КЗК минимальная скорость плавления, необходимая для обеспечения хорошей поверхности слитка, возрастает и соответственно увеличивается глубина металлической ванны.

3. Предельное уменьшение КЗК приводит к увеличению расхода электроэнергии.

4. При скорости плавления, равной $0,8D$ (диаметр кристаллизатора, мм) в качестве оптимальных величин рекомендуются значения КЗК, равные $0,60 \pm 0,05$.

5. На качество поверхности слитка ЭШП, помимо других факторов, влияет и КЗК. При определенном значении КЗК можно получить требуемый выход годного от слитка ЭШП, а иногда и повлиять на его качество.

5.5 Металлическая ванна

От формы металлической ванны зависит структура наплавляемого слитка. Рост кристаллов металла - дендритов происходит параллельно отводу тепла, т.е. перпендикулярно к поверхности фронта кристаллизации металла. Чем меньше глубина металлической ванны, тем больше преобладает осевая кристаллизация металла. При глубокой металлической ванне преобладает радиальная кристаллизация, что ухудшает структуру слитка и, следовательно, его качество. В процессе наплавления слитка глубина металлической ванны меняется, что связано с различными условиями охлаждения.

Структура слитка ЭШП определяется, главным образом, глубиной и формой жидкой металлической ванны в кристаллизаторе, которая зависит от соотношения подводимой тепловой мощности.

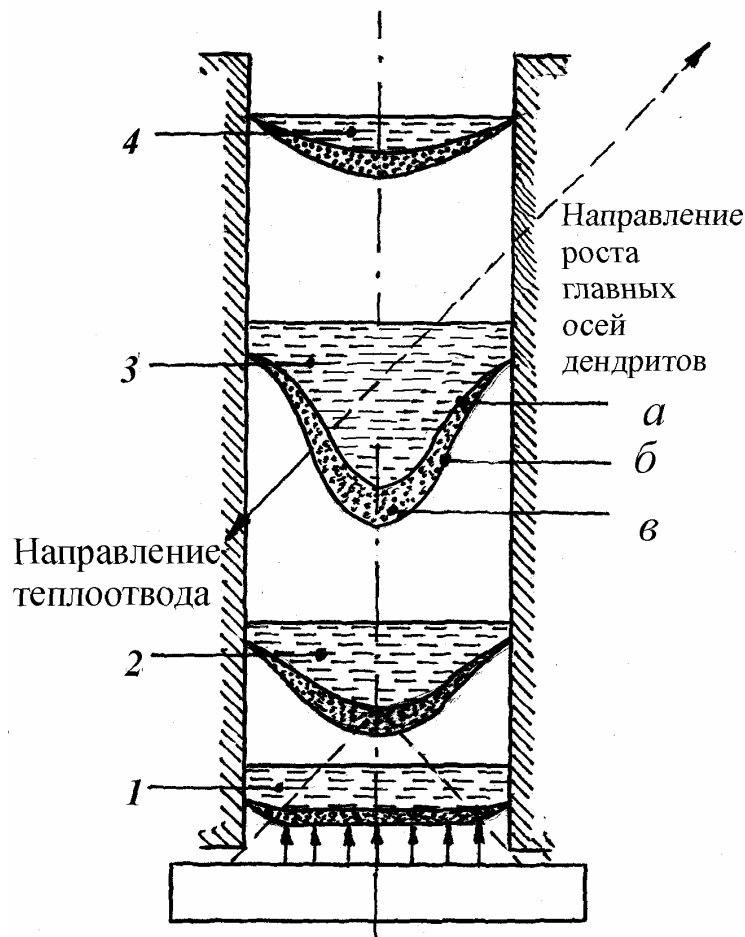
Передней (верхней) границей двухфазной области является температура начала кристаллизации стали (рисунок 26, линия *a*). Противоположной границей - температура конца затвердевания (линия *б*) [16].

Протяженность двухфазной области при формировании слитков ЭШП меньше, чем в обычных слитках. Чем больше подводится тепла к плоскости начала затвердевания (плоскость ликвидуса) и чем быстрее отводится тепло от плоскости солидуса, т.е. чем больше скорость движения твердой границы, тем меньше двухфазная область. Это условие соблюдается при формировании электрошлакового слитка.

В начале плавки нижняя часть ванны имеет плоскую поверхность (поло-

жение 1, рисунок 26). От всей поверхности поддона (затравочной шайбы) происходит теплоотвод и осевой рост кристаллов. Если ЭШП производится на твердом старте, то одновременно с плавлением электрода и шлака подплавляется затравочная шайба, и ее поверхность является подкладкой для роста кристаллов. При жидком старте такой поверхностью является поддон, покрытый тонкой корочкой шлака.

По мере увеличения объема (уровня) жидкого металла в кристаллизаторе наряду с процессом роста кристаллов металла от поддона в направлении, параллельном оси слитка, начинается рост кристаллов в радиально-осевом направлении. Совместное охлаждающее влияние поддона и стенок кристаллизатора обуславливает радиально-осевую направленность теплоотвода. Поскольку рост кристаллов осуществляется параллельно теплоотводу, то и кристаллы от стенок кристаллизатора растут в радиально-осевом направлении. Стык кристаллов растущих от поддона и стенок кристаллизатора, образуют поверхность конуса. Высота зоны конуса составляет $(0,6 - 0,7) D_{кр}$.



- a* – линия ликвидуса; *b* – линия солидуса; *v* – двухфазная область;
 1 – начало процесса; 2 – неустановившийся режим; 3 – стационарный режим; 4 – режим выведения усадочной раковины

Рисунок 26 – Изменение глубины металлической ванны по ходу плавки

С увеличением объема металлической ванны охлаждающее действие сте-

нок кристаллизатора по сравнению с поддоном возрастает, и нижний участок ванны приобретает форму параблоида вращения, а верхний имеет цилиндрическую форму (положение 2, рисунок 26). Далее форма и глубина ванны остаются постоянными - это стационарный, или рабочий, режим плавки, в течение которого формируется основная часть слитка.

В этот период весовая скорость наплавления равна массовой скорости затвердевания, а электрический режим соответствует рабочему режиму плавки. На рисунке 26 стационарный режим обозначен положением 3. Оптимальным вариантом электрошлаковой плавки как по качеству слитка, так и по производительности электрошлаковой печи является также электрический и шлаковый режимы технологии, при которых общая глубина жидкой ванны в стационарном режиме равна радиусу кристаллизатора. Если кристаллизатор квадратный, то радиусу вписанного круга.

Глубина ванны регулируется, главным образом, объемной скоростью плавления электродного металла. Поскольку теплоотвод всегда направлен перпендикулярно охлаждающей поверхности - в условиях ЭШП такой поверхностью является поверхность солидуса ванны (рисунок 26) - то при глубине ванны, равной радиусу кристаллизатора, главные оси дендритов будут располагаться под углом $40 - 60^\circ$ к горизонтальной поверхности.

Чем меньше ванна (меньше скорость плавления электрода), тем больше этот угол, и, наоборот, с углублением ванны фронт затвердевания приобретает все более радиальное направление. При большом угле жидкий металл легче попадает в межосевые объемы, обеспечивая заполнение пустот, образующихся при кристаллизации вследствие разницы между объемами жидкого и твердого металла, способствуя получению плотных беспористых слитков.

В пристеночной области кристаллизатора возникает относительно небольшое количество центров кристаллизации вследствие низкого содержания неметаллических включений и сравнительно небольшого переохлаждения из-за шлакового гарнисажа. Поэтому от стенок кристаллизатора сразу начинается рост столбчатых кристаллов. Зона столбчатых кристаллов в мелких и средних слитках чаще всего доходит до оси слитка.

У края (у стенок кристаллизатора) структура состоит практически из первичных осей дендритов. Далее к центру появляются оси второго и, в ряде случаев, третьего порядков. Причем оси второго и третьего порядков имеют сравнительно небольшие размеры. Расстояние между осями различных порядков увеличивается к центру слитка. Аналогичная закономерность наблюдается и в структуре обычных слитков. Разница лишь в размере и количестве осей более высоких порядков и расстоянии между ними. Зона столбчатых кристаллов плотнее, чем аналогичная зона в обычных слитках.

В одной из работ В.В. Панина сделан вывод, что глубина металлической ванны больше зависит от тепла, вносимого каплями электродного металла, чем от температуры шлаковой ванны, а в работе [17] приведены расчетные данные о

том, что с каплями металла вносимся до 28 % общего количества тепла. Это противоречие, по-видимому, можно объяснить тем, что на глубину металлической ванны влияет не только вносимое с каплями тепло, но и сама по себе скорость поступления электродного металла.

В работе [18] показано, что для слитка диаметром 425 мм охлаждающее влияние затравки и поддона сказывается на глубине металлической ванны только до высоты наплавленного слитка равной 600 - 650 мм. Вместе с тем установлено, что увеличение интенсивности охлаждения кристаллизатора не позволяет сколько-нибудь заметно влиять на форму и объем металлической ванны.

Все это еще раз подчеркивает необходимость правильного выбора параметров процесса ЭШП и в первую очередь скорости наплавления слитка в зависимости от сечения и высоты слитка и свойств переплавляемого металла.

По мере наплавления слитка не только ослабевает охлаждающее действие поддона, но и уменьшается активное сопротивление короткой сети печи (в основном за счет уменьшения длины расходуемого электрода). Это приводит к тому, что при ведении плавки при неизменных значениях тока и напряжения на трансформаторе по ходу плавки мощность на шлаковой ванне увеличивается (нарастает напряжение на ванне) и растет глубина металлической ванны.

Для устранения этого по мере оплавления электрода следует снижать мощность за счет одновременного снижения тока и напряжения. Соотношение тока и напряжения в каждый момент плавки должно обеспечивать оптимальный характер плавления электрода. В конце плавки с целью выведения усадочной раковины и снижения головной обрезки подводимая мощность должна соответствующим образом снижаться. Для получения постоянной скорости кристаллизации необходимо точно следить лишь за скоростью плавления электрода.

В ряде работ [19, 20, 21] были использованы различные параметры для описания формы металлической ванны в процессе ЭШП. Остановимся кратко на этих работах.

Направленность кристаллизации определяется не только глубиной металлической ванны, но и формой ее конической части, которая может быть оптимальной и при больших глубинах ванны жидкого металла.

Для характеристики жидкой металлической ванны необходимо учитывать величину полной глубины ванны h_M и коэффициент ее формы $k_{\phi.к.}$ [19], представляющий собой отношение глубины цилиндрической части h_M'' к полной глубине ванны h_M' (см. рисунок 27):

$$k_{\phi.к.} = \frac{h_M''}{h_M'} \quad (35)$$

При $k_{\phi.к.макс} = 1$ жидкая металлическая ванна состоит из цилиндрической

части и независимо от абсолютного значения ее объема наблюдается осевая кристаллизация слитка.

Таким образом, при получении нужной направленности структуры определяющее влияние при постоянном диаметре слитка оказывает глубина конической ванны h_M . В случае наплавления слитков разного диаметра определяющим является коэффициент фронта кристаллизации, представляющий собой отношение диаметра слитка к глубине конической части ванны:

$$k_{\text{фр}} = \frac{d_{\text{сл}}}{2h_M}. \quad (36)$$

Коэффициент фронта кристаллизации представляет собой тангенс угла наклона фронта кристаллизации к оси слитка и однозначно связан с характеристиками жидкой ванны:

$$k_{\text{фр}} = \frac{d_{\text{сл}}}{2h'_M(1 - k_{\text{ф.м}})}. \quad (37)$$

Направленность кристаллов в слитке определяется коэффициентом фронта кристаллизации, который зависит не только от полной глубины жидкой металлической ванны h'_M , но и от коэффициента формы $h'_{\text{ф.м}}$.

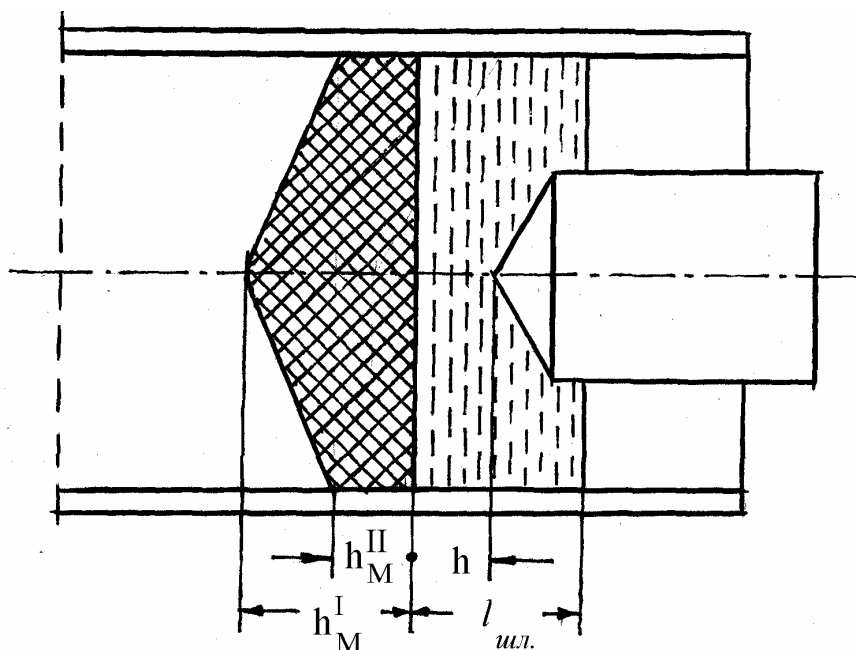


Рисунок 27 – Параметры металлической и шлаковой ванны

Глубина и форма металлической ванны электрошлакового слитка в общем случае зависят от температурного поля шлаковой ванны, которое связано с температурным полем металлической ванны. Форма металлической ванны, при прочих равных условиях, будет тем более пологой, чем больше диаметр расхо-

двух электродов и напряжение на шлаковой ванне, чем меньше сила тока и чем выше электропроводность применяемого шлака.

Коэффициент $k_{ф.м.}$ является характеристикой теплового поля ванны металла. Очевидно, что между конфигурациями тепловых полей металлической и шлаковой ванн должна существовать связь, определяемая общим тепловым полем печи. Коэффициент формы металлической ванны определяется характеристикой теплового поля шлаковой ванны (при постоянных диаметрах кристаллизатора и электрода) - межэлектродным расстоянием h и слабо зависит от высоты слоя шлака. Зависимость $k_{ф.м.}$ от межэлектродного расстояния имеет экстремальный характер (рисунок 28) что, видно, связано с изменением температуры поверхности металлической ванны при различных межэлектродных промежутках. При чрезмерном удалении электрода, т.е. источника тепла концентрирующегося вокруг заглубленного конца электрода, от зеркала ванны температура поверхности ванны снижается, что приводит к ухудшению коэффициента формы ванны в результате уменьшения ее цилиндрической части. При чрезмерном приближении электрода к зеркалу ванны ее коэффициент формы падает в результате увеличения глубины конической части из-за возрастания потока тепла, передаваемого конвекцией и теплопроводностью от расплавленного шлака.

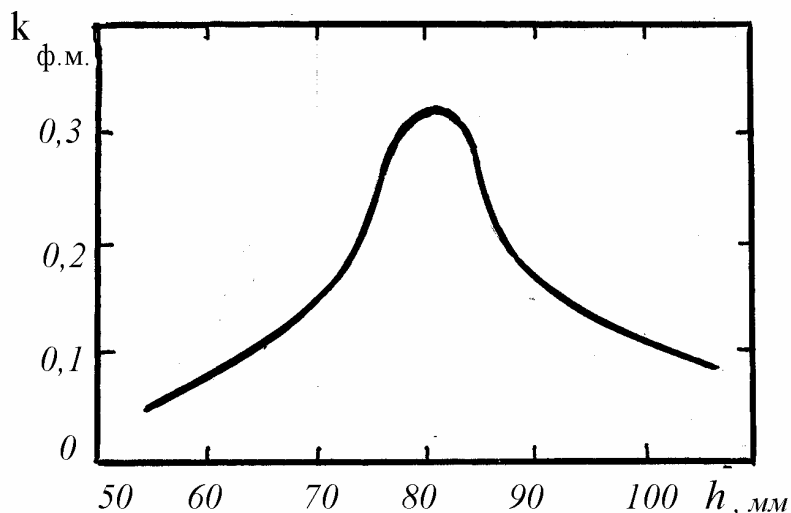


Рисунок 28 – Зависимость коэффициента формы ванны $k_{ф.м.}$ от межэлектродного расстояния h

Экстремальный характер зависимости коэффициента формы металлической ванны от межэлектродного расстояния приводит к тому, что допустимые значения скорости плавления, ограниченные получением заданного коэффициента фронта кристаллизации слитка, неодинаковы при различных межэлектродных промежутках. Последним объясняется неоднозначность выбора скорости плавления металла и межэлектродного расстояния для получения определенного значения коэффициента фронта кристаллизации и, следовательно, определенной направленности кристаллов.

Возможность повышения скорости плавления для получения необходи-

мого $k_{фр}$ при работе с межэлектродными промежутками, близкими к оптимальным, является резервом повышения производительности электрошлаковых печей. Однако при повышении скорости плавления увеличивается объем жидкой металлической ванны, что может привести к развитию ликвационных дефектов и необходимости более тщательного вывода усадочной раковины в конце плавки.

Глубина цилиндрической части ванны зависит от перегрева металла на поверхности ванны. В связи с этим при переплаве металла одинакового химического состава на нее и, следовательно, на $k_{ф.м.}$ значительное влияние оказывает изменение химического состава шлака. Так, увеличение содержания в шлаке глинозема приводит к росту поверхностного натяжения на границе шлак - электродный металл [11], а, следовательно, и к увеличению температуры процесса в результате увеличения температуры перегрева металла на конусе электрода. Это вызывает возрастание максимума коэффициента формы ванны при переходе от шлака АНФ-1П к шлакам АНФ-291.

С помощью расчетов установлено, что при сохранении температуры шлака неизменной и при постоянном электрическом режиме и скорости наплавки высота слитка диаметром 425 мм, начиная с уровня 600 - 650 мм, практически не сказывается на глубине металлической ванны (рисунок 29). Это значит, что влияние температуры затравки на глубину ванны практически исчезает. Так, при изменении температуры затравки (температуры ее центра) от 100 до 700 °С глубина металлической ванны увеличивается на 8 мм. Следовательно, режим охлаждения и нагрева затравки в этих условиях не может отразиться на глубине металлической ванны. При меньшей высоте слитка охлаждающее влияние затравки отражается и на глубине и на форме металлической ванны. При малой высоте слитка металлическая ванна имеет меньшую глубину и более пологую форму, чем при большой высоте слитка. В начальный момент плавки при наплавлении слитка высотой до 50 мм без возможного проплавления затравки.

В работе [20] для количественной оценки формы металлической ванны применен безразмерный критерий

$$K = \frac{P^2}{A} \cdot \frac{X}{Y}, \quad (38)$$

где P - периметр профиля ванны;
 A - площадь, ограниченная периметром и верхней поверхностью;
 X - ширина металлической ванны на половине глубины;
 Y - ширина ванны наверху (см. рисунок 30).

Увеличение значений K характеризует более приемлемую форму ванны в пределах обычно принятых для ЭШП. Предельные значения K недопустимы. В опытных плавках для каждого слитка величина K определялась на высоте около 50 см от поддона. Такая высота была выбрана для того, чтобы исключить охлаждающее влияние поддона. В результате проведенного анализа полученные данные были представлены соответствующими эмпирическими уравнениями.

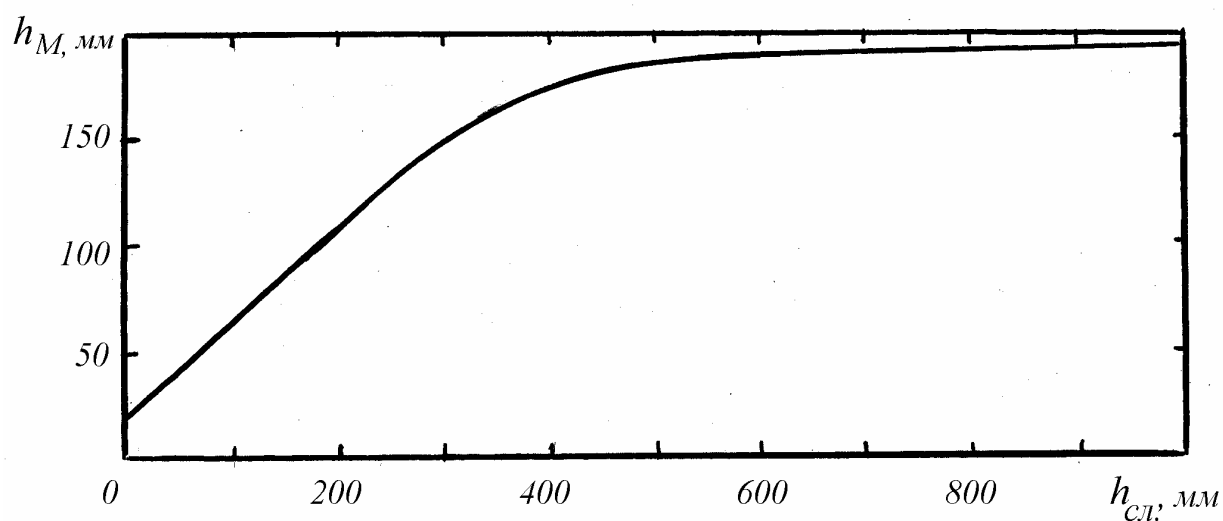


Рисунок 29 – Зависимость глубины металлической ванны от высоты слитка

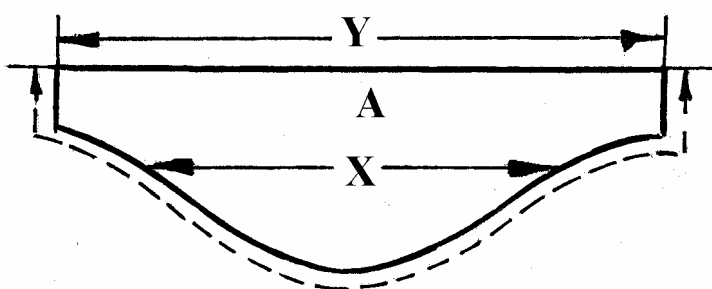
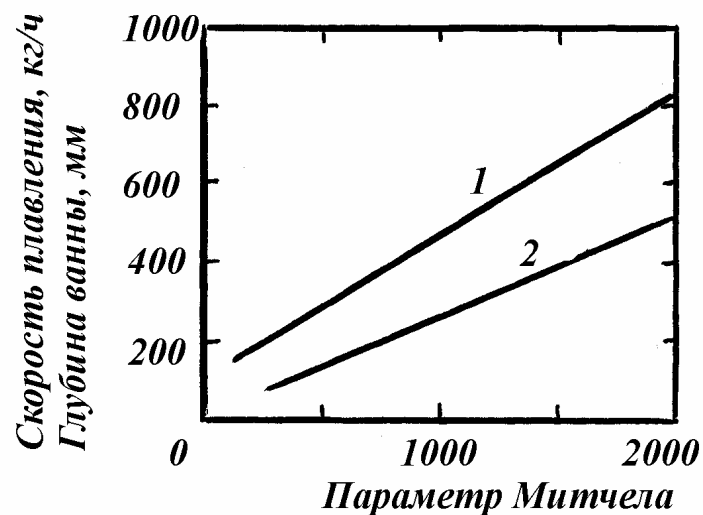


Рисунок 30 – Форма металлической ванны

Нет сомнения в том, что на скорость плавления наибольшее влияние оказывает подводимая мощность. Однако необходимо учитывать и многие другие параметра режима ЭШП. Параметр, предложенный А. Митчеллом [21] $\frac{U \cdot I \cdot K \cdot D}{h}$ (где U - напряжение; I - сила тока; K - коэффициент заполнения кристаллизатора; h - высота шлаковой ванны), может оказаться подходящим для оценки скорости плавления и глубины металлической ванны (рисунок 31), если высоты слитков, составы шлаков и марки сталей почти одинаковы.

На рисунок 32 дан график этой зависимости для круглых и квадратных слитков. Изменение системы шлака и класса стали мало воздействуют на эту зависимость.



1 – скорость плавления; 2 – глубина ванны

Рисунок 31 – Зависимость между скоростью плавления и глубиной ванны как функции параметра Митчелла (низколегированная сталь, коэффициент заполнения кристаллизатора 0,35 – 0,73, высота шлака 80 – 160 мм; квадратный кристаллизатор 350×350 мм)

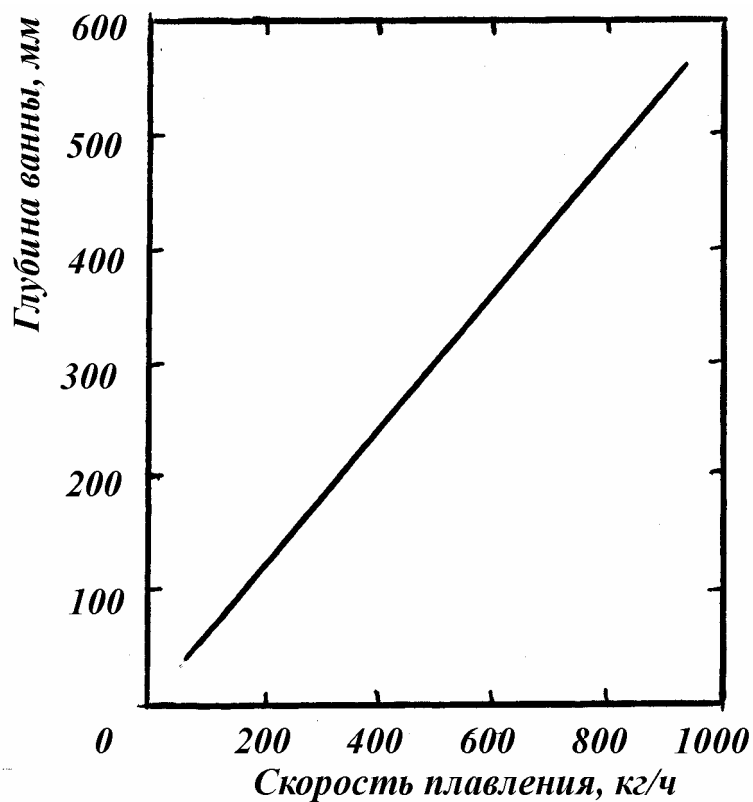


Рисунок 32 – Зависимость глубины металлической ванны от скорости плавления

5.6 СПОСОБЫ УПРАВЛЕНИЯ СТРУКТУРОЙ ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО МЕТАЛЛА С ПОМОЩЬЮ ВНЕШНЕГО ФИЗИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА МЕТАЛЛИЧЕСКУЮ ВАННУ

К способам внешнего физического воздействия на кристаллизацию металла относят способы, вызывающие перемешивание кристаллизующегося жидкого расплава под действием каких-либо внешних сил. В частности принудительное перемешивание расплава может быть вызвано механическими силами (вибрация кристаллизующегося металла), струями газов, электромагнитными силами и т.п. В результате такого перемешивания происходит измельчение, смывание и оплавление части вторичных ветвей дендритов потоками более горячего расплава. Первичные кристаллы приобретают округлую форму, а обломки их ветвей могут служить центрами кристаллизации.

Чем интенсивнее процесс перемешивания расплава, тем сильнее фрагментация растущих дендритов, тем больше эффект измельчения структуры.

Преимуществом способов внешнего физического воздействия является то, что они не изменяют химического состава металла и не вносят в него посторонних примесей.

Среди различных способов рационального воздействия на структуру электрошлакового металла определенными преимуществами обладают те, которые основаны на возбуждении контролируемых движений жидкого металла в металлической ванне бесконтактными, например, магнитными способами. В этом случае при электрошлаковом процессе можно добиться интенсивного движения шлакового и металлического расплавов, пользуясь простым устройством, например в виде соленоида, располагаемом на электроде либо кристаллизаторе.

Наложение магнитного поля и взаимодействие его с постоянной составляющей основного тока вызывает вращение шлака в горизонтальной плоскости; в результате возрастает количество тепла, передаваемого в единицу времени и, следовательно, скорость плавления электрода. Наряду с этим происходит расширение тепловой зоны, обеспечивающей получение более плоской ванны, что существенно улучшает условия осевой кристаллизации слитка.

Использование соленоида существенно улучшает технико-экономические показатели ЭШП. При одной и той же мощности на шлак производительность увеличивается на 16 - 23 %, длительность плавки сокращается на 1,00 - 1,25 ч, расход электроэнергии снижается на 10 - 18 %.

Приведенные примеры позволяют утверждать, что управление процессами кристаллизации жидкого металла при ЭШП с помощью электротехнических средств является эффективным направлением повышения качества электрошлакового металла.

6 КАПЕЛЬНЫЙ ПЕРЕНОС МЕТАЛЛА

При электрошлаковом процессе плавящийся электродный металл переносится через шлак в металлическую ванну в виде капель. Схема формирования капли приведена на рисунке 33. Процессы каплеобразования в значительной мере определяют условия рафинирования при ЭШП и протекание окислительно-восстановительных реакций. Размеры капель, частота их отрыва, траектория движения и время жизни оказывают значительное влияние на качество металла и в свою очередь зависят от ряда технологических факторов электрошлаковой плавки.

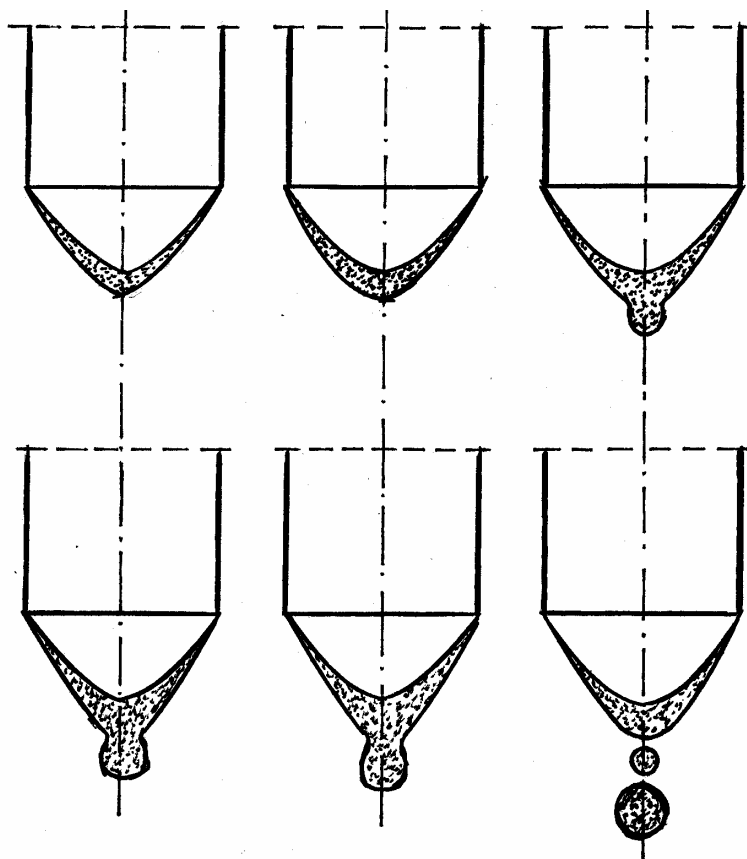
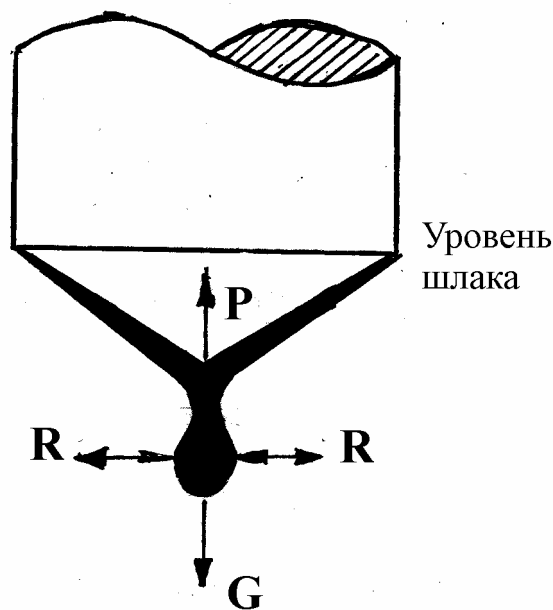


Рисунок 33 – Схема формирования капли

На образовавшуюся на конце электрода каплю (рисунок 34) действуют в основном три силы: сила тяжести и электродинамическая сила, стремящаяся оторвать каплю от конца электрода, и сила поверхностного натяжения металла (в условиях контакта его со шлаком и прохождения электрического тока через границу раздела металл-шлак) противодействующие отрыву капли. В момент, когда гравитационные и электродинамические силы превысят силы поверхностного натяжения, происходит отрыв капли.

При нормальном течении процесса образуется только одна капля. Она постепенно формируется и отрывается под действием силы тяжести (малые электроды).



G – сила тяжести; R – электродинамические силы; P – результирующая сила поверхностного натяжения

Рисунок 34 – Схема действия сил на собирающуюся на конце электрода каплю

Следует отметить, что показанная на рисунке 34 картина отрыва капли лишь с одного места, является условной. Можно полагать, что при стекании пленки жидкого металла по поверхности конического конца электрода большого сечения (например, диаметром 200 мм и выше) возможен отрыв капель не только с вершины конуса, но и в любом другом месте, где будет обеспечено условие

$$G + R > P. \quad (39)$$

Дело в том, что с увеличением диаметра электрода оплаваемый его конец постепенно меняет форму, переходя от конической поверхности к плоской. На так называемых больших электродах оплаваемый конец плоский, но перенос металла остается капельным в виде дождя.

С увеличением сечения расходуемого электрода изменяется и влияние электродинамических сил на отрыв капель. Они значительно ослабевают, поскольку при этом через формирующуюся на конце электрода каплю протекает все меньшая и меньшая часть общей величины тока вследствие увеличения количества капель.

Масса капель электродного металла зависит от ряда факторов. Некоторые из этих зависимостей приведены на рисунках 35, 36 и 37.

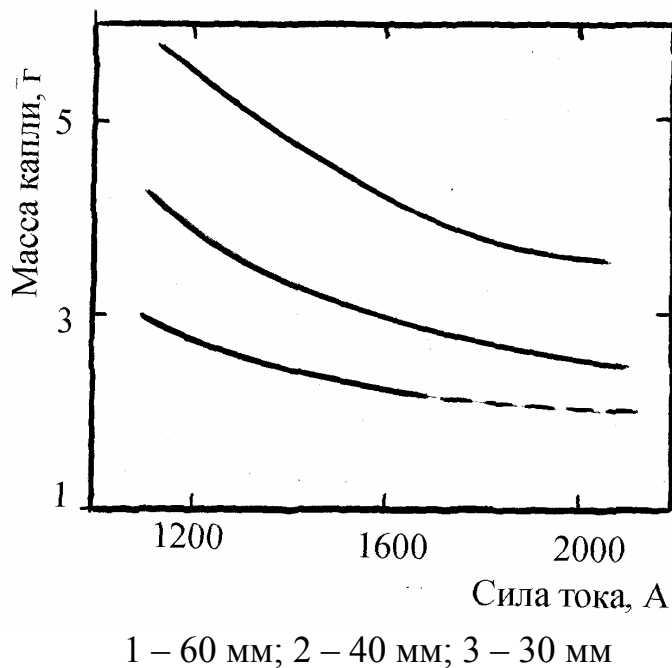


Рисунок 35 – Зависимость массы капель электродного металла от величины тока при различных диаметрах электродов

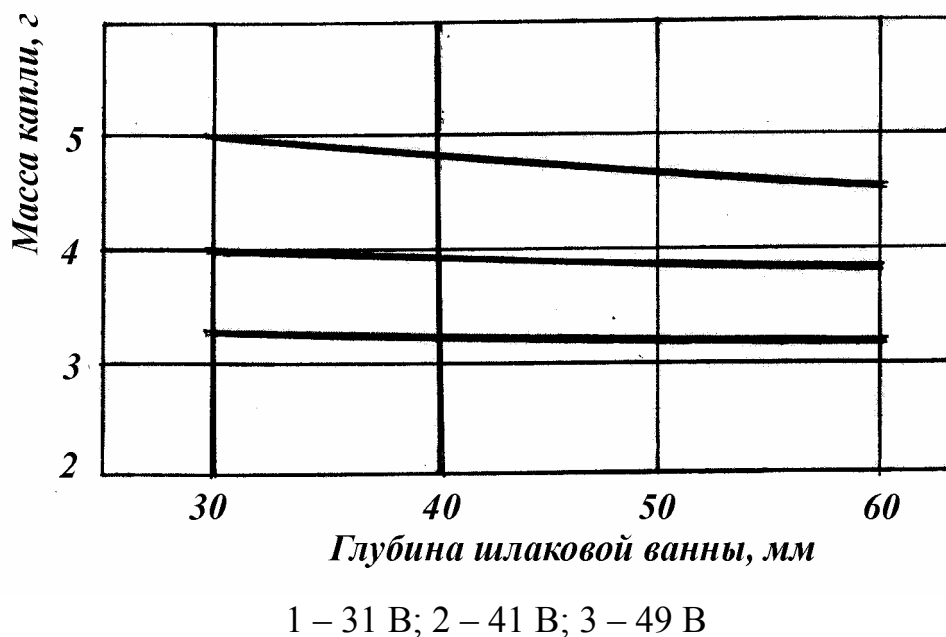


Рисунок 36 – Зависимость массы капель электродного металла от глубины шлаковой ванны при различных напряжениях

Межэлектродный промежуток капля проходит за 0,1 - 0,3 с; траектория полета строго вертикальная. Отклонение капли к центру слитка возможно только при большом эксцентриситете электрода по отношению к слитку. Экспериментальные данные позволяют предположить возможность дробления капли

электродного металла при ее движении в шлаке. Исходя из теоретических расчетов минимальный диаметр капли равен 0,623 см [11].

При увеличении скорости плавления электрода возрастает частота отрыва капель, что может привести к существованию в межэлектродном промежутке одновременно несколько капель, которые сольются и образуют струю. Режим струйного переноса металла при ЭСП не допустим.

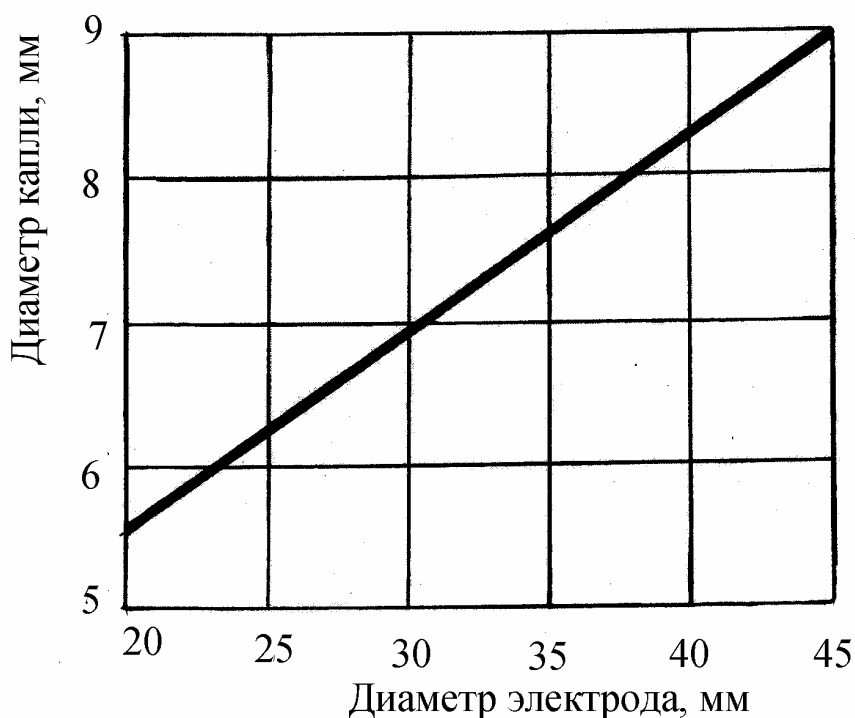


Рисунок 37 – Зависимость размера капель электродного металла от диаметра расходуемого электрода из армко-железа

Струйный перенос электродного металла может возникнуть лишь при достижении такой скорости плавления, когда общая величина последовательно идущих капель соизмерима с величиной межэлектродного промежутка. Принимая время полета капли $\tau_k = 0,15$ с, получаем число одновременно находящихся в промежутке капель “ n ”:

$$n = f_k \cdot \tau_k.$$

Из этого выражения следует, что в промежутке будет находиться больше одной капли, если частота переноса f_k больше 6,7 кап/с. Результаты исследований капельного переноса на лабораторных и промышленных печах с диаметром до 200 мм показали, что частота переноса почти никогда не превышает указанной. Следовательно, на промышленных печах с диаметром электрода до 200 мм при применении существующих режимов переплава перенос электродного металла капельный.

Образование струи и капельного короткого замыкания не будет и при

плавлении электрода диаметром более 200 мм, а также при частоте капельного переноса более 7 кап/с. Это объясняется тем, что при плавлении электродов больших сечений капли жидкого металла отрываются от разных точек конуса электрода и общая величина последовательно идущих капель будет по-прежнему меньше межэлектродного промежутка.

Можно сформулировать выводы о влиянии электрического режима электрошлаковой плавки на параметры капельного переноса:

1. С увеличением силы тока массы капель до определенной его величины для каждой ступени напряжения трансформатора остаются постоянными. Это свидетельствует об отсутствии или крайне малом влиянии пинч-эффекта на каплеобразование. В то же время при возрастании силы тока частота капель резко увеличивается в результате увеличения скорости плавления электрода из-за повышения вводимой мощности и разогрева шлаковой ванны.

2. При увеличении мощности возрастает частота капель: масса их до определенного значения мощности, характерного для каждой ступени напряжения, остается постоянной, а затем начинает уменьшаться. Чем больше применяемое напряжение, тем большую мощность надо ввести для получения той же частоты следования капель.

3. При увеличении напряжения и поддержании мощности частота образования капель падает, что связано с уменьшением скорости плавления при поддержании постоянной мощности и увеличении межэлектродного расстояния. Для достижения той же частоты капель при меньшей мощности необходимо приложить меньшее напряжение. Масса капель практически не зависит от напряжения.

Говоря о влиянии силы тока и напряжения на размер капель, следует иметь в виду изменение под их влиянием температурного поля шлаковой ванны. Увеличение мощности процесса приводит к увеличению температуры шлаковой ванны, что способствует более мелкокапельному переносу.

7 ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ЭШП МЕТАЛЛА

7.1 ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССОВ РАФИНИРОВАНИЯ СТАЛИ ПРИ ЭШП

Сравнительно простой по своей конструктивной и технологической схеме электрошлаковый переплав является в тоже время довольно сложным по характеру физико-химических процессов, протекающих при его осуществлении. Эти процессы неразрывно связаны с взаимодействиями между шлаковой ванной, с одной стороны, и атмосферой, электродным металлом, а также металлической ванной - с другой; между металлической ванной и электродным металлом; между электродным металлом и атмосферой. Схема этих взаимодействий приведена на рисунке 38. Стрелками с цифрами показана совокупность физико-химических процессов между взаимодействующими фазами. Отсутствие стрелок между атмосферой и металлической ванной свидетельствует о том, что между ними нет прямого контакта, и они взаимодействуют через шлаковую ванну (процессы 1 - 4) и в некоторой мере - через электродный металл (процессы 7 - 10). К процессам 1 относится поглощение шлаком газов и паров, содержащихся в атмосфере. Это, прежде всего, окисление шлака, растворение в нем водорода и азота. Шлаковая ванна в свою очередь выделяет в атмосферу пары, большей частью летучие компоненты шлаковой композиции, а также газообразные продукты взаимодействия шлака с металлом, например фториды, сернистые соединения и др. (процессы 2). К процессам 3 и 4 относится раскисление металла ванны, если флюс является раскислителем по отношению к нему, или окисление металла. На границе между шлаковой и металлической ваннами происходит обмен водородом, серой, азотом и другими элементами.

Природа химического взаимодействия между шлаковой ванной и электродным металлом (процессы 5, 6) такая же, как и между шлаковой и металлической ваннами, только в первом случае взаимодействие интенсивное. Особенно интенсивно взаимодействия происходят на стадии пленки и капли, образующейся на конце плавящегося электрода, что объясняется значительной удельной поверхностью раздела со шлаком.

Взаимодействие электродного металла с металлической ванной (процессы 7, 8) заключается в получении расплава, который после затвердевания образует металл слитка. Взаимодействие между электродным металлом и атмосферой (процессы 9, 10) сводится по существу к окислению поверхности металла и адсорбции на нем газов. В результате реакции металла с влагой происходит усвоение водорода и образование на поверхности металла ржавчины.

Кроме перечисленных процессов при ЭШП большое значение имеет смачивание шлаком поверхности металла. Без смачивания невозможен физический контакт между металлом и шлаком и химическая очистка первого вторым.

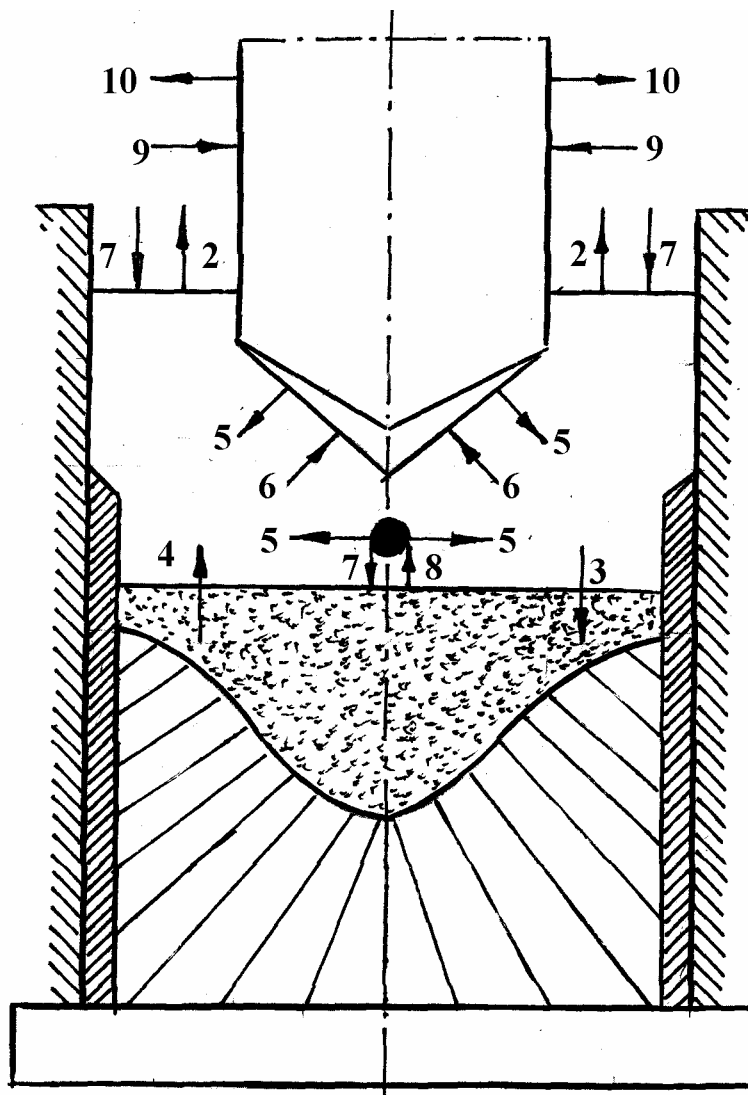


Рисунок 38 – Схема физико-химических процессов между атмосферой, шлаковой ванной, металлом электрода и металлической ванной при ЭШП

7.2 ПОВЕРХНОСТИ РЕАГИРОВАНИЯ ПРИ ЭШП

Соприкосновение жидкого металла со шлаком при ЭШП происходит не только на этапе капельного переноса, но и во время расплавления металла на электроде и каплеобразования, капельного переноса жидкого металла через шлак и нахождения металла на поверхности жидкой металлической ванны.

Интенсивность процессов ЭШП зависит от приведенной поверхности реагирования, представляющей собой произведение геометрической поверхности реагирования на время контакта жидкого металла со шлаком с учетом температуры в зоне реакции (температуры разных участков шлаковой ванны и температуры перегрева на различных этапах реагирования). Можно допустить, что температура в шлаковой ванне в достаточной мере усреднена ввиду усиленных конвективных и электродинамических потоков шлака. В то же время расчетные данные, представленные в таблице 7, показывают, что значения тем-

ператур перегрева металла на разных этапах реагирования достаточно близки. Следовательно, интенсивность взаимодействия металла со шлаком в основном будет определяться произведением геометрической поверхности реагирования на время контакта. Изменением температуры капли при ее перемещении, по-видимому, также можно пренебречь.

Таблица 7 - Температуры перегрева стали ШХ15 на разных поверхностях реагирования

Поверхность реагирования	Температура перегрева, °С	
	I режим переплава	II режим переплава
Пленка жидкого металла на конусе электрода	1600	1560
Капли электродного металла (средняя температура перегрева)	1600	1520
Жидкая металлическая ванна	1640	1530

С учетом изложенного рассмотрим приведенные поверхности реагирования для различных этапов переноса металла.

В широком диапазоне рабочих режимов форма электрода, погруженного в шлак, близка к конусу. Это свидетельствует о том, что металл электрода плавится равномерно по всей поверхности конуса.

Изучение электрошлакового процесса с помощью рентгеновского просвечивания и осциллографирования показало, что процесс каплеобразования носит ярко выраженный релейный характер: после ухода предыдущей капли расплавленный металл остается в пленке большую часть периода капельного переноса, за это время он получает перегрев, необходимый для преодоления сил поверхностного натяжения, затем скачком накапливается на конце конуса и отделяется в виде капли. Следовательно, на конусе электрода перед отрывом капли существует пленка металла, толщину которой с достаточной точностью можно считать постоянной. Исходя из указанных представлений, за поверхность реагирования металла со шлаком в период каплеобразования можно принять площадь конуса.

Приведенная поверхность реагирования на конусе электрода для порции металла, образующей одну каплю, равна

$$A'_{\text{кон}} = S_{\text{кон}} \cdot \tau_{\text{к}}, \quad S_{\text{кон}} = \frac{\pi d_{\text{эл}}^2}{4 \cdot \sin \alpha / 2}, \quad (41)$$

где $d_{\text{эл}}$ - диаметр электрода;
 α - угол в вершине конуса;
 $\tau_{\text{к}}$ - период образования капли.

Интерес представляет не приведенная поверхность реагирования для одной капли, а приведенная поверхность реагирования на 1 кг переплавленного металла ($A_{\text{кон}}$). Учитывая, что при переплаве 1 кг металла упадет n капель и что

$n = 1/g_k$ и $g_k/\tau_k = G_{пл}$, после преобразований получим

$$A_{кон} = 0,786 \frac{d_{эл}^2}{G_{пл} \cdot \sin \alpha / 2}, \quad (42)$$

где g_k - масса капли металла, кг;
 $G_{пл}$ - скорость плавления металла, кг.

Геометрическая поверхность реагирования капли при капельном переносе через шлак, если предположить, что проходящая капля имеет форму шара, равна

$$S'_k = \sqrt[3]{\frac{36\pi}{\gamma^2} \cdot g_k^2}, \quad (43)$$

где γ - плотность переплавляемого металла, г/см³.

Поверхность капель, приходящаяся на 1 кг металла, может быть выражена

$$S_k = \sqrt{\frac{36\pi}{\gamma^2 \cdot g_k}} \cdot 10^2. \quad (44)$$

Приведенную поверхность реагирования на этапе капельного переноса металла через шлак можно вычислить по формуле

$$A_k = \sqrt[3]{\frac{36\pi}{\gamma^2 \cdot g_k}} \cdot \tau_k \cdot 10^2. \quad (45)$$

Приведенная поверхность реагирования жидкой металлической ванны, если предположить, что каждая капля растекается по всей поверхности металлической ванны, может быть подсчитана по выражению

$$A_{м.в.} = 0,786 \frac{D_{кр}^2}{G_{пл}}. \quad (46)$$

Полученные выражения позволяют оценить влияние различных факторов на интенсивность процесса на различных этапах взаимодействия металла со шлаком.

Из изложенного следует, что при прочих равных условиях (неизменности диаметров электрода и кристаллизатора), приведенная поверхность реагирования на конусе электрода зависит от заглубления электродов и обратно пропорциональна скорости плавления металла. Изменяя производительность в практически разумных пределах, приведенную поверхность реагирования конуса электрода и шлаковой ванны можно изменить примерно в два раза.

Поверхность реагирования металлической ванны определяется только скоростью плавления. Предположение о равномерном растекании капли металла весьма условно, так как данные, полученные при моделировании электрошлакового процесса, показывают, что капля электродного металла только частично растекается по поверхности металлической ванны. Часть ее протекает

внутри ванны, поскольку капля обладает определенной кинетической энергией, а ее температура и, следовательно, плотность относительно мало отличаются от температуры и плотности верхних слоев металлической ванны. При определенных условиях это обстоятельство может на порядок уменьшить приведенную поверхность реагирования жидкой металлической ванны.

Приведенная поверхность реагирования капель зависит от их массы и времени существования. Эти величины в условиях ЭШП существенно изменить нельзя, а, следовательно, нельзя изменить приведенную поверхность реагирования капель более чем в 2 - 3 раза.

Приведенные поверхности реагирования зависят от геометрии печи, т.е. заглубления и диаметра электрода и диаметра кристаллизатора (таблица 8). С увеличением диаметра кристаллизатора и соответственно электрода увеличивается масса капель и скорость плавления. Это вызывает снижение приведенной поверхности реагирования при капельном переносе металла через шлак и увеличение приведенной поверхности реагирования на конусе и в жидкой металлической ванне.

Таблица 8 - Приведенная поверхность реагирования металл-шлак при ЭШП при различной геометрии печи (конус 120°, шлак АНФ-6)

Диаметр, мм		Приведенная поверхность реагирования, см ² ·с/кг		
кристаллизатора	электрода	конус электрода	капель жидкого металла	жидкой металлической ванны
100	30	817	200	7860
250	140×140	2548	125	10603
425	200	4740	110	19540

Данные таблицы 8 о приведенных поверхностях реагирования при ЭШП показывают, что окислительно-восстановительные процессы и процессы удаления неметаллических включений должны протекать преимущественно на границах электрод-шлак и ванна-шлак.

7.3 ПЕРЕНОС КИСЛОРОДА ЧЕРЕЗ ШЛАК И СПОСОБЫ ЗАЩИТЫ МЕТАЛЛА ОТ ОКИСЛЕНИЯ

Зона шлака в электрошлаковом процессе является энергетической и физико-химической базой процесса, в которой осуществляется теплообмен и рафинирование металла. Высокая температура шлака (1700 – 1850 °С) и перегрев металла над линией ликвидуса (250 - 400 °С) обуславливают металлургическую эффективность процесса, прежде всего окислительно-восстановительные реакции и рафинирование металла от неметаллических включений.

Указанные процессы протекают при тесном взаимодействии шлака с ат-

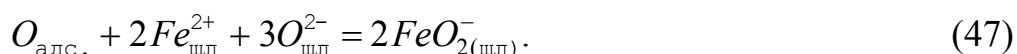
мосферой и с металлом. Следовательно, их необходимо рассматривать в системе газ-шлак-металл.

В отличие от физико-химических процессов, протекающих в электродуговой сталеплавильной печи, ЭШП характеризуется особенностями, которые обусловлены спецификой самого процесса. К их числу следует отнести отсутствие футеровки, применение фторидных или бесфторидных шлаков с низким содержанием окислов кремния, железа, марганца и других относительно непрочных окислов, сильное развитие поверхностей констатирования переплавляемого металла со шлаком, высокие температуры процесса.

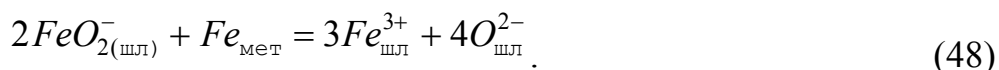
Есть основания полагать, что благодаря большой поверхности и достаточной длительности контакта расплавляемого металла со шлаком достигается максимальная степень приближения к равновесному состоянию. Точнее, при ЭШП может быть достигнуто равновесие между металлом (например, пленкой на торце электрода) и слоем шлака, прилегающего к нему. Указанные обстоятельства, безусловно, будут способствовать протеканию процессов рафинирования от неметаллических включений и газов, десульфурации и удалению легкоплавких примесей. Процессы рафинирования от неметаллических включений и газов, а также десульфурации при ЭШП будут рассмотрены ниже, а относительно легкоплавких примесей можно заметить, что вследствие низкой температуры кипения они могут испаряться из жидкой стали. Опыт ЭШП свидетельствует о значительном удалении легковозгоняемых или легкоиспаряющихся элементов, например свинца, олова и др.

Отмеченные особенности электрошлакового процесса создают известные трудности защиты металла от окисления. К числу основных причин окисления металла относятся:

1. Прямой переход кислорода через шлак, в котором имеются окислы переменной валентности; окислы железа, марганца, титана и др. Этот процесс, как известно, наблюдается при наличии свободно кислорода над шлаковой ванной. На границе газа со шлаком происходит химическая адсорбция кислорода O_2 (газ) $\leftrightarrow 2 O_{\text{адс.}}$, которая сопровождается его ионизацией и окислением катиона железа



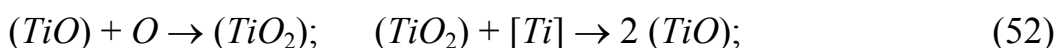
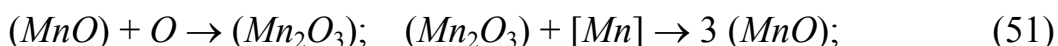
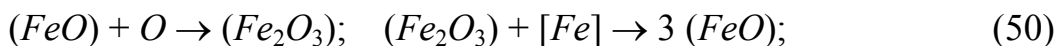
Анионы FeO_2^- диффундируют через шлак к металлу. Их диффузия ускоряется конвективными потоками в шлаке. На границе шлак-металл анионы трехвалентного железа восстанавливаются до двухвалентного по реакции



Ионы Fe^{2+} и O^{2-} частично переходят в металл:

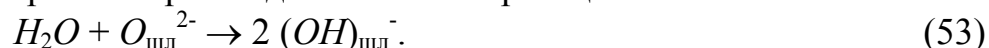


Таким образом, наличие в шлаке окислов с переменной валентностью приводит к своего рода "перекачке" кислорода из газовой фазы в металл. Схематически процесс переноса можно представить себе следующим образом. На поверхности шлака образуются высшие окислы, которые благодаря интенсивному движению шлака быстро достигают поверхности металлической ванны, где происходит передача кислорода. Процесс переноса кислорода через шлаковую ванну можно описать следующими реакциями:

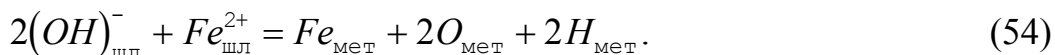
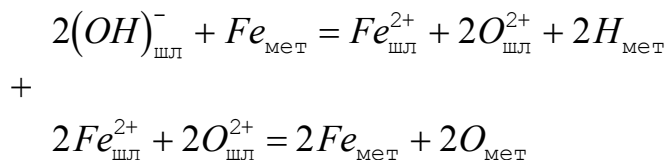


2. Переход кислорода в шлаковую ванну в результате окисления поверхности расходоуемого электрода. Этот процесс не только вносит дополнительное количество кислорода в шлаковую ванну, но и способствует переносу кислорода, так как при этом в шлаке увеличивается количество окислов переменной валентности. Не исключена возможность образования переокисленных капель электродного металла, который раскисляется в металлической ванне.

3. Растворение паров воды в шлаке по реакции



Перенос аниона гидроксила через шлак приводит к окислению металлической ванны



Процессы переноса кислорода через шлаковую ванну интенсифицируются, если электрод плавится вблизи границы шлак-атмосфера (наибольшая температура у электрода в зоне 20 – 50 мм от поверхности шлаковой ванны и близка к температуре плавления металла). В этом случае часть электрода над шлаковой ванной разогревается сильнее и окисляется больше; повышается также температура поверхностных слоев шлаковой ванны, что облегчает процессы взаимодействия кислорода атмосферы с окислами шлака.

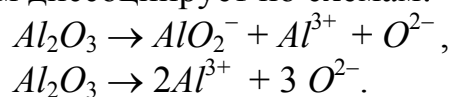
С повышением скорости подачи электрода (увеличением силы тока) усиливается заглубливание электрода в шлак; зона высоких температур удаляется от поверхности шлаковой ванны и процессы транспортировки кислорода замедляются, т.е. увеличивается эффективность рафинирования металла от неметаллических включений.

Влияние электрического режима на содержание кислорода и окислов неметаллических включений особенно заметно при ЭШП металла, не содержаще-

го сильных раскислителей и обладающего низкой окислительностью. Увеличивая глубину погружения электрода, можно снизить загрязненность оксидами в 1,5 - 2,5 раза.

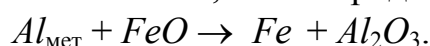
Уменьшить транспортировку кислорода через шлак можно также путем использования бесфторидных шлаков с низкой электропроводностью системы $CaO - Al_2O_3 - MgO$. При использовании этих шлаков глубокое погружение расходомерного электрода достигается на относительно малых глубинах, что приводит к уменьшению глубины металлической ванны и, следовательно, улучшению условий всплывания неметаллических включений. Поверхность же шлаковой ванны подстывает, что затрудняет перенос кислорода в металл.

4. Взаимодействие металла с такими основными компонентами шлака, как Al_2O_3 . При низкой основности шлака и отсутствии свободных ионов кислорода глинозем диссоциирует по схемам:



В этом случае анионы кислорода и катионы алюминия могут диффундировать в металл, где алюминий может взаимодействовать с оставшимися включениями и выделяться как глинозем. При прочих равных условиях, чем выше активность глинозема, тем выше концентрация равновесного с глиноземом кислорода в металле. Помимо алюминия, регулировать содержание кислорода в стали могут и другие элементы, обладающие повышенным сродством к кислороду, такие как кремний и углерод.

5. Наличие в шлаке окислов железа, хрома, кремния и т.п. В этом случае при содержании в переплавляемом металле более активных элементов окислы шлака восстанавливаются, и кислород переходит в металл:



6. Окалина, не удаленная с поверхности электрода перед плавкой. Естественно, баланс по кислороду существенно изменится, если для ЭШП применить зачищенные или обточенные электроды.

В общем случае одной из основных причин окисления шлака, а следовательно, и металла при ЭШП можно считать соприкосновение шлака с кислородом окружающей атмосферы, второй, не менее важной - окисление металла при нагреве и оплавлении конца электрода. Следует отметить, что соотношение этих факторов окисления шлака при ЭШП будет определяться электрическим режимом плавки, температурой шлака и его количеством.

Из анализа источников образования окисных неметаллических включений следует, что необходимо принимать меры для защиты шлаковой ванны и конца электрода от окисляющего воздействия атмосферы. Следует отметить, что в условиях ЭШП при использовании фторидных флюсов существует "самозащита" шлаковой ванны от окисления вследствие образования над ней пленки газообразных фторидов.

Так как пленка газообразных фторидов может нарушаться, а газопрони-

цаемость шлаков для ЭШП достаточно значительна, то необходимо защищать шлаковую ванну от окисляющего воздействия атмосферы. С этой целью можно использовать аргон, окись углерода, четыреххлористый углерод, азот и др.

7.4 ПОВЕДЕНИЕ НЕКОТОРЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

Степень окисления легирующего элемента определяется как количеством поступающего кислорода, так и сродством его к кислороду, абсолютным содержанием в металле, наличием в стали других элементов с более высоким сродством к кислороду.

При ЭШП стали, не содержащей в своем составе титана, алюминия и других активных элементов, происходит окисление кремния и марганца, причем с повышением концентрации одного из них растет его абсолютный угар.

Окисление кремния приводит к накоплению в шлаке кремнезема. Наряду с повышением содержания кремнезема увеличивается содержание марганца, хрома и железа в результате окисления соответствующих элементов металла, а также уменьшается содержание фтористого кальция и увеличивается содержание окиси кальция. Последнее может быть описано реакцией



Повышение содержания кремнезема в исходном шлаке при выплавке без раскисления положительно сказывается на сохранении кремния в металле, а в случае выплавки с раскислением шлака приводит к возрастанию перехода кремния из шлака в металл.

С увеличением содержания окислов железа увеличивается окисление кремния, причем накопление кремнезема в шлаке происходит до известных пределов, а замедляется, в то время как окисление кремния не ослабляется.

В качестве примера приведем данные об окислении кремния в зависимости от шлака и подготовки поверхности электродов (таблица 9) [11], 9 и изменение состава шлака при многократном его использовании (таблица 10) [2].

Таблица 9 - Угар кремния при ЭШП стали ЭИ961 (1Х12Н2ВМФА) в зависимости от шлака и подготовки поверхности электродов

Вариант технологии	Содержание в шлаке, %		Содержание Si в металле, %
	FeO	SiO ₂	
Исходный металл	0,17	1,06	0,44
Свежий шлак, электроды зачищены	0,32	2,32	0,30
Свежий шлак, электроды с окалиной	0,36	2,74	0,25
Отработанный шлак, электроды зачищены	0,40	8,11	0,23
Отработанный шлак, электроды с окалиной	0,56	10,50	0,13

Из таблицы 10 следует, что отработанный флюс повторно использовать нельзя ввиду накопления в нем непрочных окислов. В случае необходимости его можно добавлять к свежему флюсу максимум до 50 %. Вообще же отработанный флюс поступает в ЭСПЦ и используется в качестве разжижителя вместо плавикового шпата.

Таблица 10 - Изменение состава флюса АНФ-6 при ЭШП стали ШХ15 с многократным его использованием

Состояние флюса	Химический состав, %								
	CaF ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	SiO ₂	FeO	Fe ₂ O ₃	S
Исходный	71,5	24,4	1,5	0,75	0,05	1,33	0,12	0,10	0,010
После 1-го ЭШП	64,0	21,9	6,4	1,44	0,39	4,96	0,30	0,75	0,017
После 2-го ЭШП	59,0	20,6	10,8	1,50	0,44	7,10	0,29	0,62	0,015
После 3-го ЭШП	53,2	20,8	13,8	1,38	0,49	9,18	0,35	0,48	0,014
После 4-го ЭШП	49,2	20,7	15,6	1,50	0,57	10,76	0,35	0,55	0,014

7.4.1 Удаление серы

Степень удаления серы, достигаемая при ЭШП, составляет обычно от 50 до 75 % и определяется содержанием серы в исходном металле. Обычное содержание серы в металле ЭШП колеблется в пределах 0,003 - 0,007 %.

Для эффективного удаления серы необходимы следующие условия:

- 1) большая поверхность взаимодействия металла и шлака;
- 2) значительная основность шлака;
- 3) высокая температура и жидкоподвижность шлака.

Установлено, что контактная поверхность шлака и металла при ЭШП составляет 45 м²/т и резко возрастает с увеличением массы (сечения) выплавленного слитка. Для сравнения укажем, что межфазная поверхность шлак-металл в дуговых электропечах емкостью 10 - 80 т составляет всего 0,3 - 0,7 м²/т.

Ниже приведены данные, свидетельствующие о влиянии состава шлака на десульфурацию металла при ЭШП.

Содержание серы в электроде, % 0,032

Количество серы в слитке, %, при использовании шлаков:

АНФ-8..... 0,036

АНФ-1П 0,017

АНФ-6 0,013

АНФ-9 0,009

АНФ-7 0,006

Из этих данных видно, что наилучшим десульфуратором является шлак с высоким содержанием свободной окиси кальция - флюс АНФ-7 (CaF₂ - CaO). Далее по степени убывания десульфураторной способности следуют флюсы АНФ-9 (CaF₂ -MgO), АНФ-6 (CaF₂ -Al₂O₃) и АНФ-1П (CaF₂). Однако и при использовании флюсов АНФ-1П и АНФ-6, хотя CaF₂ и Al₂O₃ и не являются десульфураторами, эффект десульфурации остается высоким (~ 50 %).

В условиях ЭШП температура шлака значительно выше, чем при других сталеплавильных процессах. В среднем она составляет 1750 – 1800 °С (таблица 11).

Ниже приведена температура шлаковой ванны при ЭШП на разных флюсах:

Марка флюса	АНФ-6	АНФ-8	ФН-29
Температура шлака, °С	1715	1725	1910

Сера может уноситься из шлака в виде SF₂, SF₆, H₂S, но наиболее вероятная форма SO₂. При плавке на воздухе накопление серы во флюсе обычно не происходит.

В случае проведения ЭШП в “застойной” атмосфере (например, кристаллизатор закрыт крышками) или в атмосфере инертного газа обессеривание происходит слабо.

Таблица 11 - Температура при ЭШП различных сталей на флюсе АНФ-6

Марка стали	Температура, °С			
	ликвидуса стали	шлаковой ванны	перегрева	
			стали	шлака
46	1495	1760	265	460
ШХ15СГ	1450	1725	276	425
ШХ15	1455	1750	295	450
12Х2Н4А	1499	1760	265	460
1Х13	1503	1775	270	476
1Х18Н9Т	1452	1860	398	550
1Х18Н22В2Т2	1374	1865	490	565
Примечание. Температура ликвидуса для флюса (шлака) принята равной 1300 °С.				

7.4.2 Поведение фосфора

Дефосфорация при ЭШП является окислительным процессом, т.е. она протекает при ЭШП так же, как и при обычной плавке стали. Распределение фосфора между шлаком и металлом пропорционально содержанию кислорода в

металле (т.е. чем выше кислородный потенциал шлака), тем больше степень удаления фосфора. Высокий кислородный потенциал шлака достигается при высоком содержании окислов железа и кремния; следовательно, дефосфорация и удаление кислорода при ЭШП несовместимы.

Следует отметить, что не имеется такого механизма удаления фосфора из шлака в газовую фазу, какой существует для серы, поэтому шлак насыщается фосфором до такого уровня, при котором дальнейшее удаление фосфора становится невозможным.

В связи с насыщением шлака фосфором, а также необходимостью иметь шлак с высоким кислородным потенциалом дефосфорацию при ЭШП обычно не производят.

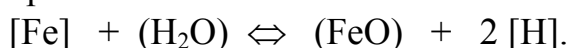
7.4.3 Поведение водорода

Водород является вредной примесью, вызывающей образование в металле пористости, кристаллизационных трещин, флокенов. Особенно вреден он в легированных никелем конструкционных сталях. Содержание водорода в металле зависит от его растворимости в нем при данной температуре и парциального давления водорода над металлом или покрывающим его шлаком.

Известно, что основные шлаки способны растворять в себе значительное количество водорода и в отличие от кислых шлаков плохо защищают металл от поступления водорода из газовой фазы.

В процессе ЭШП водород не удаляется. Возможно, что применение вибрации может побудить атомарный водород к образованию пузырьков молекулярного водорода, который мог бы затем выделиться из системы.

Если при ЭШП не предпринимается предупредительных мер, то содержание водорода в металле может легко возрасти. Водород образуется при реакции воды с горячим металлом:



Источником воды при ЭШП могут быть сырые шлаковые материалы, смесь стружки с экзотермическим материалом, раковины в литых электродах, поверхность электродов, конденсация, атмосфера и утечки к кристаллизаторе и поддоне.

Из обычных материалов для получения шлаков (фтористый кальций, известь, окись магнезия, глинозем) наиболее серьезным источником воды является известь. Даже свежееобожженная известь содержит приблизительно 2 % воды; обычно содержание воды составляет 2,5 - 3,0 %. Вода может быть удалена из шлака предварительным его расплавлением.

Можно предполагать, что удалению водорода при ЭШП в значительной мере способствует направленный характер кристаллизации слитка, создающий хорошие условия для выделения, обособления и всплывания пузырьков водорода.

7.4.4 Поведение азота

Содержание азота в слитках ЭШП меняется в широких пределах. В общем балансе включений доля нитридов в хромистых сталях достигает до 70 %. Поведение азота не поддается простому математическому описанию и зависит от активности азота в исходном металле, состава газовой и шлаковой фаз, режима переплава. Конечное содержание азота в металле определяется его исходной концентрацией в переплавляемом электроде. В случае ЭШП сталей, стабилизированных ниобием и титаном, азот практически не удаляется. Азот из менее стойких нитридов алюминия и хрома удается снизить в 2 - 3 раза.

Парциальное давление азота в газовой фазе P_{N_2} не оказывает существенного влияния на $[N]$. Между P_{O_2} и $[N]$ наблюдается обратная зависимость, причем изменение P_{O_2} в газовой фазе в пределах 0,020 - 0,125 атм. оказывает более сильное влияние на поведение азота, чем изменение P_{N_2} в пределах 0,08 - 0,83 атм. Надо полагать, что переход азота из шлака в металл зависит от растворимости азота в шлаковом расплаве, которая уменьшается с ростом P_{O_2} .

Наибольшее влияние на $[N]$ оказывает состав флюса. Повышению $[N]$ способствует увеличение (Al_2O_3) и снижение (CaO).

Можно указать следующие пути удаления азота:

- 1) всплывание нитридов;
- 2) ассимиляция нитридов шлаком;
- 3) переход растворенного азота из металла в шлак.

7.4.5 Удаление неметаллических включений

Качество металла в значительной мере определяется его загрязненностью неметаллическими включениями. ЭШП создает благоприятные условия для получения чистого металла. Эти возможности определяются следующими факторами:

- а) направленной кристаллизацией слитка, которая облегчает всплывание неметаллических включений;
- б) интенсивной обработкой расплавленного металла высокоактивным шлаком, который адсорбирует или растворяет неметаллические включения;
- в) отсутствием огнеупорной футеровки, исключая ее взаимодействие с металлом и, следовательно, образование экзогенных неметаллических включений;
- г) высокой температурой шлака;
- д) отсутствием вторичного окисления металла.

Наиболее вероятным механизмом очистки является экстракция включений из металла шлаком на границе металлическая пленка - шлак на торце переплавляемого электрода. При выходе включений на границу металл-шлак соблюдается условие $\sigma_{м-в} + \sigma_{м-ш} > \sigma_{в-ш}$. Скорость смачивания окислов флюсами

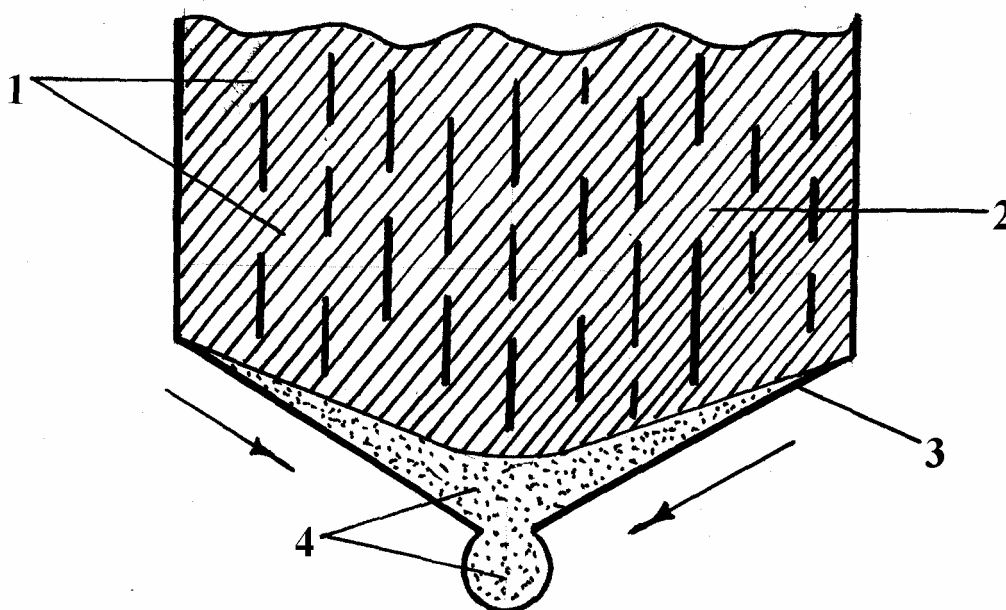
очень велика и включения поглощения шлаком. Очистка происходит в тонком слое металла, примыкающем к шлаку и имеющим толщину δ , сопоставимую с размерами включений. При этом происходит дробление грубых строчечных включений, имевшихся в металле катаного либо ковального расходуемого электрода, как показано на рисунке 39.

При прохождении капли через шлак происходит дальнейшее протекание процессов, ведущих к очищению металла от включений.

В металлической ванне одновременно с этим может происходить всплывание имевшихся и вновь образующихся включений по мере их укрупнения. Скорость всплывания включений шарообразной формы, находящихся в жидкой стали, в первом приближении описывается известной формулой Стокса

$$V = \frac{2}{9} \cdot \frac{gr^2}{\eta} (\gamma_{\text{м}} - \gamma_{\text{вкл}}), \text{ см/с.}$$

где V - скорость всплывания включения, см/с;
 g - ускорение силы тяжести, равное 981 см/с;
 η - динамическая вязкость, г/(см·с);
 r - радиус включения, см;
 $\gamma_{\text{м}}$, $\gamma_{\text{вкл}}$ - соответственно плотность металла и включения, г/см³.



1 – включение в металле электрода; 2 – электрод; 3 – пленка жидкого металла; 4 – включения в пленке и формирующейся капле

Рисунок 39 – Дробление грубых строчечных неметаллических включений, имевшихся в металле электрода, при оплавлении в шлаке его конца и стекании (стрелки) пленки жидкого металла

Если принять $\eta = 0,023$ г/см³ для углеродистой стали, $\gamma_{\text{м}} = 7,16$ г/см³,

$\gamma_{SiO_2} = 2,2 \text{ г/см}^3$, $\gamma_{Al_2O_3} = 3,8 \text{ г/см}^3$ и $\gamma_{2FeO \cdot SiO_2}$, то получим кривые зависимости от и размера (рисунок 40). Из этого рисунка и данных [2] следует, что в реальных условиях ЭШП возможно всплывание включений с диаметром более 10 - 15 мкм.

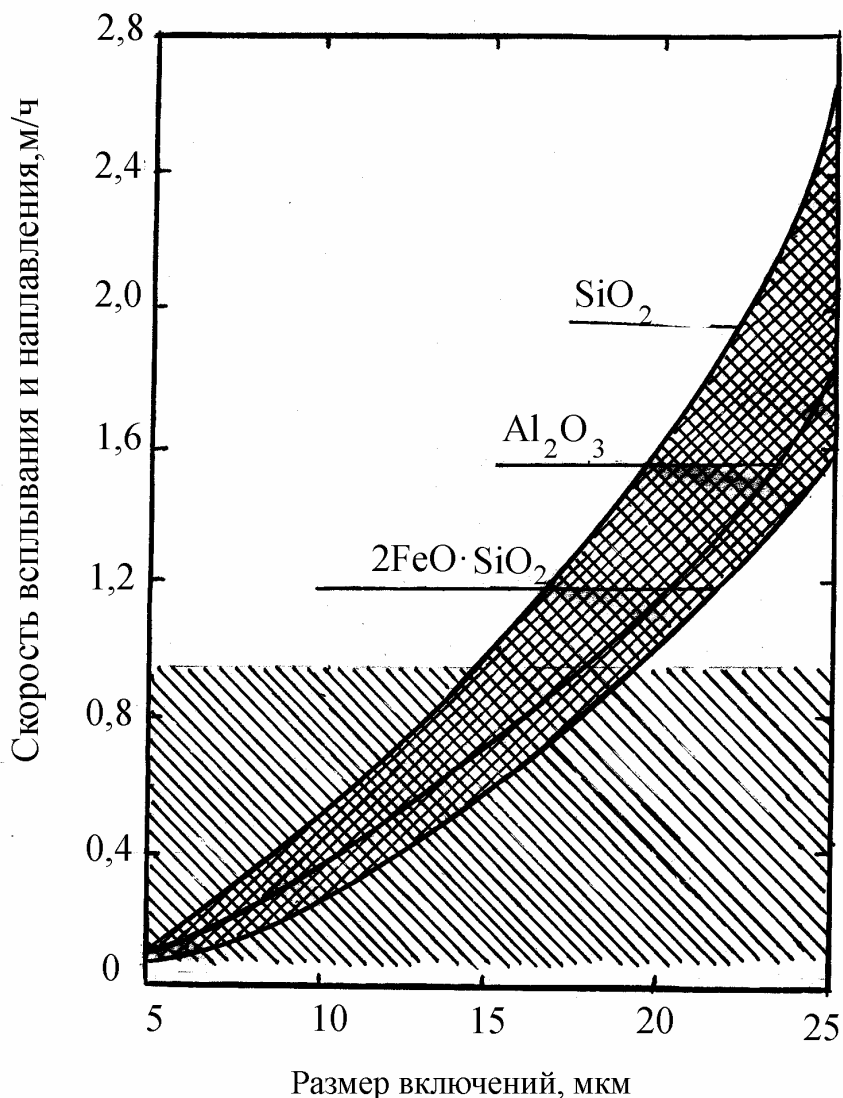


Рисунок 40 – График зависимости между размерами неметаллических включений и скоростью их всплывания (заштрихован диапазон скоростей наплавления слитка, характерных для ЭШП)

Решающим фактором в удалении неметаллических включений является направление роста кристаллов слитка. При осевой кристаллизации возможность всплывания и удаления неметаллических включений из металлической ванны облегчается.

Следовательно, с целью максимального очищения металла от неметаллических включений необходимо стремиться к осевой или радиально-осевой кристаллизации. Однако не следует забывать о скорости наплавления электрошлакового слитка, так как удаление неметаллических включений будет более эффективным при минимальном значении скорости наплавления слитка (см. ри-

сунок 40).

В заключении приведем данные о влиянии ЭШП на содержание кислорода в стали (таблица 12) [2].

Таблица 12 - Влияние ЭШП на содержание кислорода в стали

Марка стали	Содержание кислорода, %	
	до ЭШП	после ЭШП
12Х2Н4А	0,0030	0,0020
ШХ15	0,0024	0,0013
ЭИ961	0,0160	0,0060
ОХ19Н9	0,0035	0,0022

Таким образом, снижение содержания кислорода в металле ЭШП связано в основном с физическим процессом очистки исходного металла от неметаллических включений. Как следует из таблицы 12, содержание кислорода уменьшается против исходного металла в 1,5 - 2,0 раза.

8 ДЕФЕКТЫ СЛИТКОВ ЭШП

Химическая неоднородность. Сталь является многокомпонентным сплавом (раствором), затвердевающим, как правило, в интервале температур. Одни химические элементы понижают температуру затвердевания, другие ее повышают.

Затвердевание расплава в интервале температур в любом случае приводит к неодинаковой концентрации элемента-примеси в твердом и жидком металле (закон распределения). При ЭШП это может привести (как и в обычных слитках) к появлению таких дефектов, как химическая неоднородность: зональная и дендритная.

При ЭШП осуществляется непрерывное поступление капель электродного металла, которые, с одной стороны, обновляют состав жидкой ванны, а с другой - усредняют ее перемешиванием. Поэтому химическая неоднородность в поперечном сечении слитков ЭШП значительно меньше, чем в обычном металле.

Несмотря на менее выраженную химическую неоднородность в поперечном сечении металл ЭШП имеет химическую неоднородность по высоте слитка, главным образом, по легкоокисляющимся элементам, таким, как *Si, Al, Ti* и др. Но эта неоднородность не связана с затвердеванием металла, а является следствием неравномерного окисления элементов кислородом шлака по ходу процесса. Ранее отмечалось, что при переплаве происходит накопление в шлаке элементов, имеющих переменную валентность, таких, как *Fe, Cr, Ti*, которые и «перекачивают» кислород из атмосферы к границе металл-шлак. Вследствие этого верх слитка, как правило, содержит несколько меньше *Si, Al, Ti*, чем нижние горизонты слитка. Но изменение химического состава металла по высоте носит плавный характер.

Послойная кристаллизация. В начале процесса ЭШП, особенно в период расплавления флюса, имеет место колебание тока и напряжения (неустойчивый электрический режим плавки). В другие периоды плавки отклонения электрического режима от заданного встречаются реже. Неустойчивость электрического режима нарушает тепловой баланс металлической ванны: резко изменяется скорость продвижения фронта затвердевания. При ускорении кристаллизации затвердевает слой металла с повышенным содержанием ликвирующих элементов, при замедлении - наоборот.

На макротемплете периодичность затвердевания металла обнаруживается в виде чередующихся тонких светлых и темных полос. Это явление получило наименование послойной кристаллизации.

Исследования показали, что химический состав, свойства металла с зонами послойной кристаллизации не отличаются от состава и свойств металла, не имеющего послойной кристаллизации. Поэтому послойная кристаллизация не является браковочным пределом.

Пробой. Дефект пробой встречается при ЭШП на однофазных одноэлектродных печах и реже при переплаве на бифилярных установках. Пробой представляет собой полость, идущую от поверхности вглубь слитка, глубиной до 500 мм, чаще всего заполненную шлаком. Вокруг полости располагается зона, имеющая мелкокристаллическую структуру, которая загрязнена крупными неметаллическими включениями. Если пробой не выявлен при осмотре слитка, то в деформированном металле он будет причиной дефектной макроструктуры, получившей название “корки и загрязнения”. Дефектные участки макроструктуры имеют грубое скопление неметаллических включений и пузырей.

Установлено, что дефект пробой возникает на слитке при нарушении контакта между слитком и поддоном или между поддоном и кристаллизатором. Причиной нарушения контакта между слитком и поддоном является зависание слитка в кристаллизаторе вследствие малой конусности, деформации кристаллизатора или разрушения его внутренней поверхности. Плохой контакт между слитком и поддоном может быть также вследствие деформации затравочной шайбы при расплавлении флюса. Затравочная шайба принимает сферообразную форму, и под нее возможно подтекание шлака. Нарушение электрического контакта между поддоном и кристаллизатором обычно связано с плохой поверхностью (деформация, грязь) поддона либо нижнего торца кристаллизатора.

Механизм образования пробоя следующий. При каплеобразовании наравне с крупными образуются мелкие капли, которые конвективными потоками выносятся в пристенную область, где еще не образовался гарнисаж, и прилипают к стенке кристаллизатора. При наплавлении металла капля электрически соединяет слиток с кристаллизатором. В момент нарушения контакта между слитком и поддоном электрический ток устремляется через эту переемычку с образованием пробоя. Высокая плотность тока в районе пробоя подплавляет металл, и при затвердевании формируется мелкокристаллическая структура.

Трещины в слитках. При переплаве среднеуглеродистых конструкционных марок стали (20ХНЗА, 30ХГСА) в слитках в период затвердевания и выдержки в кристаллизаторе могут образовываться продольные трещины. Трещины возникают на грани слитка и располагаются на глубину 65 - 90 мм. Излом литой стали по месту дефекта показал, что границы металла имеют участки с мелкозернистым строением и загрязнены большим количеством неметаллических включений. Эти включения распространяются по границам кристаллов в виде пленки. Они состоят преимущественно из окиси и нитридов алюминия. Трещины возникают при содержании остаточного алюминия в стали более 0,01 %.

Для устранения дефекта по трещинам необходимо иметь содержание алюминия в исходном металле не более 0,01 %. Если же количество алюминия в исходном металле окажется более 0,01, то исправить положение можно, увеличив окислительный потенциал шлака, например добавкой во флюс SiO_2 .

Другой причиной появления продольных трещин являются термические

напряжения, которые возникают в период выгрузки слитков из кристаллизатора. Надежным методом борьбы с трещинами термического происхождения является длительная выдержка слитков в кристаллизаторе. Обычно слитки массой 2,0 - 2,5 т выдерживают 2 - 3 часа.

Сколы. В изломе встречаются, как правило, в крупных профилях заготовок (для квадрата и круга более 150 мм) конструкционных сталей 12Х2Н4А, 18Х2Н4ВА и др. Увеличение обжата (уменьшение сечения заготовки) ликвидирует дефект. Сколы представляют собой вытянутые в направлении деформации светлые площадки, обнаруживаемые в поперечном изломе. Установлено, что образование дефекта скола связано с присутствием в стали, как и в случае трещин, повышенных количеств алюминия (выше 0,04 %) и азота, а также с их неравномерным распределением в слитке. Можно полагать, что в целом механизм образования сколов аналогичен вышеприведенному механизму образования трещин.

Проблема сколов решается путем применения исходного металла с низким содержанием азота (0,0090 - 0,0010 %), в частности, выплавленного в мартеновских печах и конвертерах с содержанием алюминия 0,02 - 0,03 %.

Разнозернистость. В промышленности величина зерна контролируется по десятибалльной шкале (ГОСТ 5639-75). Мелкое зерно оценивается пятью и выше баллами.

Размер зерна регулируется количеством присаженого алюминия. Действие алюминия объясняется тем, что он образует дисперсные частицы Al_2O_3 и AlN , которые являются центрами кристаллизации при затвердевании металла. С другой стороны, указанные соединения, скапливаясь на поверхности растущих кристаллов, препятствуют росту зерна. При ЭШП происходит очистка металла от неметаллических включений и, следовательно, снижение центров кристаллизации.

Сам алюминий также может препятствовать росту зерна.

Обычно количество присаженого алюминия для раскисления металла выше равновесного с кислородом и азотом. Поэтому в стали часть алюминия находится в “свободном” состоянии. В процессе переплава несвязанный алюминий окисляется неравномерно за счет изменения состава флюса вследствие накопления в нем элементов с переменной валентностью. Все это приводит к неравномерному росту зерна, т.е. появлению разнозернистости: на фоне мелких зерен встречаются более крупные зерна размером менее 5 баллов.

Совместное раскисление шлака и металла может стабилизировать зерно в металле ЭШП.

Подсадочная кристаллизация и усадка. Слиток ЭШП в сравнении со слитками других сталеплавильных процессов имеет минимальную усадочную раковину. Но при деформации происходит вытяжка верхних слоев металла с образованием искусственной усадки (затяжные концы). Поэтому норма обрезки верха составляет 5 - 7 % от его массы. При несоблюдении норм обрезки на мак-

ротемплете, соответствующем верху слитка, обнаруживаются следы шлака.

При глубокой металлической ванне на макротемплете, соответствующему верху слитка, обнаруживается подусадочная кристаллизация - чередование участков разного направления кристаллов.

Свищи. В нижней части слитка обнаруживаются свищи - полости, напоминающие пробой, но меньшего диаметра и не сопровождающие изменением кристаллической структуры металла. Полости чаще всего чистые от шлака. При обработке давлением свищи не завариваются из-за окисленной поверхности. Причиной свищей является влажный флюс, отпотевание кристаллизатора, повышение содержания кислорода в атмосфере и в исходном металле.

В заключение следует отметить, что большинство дефектов слитков связаны либо с отклонением от технологии переплава, либо с несовершенством конструкции электрошлаковых печей. Но в настоящее время конструкция печей и технология отработаны достаточно хорошо, поэтому дефекты слитков встречаются сравнительно редко.

9 КАЧЕСТВО МЕТАЛЛА И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРИ ЭШП

9.1 КАЧЕСТВО МЕТАЛЛА

Методом ЭШП производится свыше 100 марок сталей и сплавов. Основная масса производства приходится на шарикоподшипниковые, коррозионно-стойкие, теплостойкие и высокопрочные конструкционные стали. По мере повышения требований к качеству металлопродукции все больший удельный вес в сортаменте ЭШП приобретают средне- и даже низколегированные стали. Металл ЭШП отличается высокой однородностью и плотностью в отличие исходного металла (таблица 13).

Таблица 13 - Сравнение плотности обычного и электрошлакового металла в деформированном состоянии

Марка стали	Плотность образцов, выделенных из поперечного сечения заготовки, г/см ³		Степень деформации металла
	край	центр	
ШХ15	<u>7,808</u>	<u>7,824</u>	<u>19</u>
	7,855	7,850	35
ШХ15СГ	<u>7,782</u>	<u>7,769</u>	<u>19</u>
	7,801	7,804	35
20Х13	<u>7,758</u>	<u>7,736</u>	<u>19</u>
	7,850	7,809	26
Х17Н2	<u>7,708</u>	<u>7,689</u>	<u>8</u>
	7,751	7,735	25
Х28	<u>7,684</u>	<u>7,622</u>	<u>8</u>
	7,743	7,727	25
1Х18Н9Т	<u>7,852</u>	<u>7,825</u>	<u>19</u>
	7,954	7,921	36

Примечания. 1. В числителе - для исходного металла, в знаменателе - для переплавленного. 2. Степень деформации подсчитывали как отношение площадей поперечных сечений слитка и откованной или прокатанной из него заготовки.

Использование ЭШП для производства ряда сталей часто не только решает проблему изготовления изделий ответственного назначения, но и дает значительный экономический эффект. Применение ЭШП практически не меняет состава металла.

Поскольку металл электрошлакового переплава отличается высокой однородностью состава и значительным уменьшением микроликвации в слитке, можно сделать заключение о повышении изотропности механических свойств

стали еще до деформации.

Увеличение диаметра роторов турбин, скорости их вращения, повышение температуры пара в турбине требует повышения таких характеристик металла, как временное сопротивление, ударная вязкость и однородность структуры.

Применение ЭШП позволяет получить сталь, удовлетворяющую этим требованиям.

Прокатные валки, полученные методом ЭШП имеют стойкость в 1,8 - 2,5 раза выше стойкости валков из стали обычной выплавки.

Долговечность подшипников из металла ЭШП в 2,25 раза выше, чем долговечность подшипников из стали открытой дуговой плавки.

Использование ЭШП оправдано также для производства быстрорежущих сталей. В данном случае преимущества ЭШП определяются следующими факторами: гомогенной структурой, отсутствием ликвации, низким содержанием кислорода и серы, а также высокой степенью чистоты.

Для инструментальных, в частности быстрорежущих сталей, однородность структуры характеризуется, в первую очередь, размером и распределением карбидов в матрице, существенно влияющими на обрабатываемость и эксплуатационные свойства. При недостаточной степени однородности сталь обладает плохой деформируемостью в горячем состоянии, неравномерной обрабатываемостью резанием, склонностью к образованию трещин и короблению при термообработке, колебанием производительности резанья, обусловленными выкрошеванием поверхности режущего инструмента.

При обычном способе производства существенное влияние не свойства быстрорежущей стали оказывают размеры и сечение слитка.

После ЭШП повышается степень однородности металла благодаря уменьшению размера карбидов на 4 - 6 мкм и более равномерному распределению их по сечению слитка. Следствием этого является повышенная горячая деформируемость быстрорежущих сталей; появляется возможность изготавливать из этих сталей инструменты большого размера; повышаются показатели усталостной прочности, долговечности, стойкости при знакопеременных нагрузках; улучшаются шлифуемость и полируемость.

Аналогичные данные можно привести и по другим маркам сталей. Для получения особо чистого по газам и неметаллическим включениям металла применяют многократный электрошлаковый переплав.

9.2 ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

При производстве металла методом ЭШП важное значение имеет определение себестоимости, т.е. суммы реальных затрат на производство 1 т стали. Подсчет затрат (калькуляция) производится по статьям:

1. Заданные основные материалы (расход в тоннах, цена 1 т и сумма затрат), при этом из затрат исключается стоимость получаемых отходов (их количество умножается на цену).

2. Расходы по переделу, включающие затраты на электроэнергию и другие энергоресурсы (газ, пар, воздух), добавочные материалы (аргон, раскислители и т.п.), все виды заработной платы обслуживающего персонала, амортизацию основных средств и расходы на текущие ремонты и т.п.

3. Расходы по дополнительной обработке металла (отжиг, зачистка) Себестоимость металла ЭШП определяется главным образом стоимостью расходных электродов, которая в общей себестоимости металла составляет 64 – 85 % в зависимости от марки стали и способов изготовления.

Затраты на флюсы составляют 2 - 6 %, расходы по переделу 12 – 30 %. В качестве примера в таблице 14 приведена структура себестоимости черных слитков ЭШП для отдельных марок стали [22].

Удельный расход электроэнергии находится в пределах 1200 - 1600 кВт·ч/т.

Таблица 14 - Структура себестоимости черновых слитков ЭШП

Статьи затрат	Доля в себестоимости, %				
	ШХ15	1-2Х13	40ХНМ А	12Х2Н4 А	ЭИ (1Х12 Н2ВМФА)
Задано за вычетом отходов	63,6	72,3	71,7	79,5	85,3
Добавочные материалы (флюсы)	6,1	4,5	4,4	3,6	2,1
Расходы по переделу и общезаводские расходы	30,3	23,2	23,9	16,9	12,6
Производственная себестоимость	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

10 ВРЕДНОСТЬ ПРОЦЕССА ЭШП ДЛЯ ЗДОРОВЬЯ

Применение фторидов в процессе ЭШП связано с опасностью для здоровья. Все фториды токсичны при попадании в желудок, степень токсичности зависит от их растворимости.

Фторидный кальций, который почти нерастворим ($0,0016 \text{ г/100 см}^3 \text{ H}_2\text{O}$ при $18 \text{ }^\circ\text{C}$), фактически безвреден. Однако фториды магния и бария, растворимость которых составляет соответственно $0,0076 \text{ г/100 см}^3$ при $18 \text{ }^\circ\text{C}$ и $0,12 \text{ г/100 см}^3$ при $25 \text{ }^\circ\text{C}$, токсичны и применение их должно быть связано с мерами предосторожности [9].

Дымы, выделяющиеся из плавикового шпата (фтористого кальция) при расплавлении шлака или в процессе переплава, представляют серьезную опасность для здоровья. Вредными газообразными компонентами дымов в порядке их важности являются пары свинца, фтористый водород, пары бериллия, двуокись серы, пары мышьяка.

В таблице 15 показаны количества токсичных веществ, которые могут выделиться из 100 кг плавикового шпата (считая, что все токсичные компоненты войдут в дымы); в таблице показаны также предельные величины (ПДК), т.е. концентрация веществ, при которой можно безопасно работать непрерывно, а также объем воздух, требующегося для растворения токсичных компонентов до безопасного уровня [9].

Таблица 15 - Токсичные вещества, выделяющиеся при плавке плавикового шпата

Газообразные вещества	Максимальное количество вещества, выделяющегося из 100 кг плавикового шпата, мг	Предельная концентрация (п.д.к.), мг/м ³	Объем воздуха, требующегося для растворения вещества до пороговой предельной величины, м ³
Pb	1×10^5	0,15	7×10^5
HF	$3,6 \times 10^5$	2,00	2×10^5
Be	100	0,002	5×10^4
SO ₂	$2,0 \times 10^5$	13,00	2×10^4
As	5×10^5	0,50	1×10^4

Наиболее вредными являются соединения фтора, которые выделяются в виде его летучих соединений SiF₄ или в виде пыли, содержащей соединения фтора. Установлено, что при ЭШП стали на флюсе АНФ-6 с подачей в кристаллизатор аргона концентрация пыли в рабочем пространстве печи в середине

плавки составляет 13 - 25 г/м³, а концентрация газообразных соединений фтора в пересчете на HF 25 - 36 г/м³. Удельное пылевыведение печей при работе с защитной атмосферой достигает 225 г/т стали, а удельное выделение газообразных соединений фтора 325 г/т стали. Пыль содержит 76 % CaF₂. Таким образом, общие удельные выделения фтора в пересчете на HF составляют по ходу плавки до 370 г/т стали [23].

Выделения других вредных газов невелики и в печной атмосфере не превышают 0,1 - 0,2 %. Выделение пыли по ходу переплава неодинаково: оно велико при расплавлении флюса графитовым электродом. По ходу переплава пылевыведение снижается с 140 - 160 до 40 мг/м³ отсасываемого воздуха. Аналогичным образом снижается концентрация газообразных соединений фтора в отсасываемом газе (с 60 до 30 мг/м³). При расплавлении флюса она достигает 300 мг/м³.

Расчеты показывают, что за весь период плавки, включая период расплавления флюса, суммарный удельный вынос фторидов в пересчете на фтористый водород составляет около 750 г/т стали.

Учитывая столь значительные выделения вредных соединений фтора, система принудительной и естественной вентиляции должна обеспечить их поглощение, очистку и выброс очищенного газа в атмосферу за цехом. При этом система должна быть рассчитана на пиковые нагрузки, возникающие в период плавления флюса.

11 БИФИЛЯРНАЯ СХЕМА ВКЛЮЧЕНИЯ ПЕЧЕЙ ЭШП

Существующие однофазные печи имеют некомпенсированный токоподвод с большой длиной контура, включающего в себя электрод из магнитной (в большинстве случаев) стали, и как следствие, высокую реактивность и относительно пониженные технико-экономические показатели. Эти недостатки устраняются при так называемой бифилярной схеме включения печей ЭШП.

Сущность этого способа включения печей ЭШП состоит в том, что в одном кристаллизаторе переплавляются одновременно два расходоуемых электрода равных сечений, включенных последовательно и подаваемых в шлаковую ванну с одинаковой скоростью одним электрододержателем с двумя электрически изолированными друг от друга токоподводами. Такая схема ЭШП позволяет обеспечить близкое и параллельное (бифилярное) расположение токоподвода на всех его участках, включая расходоуемые электроды, чем достигается значительное снижение индуктивности короткой сети электрошлаковой печи. Коэффициент мощности ($\cos \varphi$) при этой схеме составляет 0,92 - 0,98. Схема особенно пригодна для производства слябов.

В случае применения бифилярных схем подключения расходоуемых электродов максимальные температуры шлака наблюдаются в зазоре между электродами. В зависимости от режима плавки (ток, количество шлака, геометрические размеры электродов и кристаллизатора) от 10 до 30 % тока последовательно включенных электродов протекает через шлак и металлическую ванну, в то время как остальная часть тока (90 - 70 %) протекает только между электродами в шлаковой ванне.

В таблице 16 приведены сравнительные показатели ЭШП при обычной и бифилярной схемах включения расходоуемых электродов [2].

Таблица 16 - Показатели ЭШП при обычной и бифилярной схемах включения расходоуемых электродов

Серия опытов	Схема включения	Режим ЭШП		Производительность, кг/ч	Расход электроэнергии, кВт·ч/т
		$U_{тр.}$, В	I , А		
I	Обычная	48	1200	22,8	2500
	Бифилярная	48	1200	45,6	1200
II	Обычная	52	1500	42,6	1620
	Бифилярная	52	1500	84,0	860

Из приведенных данных можно сделать следующие выводы:

1. При неизменной электрической мощности переход от плавки одного расходоуемого электрода по обычной плавке к плавке двух последовательно (бифилярно) включенных электродов того же сечения сопровождается двукратным повышением производительности процесса и соответственно двукратным

снижением расхода электроэнергии.

Это свидетельствует о том, что при бифилярной схеме ЭШП двух расходуемых электродов напряжение на шлаковой ванне примерно вдвое выше, чем при обычной схеме ЭШП, и приближается к напряжению на выводах трансформатора.

2. При неизменном сечении расходуемых электродов переход от плавки по обычной схеме к плавке по бифилярной дает возможность вести процесс ЭШП при меньшей (почти вдвое) подведенной электрической мощности (за счет снижения величины тока) и значительно снизить расход электроэнергии.

Кроме того, при одинаковой мощности трансформатора переход на бифилярную схему дает возможность увеличить сечение и массу выплавляемых слитков, что открывает большие перспективы для производства крупных электрошлаковых слитков.

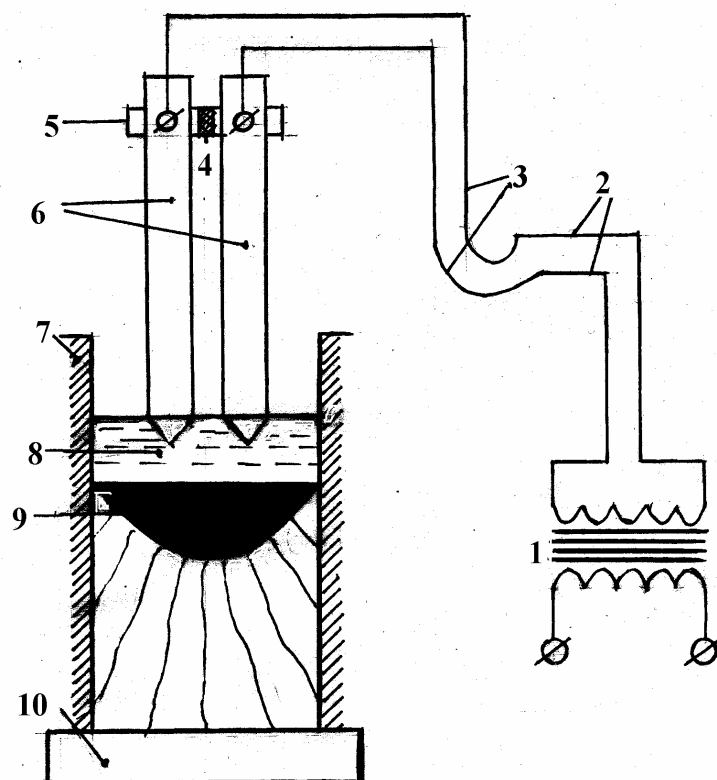
Особенностью бифилярной схемы ЭШП (рисунок 41) является отсутствие подвода тока к поддону и электрической связи с ним наплавленного слитка. При такой схеме нет необходимости применять затравки и практически исключается опасность образования дефектов типа пробоев.

Отсутствие затравки в нижней части слитка, работа с сифонной заливкой шлака, обеспечение выпуклой формы низа слитка путем применения чашеобразных поддонов позволяет при бифилярной схеме ЭШП практически полностью ликвидировать донную обрешку и значительно повысить выход годного металла.

Выше был отмечен ряд весьма важных преимуществ бифилярной схемы ЭШП. Однако по сравнению с обычной одноэлектродной схемой она имеет и некоторые недостатки. Так переход на двухэлектродную бифилярную схему требует некоторого усложнения конструкции электрододержателя. Кроме того при двух электродах вместо одного уменьшается коэффициент заполнения кристаллизатора, увеличивается длина электродов и высота электрошлаковой печи.

Сопоставление достоинств и недостатков бифилярной схемы ЭШП (таблица 17) позволяет сделать вывод, что применение этой схемы наиболее целесообразно в печах для выплавки крупных (более 8 т) слитков квадратного и особенно прямоугольного сечения.

Известно, что в диапазоне устойчивых режимов ЭШП при увеличении скорости подачи электрода и глубины погружения его в шлаковую ванну удельный расход электроэнергии уменьшается [2]. Это косвенно свидетельствует о том, что увеличение глубины погружения электрода в шлак (до некоторых пределов, при которых дальнейшее увеличение силы тока и уменьшение расстояния электрода от металлической ванны приводят к падению теплового КПД процесса), сопровождается ростом коэффициента плавления электрода K_3 .



1 – трансформатор; 2 – шинопроводы; 3 – гибкие кабели; 4 - электроизоляция; 5 – электрододержатель; 6 – электроды; 7 – кристаллизатор; 8 – шлак; 9 – металл; 10 – поддон

Рисунок 41 – Однофазная двухэлектродная бифилярная схема ЭШП

Таблица 17 - Сравнение способов электрошлакового переплава [2]

Показатель, по которому производится сравнение	Обычная схема	Бифилярная схема
Индуктивность короткой сети	Высокая	Низкая
Коэффициент мощности	0,6 - 0,8	0,92 - 0,98
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	1500 - 1700	1200 - 1400
Установленная мощность трансформатора, %	100	70 - 80
Возможность выплавки слитков прямоугольного сечения	Затруднена	Облегчена
Применение затравок	Требуется	Не требуется
Конструкция печи	Простая	Несколько усложняется
Опасность прожога кристаллизатора	Имеется	Практически исключена

Увеличение K , с ростом погружения электрода в шлак можно объяснить увеличением потока тепла, передаваемого концу электрода шлаковой ванной (растет поверхность контакта электрода со шлаком).

Отмеченная зависимость коэффициента плавления электрода от положения его в шлаке обуславливает возможность саморегулирования процесса плавления бифилярно включенных электродов при их совместной подаче.

К факторам, которые могут вызывать нарушение равенства линейных скорости плавления электродов при бифилярной схеме ЭШП, относятся:

1. Неравенство сечений электродов вследствие разных их размеров или наличия в них несплошностей (последнее может иметь место в литых электродах).

2. Смещение электродов к одной из стенок кристаллизатора вследствие их неправильной центровки или значительной кривизны.

Если электроды отличаются сечением по всей их длине, то плавка идет с нарастанием разности погружения электродов в шлак. При незначительном различии в сечениях электродов эта разница может нарастать очень медленно и не препятствовать проведению плавки. При значительном различии сечений электродов может произойти вмораживание одного из электродов в металлическую ванну.

Степень влияния двух указанных факторов на ход бифилярной плавки в значительной мере зависит от электрического и шлакового режимов процесса. Так, чем меньше выделяемая в шлаке мощность и ниже его температура, тем (при прочих равных условиях) вероятнее появление разбаланса плавления электродов и его нарастание. Это отчетливо видно из данных, приведенных в таблице 18 [2].

Таблица 18 - Влияние режима и температуры шлаковой ванны на плавление электродов при бифилярной схеме ЭШП

№ плавки	Ток плавки, В	Температура шлака между электродами, °С	Глубина погружения электродов в шлак, мм	Разность погружения электродов, мм	Качество поверхности слитков
1	4500	1830	65/65	0	Удовлетворительное
2	4000	1750	50/50	0	“
3	3000	1710	40/40	0	“
4	2800	1680	35/60	25	Небольшие гофры
5	2500	1650	90/15	75	Грубые гофры

Примечание.

1. В числителе - глубина погружения левого электрода, в знаменателе - правого.

2. Напряжение трансформатора 47 В.

Установлено, что уменьшение глубины шлаковой ванны также способствует появлению и развитию разбаланса (если существуют факторы, его вызывающие).

Для того, чтобы иметь возможность переплавлять на бифилярных печах литые электроды, которые могут иметь несплошности (пористость, раковины и т.п.), было предложено соединить поддон (или кристаллизатор при наличии электрической связи с поддоном) со средней точкой вторичной обмотки трансформатора уравнительным проводом, как показано на рисунке 7.

Если конструкция трансформатора не позволяет сделать вывод средней точки его вторичной обмотки, то уравнительный провод может быть подключен к средней точке уравнивающего дросселя, включенного параллельно вторичной обмотке трансформатора (рисунок 42).

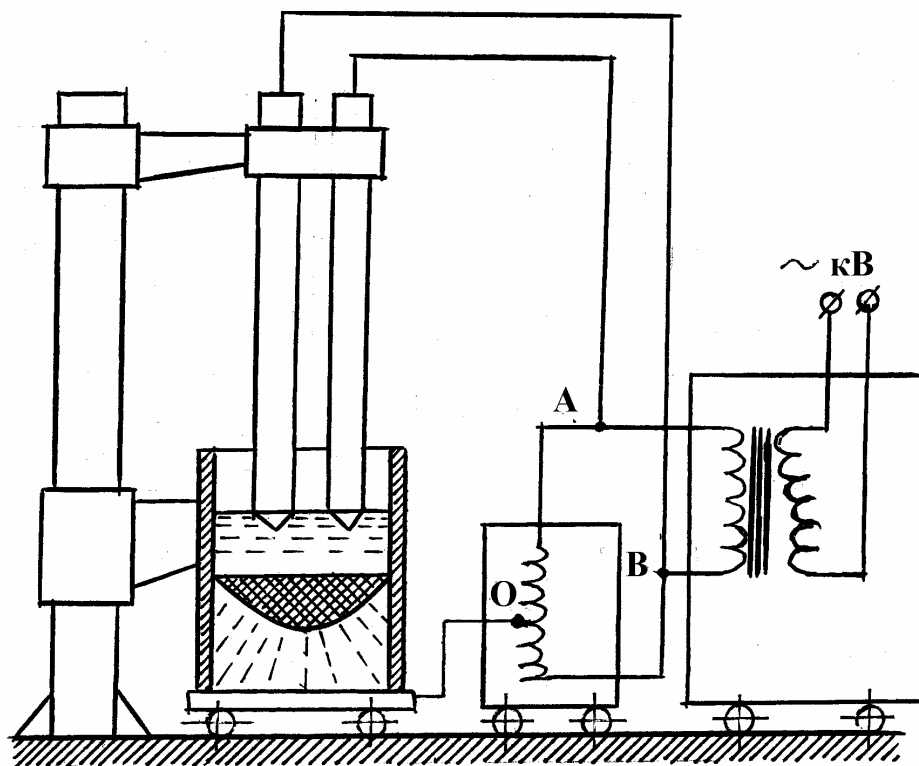


Рисунок 42 – Схема подключения поддона бифилярной печи к средней точке "0" обмотки дросселя

Такой дроссель работает как автотрансформатор с коэффициентом трансформации, равным двум.

Принцип работы бифилярной электрошлаковой печи с уравнительным проводом поясняется ее эквивалентной схемой, приведенной на рисунке 43.

При одинаковом заглублении электродов в шлаковую ванну эквивалентные сопротивления $R_{ш1}$ и $R_{ш2}$ равны, ток в уравнительном проводе отсутствует,

так как напряжения на двух половинах вторичной обмотки трансформатора равны по амплитуде и находятся в противофазе.

В том случае, если по какой-либо из упоминавшихся причин один из электродов, например, правый, начнет оплавляться медленнее, чем левый, и глубина его погружения в шлак будет увеличиваться, баланс электрического моста нарушится в связи с уменьшением сопротивления $R_{ш2}$ (при большем заглублении в шлак правого электрода). При этом между средней точкой вторичной обмотки трансформатора и поддоном появится разность потенциалов и в уравнительном проводе появится разностный ток $I_{ур.}$, проходящий через правый (более заглубленный в шлак) электрод. Этот ток выделяет на участке сопротивления дополнительную мощность

$$P_{доп} = I_{ур.}^2 \cdot R_{ш2}, \quad (57)$$

которая обуславливает ускоренное оплавление правого электрода до установления баланса электрического моста. При этом ток в уравнительном проводе постепенно снижается до нуля (если исчезла причина, вызвавшая разбаланс плавления электродов).

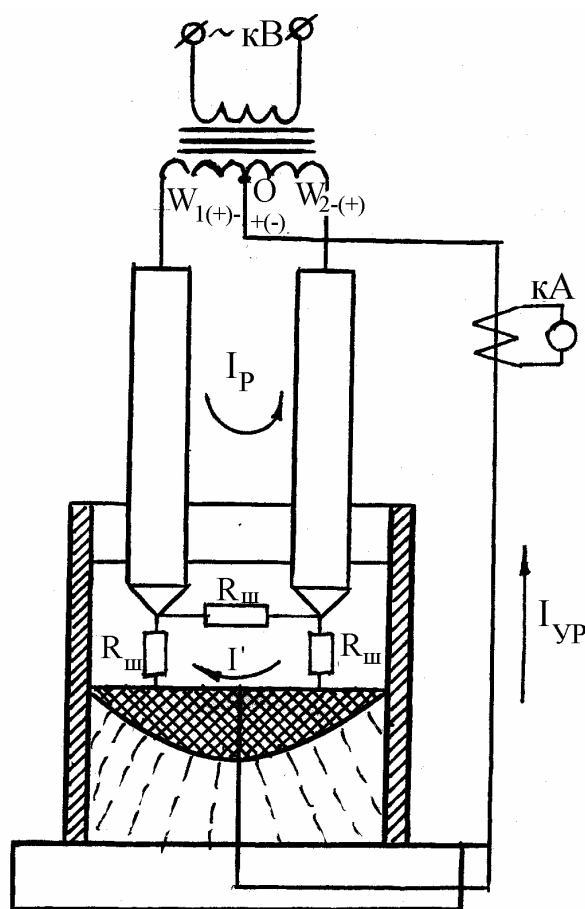


Рисунок 43 – Эквивалентная электрическая схема бифилярной печи с уравни-
тельным проводом

При постоянно действующем факторе, вызывающим разбаланс плавления электродов в уравнительном проводе устанавливается такое значение тока, при котором обеспечивается равенство линейных скоростей оплавления электродов при разном погружении их в шлаковую ванну.

Опробование бифилярной схемы ЭШП с уравнительным проводом на печах ОКБ-1065 (кристаллизатор сечением 560×560 мм, электроды сечением 150×400 мм каждый) показало, что при самых неблагоприятных условиях работы величина уравнительного тока не превышает 7 - 10 % тока плавки.

Для определения электротехнических параметров короткой сети на одной и той же печи были проведены опыты короткого замыкания при обычной и бифилярной схемах. Значения полного Z , активного R и индуктивного X сопротивлений печи при разных схемах включения приведены в таблице 19 [2].

Таблица 19 - Сопротивление электрошлаковой печи при разных схемах включения

Схема ЭШП	Число электродов, шт.	Сечение электродов, мм ²	Длина электрода, мм	Сопротивление печи, Ом·10 ⁻³		
				Z	R	X
Обычная	1	200×200	5000	4,77	1,54	4,52
Бифилярная	2	150×400	3730	2,43	1,00	2,22

Как видно из таблицы 19, индуктивное сопротивление бифилярной печи более чем в два раза ниже обычной.

Следует отметить, что максимальная полезная мощность при бифилярной схеме в полтора раза выше, чем при обычной. Ряд других электротехнических показателей бифилярной схемы также выгодно отличается от обычной

$$P_{\text{пот(биф)}} = 0,65 P_{\text{пот(обычн.)}}; \quad (58)$$

$$\eta_{\text{(биф)}} = 1,2 \eta_{\text{(обычн.)}}; \quad (59)$$

$$\cos \varphi_{\text{(биф)}} = 1,25 \cos \varphi_{\text{(обычн.)}}. \quad (60)$$

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Латаш Ю.В.// Наука и жизнь. 1979. № 8. С. 17 - 21.
2. Латаш Ю.В., Медовар Б.И. Электрошлаковый переплав. - М.: Металлургия, 1970. - 240 с.
3. Электрошлаковые печи./ Под ред. Б.Е. Патона и Б.И. Медовара. - Киев: Наукова думка, 1976. - 414 с.
4. Максимович Б.И.// Автоматическая сварка. 1961. № 4. С. 47 - 53.
5. Медовар Б.И. и др. Тепловые процессы при электрошлаковом переплаве. - Киев: Наукова думка, 1978. - 304 с.
6. Медовар Б.И. и др. Металлургия электрошлакового процесса. - Киев: Наукова думка, 1986. - 246 с.
7. Peover M.E. // J.Inst.Metals. 1972. № 100. С. 97 - 106.
8. Патент 3656535 США.
9. Дакуорт У., Хойл Д. Электрошлаковый переплав. - М.: Металлургия, 1973. - 191 с.
10. Френкель Я.И. Кинетическая теория жидкости. - М.-Л.: Изд-во АН СССР, 1946. - 448 с.
11. Ключев М.М., Каблуковский А.Ф. Металлургия электрошлакового переплава. - М.: Металлургия, 1969. - 256 с.
12. Вачугов Г.А., Топорищев Г.А. Электрошлаковый переплав. / Учебное пособие. - Челябинск, 1981. - 98 с.
13. Латаш Ю.В.// Автоматическая сварка. 1958. № 6. с .76 - 83.
14. Holzgruber W. – В кн.: VI International Congress on Electro-Heat.-Brighton. 1968. С. 73 - 76.
15. Лучок Дж., Робертс Р.Дж.- В кн.: электрошлаковый переплав. Вып. 3/ Материалы IV международного симпозиума по процессам ЭШП./ Пер. с англ. - Киев: Наукова думка, - 1975. - С. 157 - 164.
16. Вачугов Г.А., Топорищев Г.А. Электрошлаковый переплав./ Учебное пособие. II часть. - Челябинск, - 1982. - 61 с.
17. Панин В.В. и др. // Изв.вуз. Черная металлургия. 1963. № 9. С. 73 - 76.
18. Панин В.В. и др. // Изв.вуз. Черная металлургия. 1963. № 9. С. 77 - 82.
19. Миронов Ю.М., Ключев М.М., Топилов В.В. // Изв.вуз. Черная металлургия. 1965. № 5. С. 51 - 56.
20. Лонгботтэм Д.М. и др.- В кн.: Электрошлаковой переплав. Вып. 3/ Материалы IV международного симпозиума по процессам ЭШП/ Пер. с англ.- Киев: Наукова думка, 1975. С. 134 - 143.
21. Каджиока Х. и др.- В кн.: Электрошлаковый переплав. Вып. 3/ Материалы IV международного симпозиума по процессам ЭШП./ Пер. с англ.- Киев: Наукова думка, 1975. С. 118 - 128.
22. Иванов И.Н., Волков С.Е., Ковалевский М.А. Экономика переплавных процессов. - М.: Металлургия, 1976. - 263 с.
23. Глебов А.Г., Мошкевич Е.И. Электрошлаковый переплав. - М.: Металлур-

гия, 1978. - 216 с.

План 2002

Анатолий Александрович Воробьев
Юрий Васильевич Пожидаев

ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫЙ ПЕРЕПЛАВ

Редактор

Изд. лиц. № 01439 от 05.04.2000 г. Подписано в печать 08.10.2002 г.
Формат бумаги 60x84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.
Усл.печ.л. Уч.-изд.л. Тираж экз. Заказ

Сибирский государственный индустриальный университет,
654007, Новокузнецк, ул. Кирова, 42. Издательский центр СибГИУ