

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования

**«Национальный исследовательский технологический университет  
«МИСиС»**

**НОВОТРОИЦКИЙ ФИЛИАЛ**

---

Кафедра металлургических технологий и оборудования

---

**Братковский Е.В., Заводяный А.В., Шевченко Е.А.**

**ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ**

Учебное пособие

Новотроицк 2018

УДК 669.187  
ББК  
Б

**Рецензенты:**

*Профессор кафедры технологии металлургии и литейных процессов ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», профессор, д.т.н. Столяров А.М.*

*Доцент кафедры электроэнергетики и электротехники Новотроицкого филиала НИТУ «МИСиС», к.т.н. Лицин К.В.*

Братковский Е.В., Заводяный А.В., Шевченко Е.А. Электрометаллургия стали. Учебное пособие для бакалавров по направлению подготовки 22.03.02 «Металлургия». – Новотроицк: НФ МИСиС, 2018. – 94 с.

Учебное пособие предназначено для изучения дисциплины «Электрометаллургия стали» для бакалавров по направлению подготовки 22.03.02 «Металлургия», всех форм обучения.

Приведена современная классификация агрегатов, а также основные сведения о технологии, конструкции и оборудовании электропечей для производства, рафинирования стали различными способами: обработкой вакуумом, продувкой инертными газами, синтетическими шлаками, порошкообразными материалами, способы интенсификации и методы снижения энергозатрат. Рассмотрены перспективы развития современной электрометаллургии.

Учебное пособие предназначено для студентов направления подготовки 22.03.02 «Металлургия», профиль «Металлургия черных металлов», изучающих теоретические основы электрометаллургического производства стали и ферросплавов, а также для расчетов параметров электропечей, выбора технологии выплавки и внепечной обработки стали.

*Рекомендовано Методическим советом НФ НИТУ «МИСиС»*

© Новотроицкий филиал  
ФГАОУ ВПО «Национальный  
исследовательский  
технологический университет  
«МИСиС», 2018

# Содержание

1	Теоретические основы выплавки стали в электропечах .....	4
1.1	История развития электрометаллургии стали.....	4
1.2	Классификация и характеристика электрических печей.....	5
1.3	Конструкция и оборудование дуговых сталеплавильных печей .....	8
1.3.1	Рабочее пространство ДСП.....	9
1.3.2	Рабочее пространство высокомошных водоохлаждаемых печей .....	12
1.3.3	Механическое оборудование печей.....	18
1.3.4	Электрооборудование дуговой печи .....	20
1.3.5	Электроды и механизмы для их зажима и перемещения .....	22
1.6	Электрический режим работы печи .....	24
6	Опишите электрический режим работы печи. ....	<b>Ошибка! Закладка не определена.</b>
2	Технология выплавки стали в дуговых печах с основной футеровкой .....	27
2.1	Шихтовые материалы .....	28
2.2	Подготовка печи к плавке заправка.....	30
2.3	Загрузка шихты .....	31
2.4	Период плавления .....	31
2.5	Окислительный период.....	33
2.6	Восстановительный период.....	34
2.7	Выплавка стали в кислых дуговых печах .....	39
3	Основные направления интенсификации выплавки стали в ДСП.....	43
3.1	Применение предварительного подогрева лома для снижения энергозатрат при выплавке стали в ДСП.....	45
3.1.1	Двухкамерная установка нагрева лома с рециркуляцией отходящих газов .....	49
3.1.2	Трёхступенчатый подогреватель лома без рециркуляции отходящих газов .....	50
3.1.3	Дуговая печь постоянного тока Contiarc.....	52
3.1.4	Дуговая печь постоянного тока Comelt.....	54
3.1.5	Двухэлектродная дуговая печь постоянного тока.....	55
3.1.6	Шахтная печь с удерживающими пальцами.....	56
3.1.7	Дуговая печь (процесс) EOF .....	58
3.2	Разделение рабочего пространства печи на зоны .....	60
3.3	Применение полых электродов.....	63
3.4	Использование металлизированного сырья.....	64
4	Индукционные тигельные печи.....	67
4.1	Открытые и вакуумные индукционные печи .....	67
4.2	Оборудование открытых и вакуумных индукционных печей .....	69
4.3	Футеровка тиглей индукционных печей.....	72
4.5	Выплавка стали в открытых и вакуумных индукционных печах .....	74
5	Основные методы внепечной обработки стали .....	77
5.1	Вакуумирование стали.....	77
5.2	Продувка металла инертными газами в ковше.....	86
5.3	Аргонно-кислородная продувка .....	87
	Внепечная десульфурация .....	88
5.4	Обработка ШЗМ и РЗМ.....	89
6.	Экология электрометаллургического производства.....	90
	Библиографический список .....	93

# 1 Теоретические основы выплавки стали в электропечах

## 1.1 История развития электрометаллургии стали

Значительный объем сталеплавильного производства объясняется широким распространением железных руд (в земной коре железа содержится 4,2%, оно занимает четвертое место после кислорода – 49,13%, кремния – 26% и алюминия – 7,45%), относительной легкостью и дешевизной восстановления железа из руд, хорошими свойствами стали как конструкционного материала.

Хотя железо используется в течение тысячелетий и начало «железного века» археологи относят ко второму тысячелетию до нашей эры, интенсивное развитие сталеплавильного производства началось лишь в начале второй половины прошлого века, когда были разработаны современные процессы выплавки стали. Мировое производство стали в 1850 г. составляло всего 50 тыс. т в 1900 г. 29 млн. т, а в 1968 г. превысило 0,5 млрд. т., а в настоящее время более 1 млрд. т./год.

Первым современным способом производства стали был процесс, предложенный в 1856 г. Генри Бессемером и вызвавший переворот в промышленности и железнодорожном строительстве.

В 1864 г. Мартен, применив разработанный Сименсом принцип регенерации тепла, построил первую печь, которая позволяла не только получать жидкую сталь из чугуна, но и переплавлять стальной лом. В своем первоначальном виде ни конвертерный, ни мартеновский процессы, будучи кислыми, не обеспечивали удаления фосфора и серы из металла, что ограничивало их применение.

В 1879 г. С. Томас (вместе с братом П. Джилкристом) положил начало выплавке стали основным процессом, предложив футеровать конвертер доломитом (томасовский процесс). Основным процессом выплавки стали в томасовских конвертерах и мартеновских печах расширил возможности сталеплавильного производства, объем продукции которого возрос.

Одновременно с возникновением основных сталеплавильных процессов появились первые электросталеплавильные печи. Способ выплавки стали в электрических печах был запатентован еще в 1853 г. Пишоном (Франция), который разработал конструкцию дуговой печи косвенного действия, т.е. с дугами, горящими между электродами над металлической ванной.

В 1879 г. Сименс создал печь прямого действия, в которой одним из полюсов электрической дуги явилась металлическая ванна. Однако прототипом современных сталеплавильных дуговых печей явилась печь Геру, который в 1899 г. изобрел печь прямого действия с двумя электродами, подводимыми к металлической ванне. Ток между электродами при этом замыкался через ванну, а дуга горела между каждым из электродов и металлом или частично покрывающим его шлаком.

Первые дуговые печи конструкции Геру с двумя электродами были маломощными. Они работали при напряжении 45 В и силе тока 2-3 кА на жидкой шихте и использование их для ведения плавки на твердой завалке вызвало значительные трудности. Совершенствование таких печей осложнялось применением постоянного тока.

Первые трехфазные дуговые печи были установлены в 1907 г. в США и в 1910 г. в России. Вскоре такие печи были построены в Германии, Франции и других странах.

Широкие возможности в выборе шихты, неограниченный сортамент выплавляемой стали и высокое ее качество, легкость регулирования тепловых процессов, маневренность в последовательности плавов определили распространение трехфазных дуговых печей, которые заняли важное место в сталеплавильном производстве. В дальнейшем трехфазные дуговые печи были в значительной мере усовершенствованы, и в настоящее время они представляют собой крупные легко управляемые агрегаты с высокой степенью автоматизации.

Коренные изменения дуговая электропечь претерпела в 60-х годах XX в. Вследствие повышения мощности трансформаторов, совершенствования электрического и технологического режимов плавки производительность дуговых печей в этот период возросла в 2-4 раза. Увеличение емкости печей и повышение мощности трансформаторов (до 600-1000 кВА/т) вызвали значительное улучшение технико-экономических показателей электросталеплавильного производства и определили основные направления его развития. При эффективном использовании мощных трансформаторов значительно повышается производительность печей. Разработаны новые технологии

выплавки, предусматривающие сокращение окислительного периода и перенос восстановительного периода в агрегаты внепечной обработки.

На рубеже XIX-XX вв. были созданы и другие электропечи для выплавки стали, например, индукционные. Первая промышленная индукционная печь с железным сердечником была установлена в Гизинге (Швеция) в 1900 г. Затем индукционные печи с железным сердечником и кольцевым плавильным каналом начали применять на некоторых других заводах. Однако для выплавки стали они распространения не получили. С 1925 г. в промышленности начали применять индукционные печи без сердечника.

Индукционная печь явилась первым плавильным агрегатом, использованным для выплавки стали в вакууме. Вакуумная индукционная печь впервые применена Роном в 1920 г. Однако тогда эта печь не получила промышленного распространения вследствие высокого остаточного давления (300-800 Па) и плохих технико-экономических показателей, но нашла применение в лабораторной практике.

В послевоенные годы развитие вакуумной техники позволило создать вакуум с остаточным давлением 0,05-0,1 Па при достаточно высокой скорости откачки. Поэтому в 1945-1946 гг. в США было установлено несколько промышленных вакуумных индукционных печей. Однако значительное и очень быстрое развитие вакуумной индукционной способ выплавки получил в ряде стран в 1950-1951 гг. и в последующие годы в связи с развитием ракетной техники и реактивной авиации, требующих применения металлов особой чистоты. В 1958 г. были установлены вакуумные индукционные печи с 2,5-т тиглями, в 1961 г. – 6-т, в 1968 г. – 15-т, в 1978 г. – 25-т.

Потребность новых областей техники в металлах особой чистоты и с особыми свойствами вызвала интенсивное развитие в послевоенные годы процесса вакуумного дугового переплава в водоохлаждаемом кристаллизаторе, позволяющего получать не только чистый, но и плотный слиток металла без зональной химической неоднородности. Практически имеется возможность получать слитки любого размера. Вакуумный дуговой переплав (ВДП) ведут при остаточном давлении 0,2-1,2 Па и такое давление является оптимальным с учетом дегазации металла и условий горения дуги.

Наряду с процессами выплавки стали в вакууме были разработаны новые способы электроплавки в обычной атмосфере. Важное значение для сталеплавильного производства имеет разработанный в 1952-1953 гг. в институте электросварки им. Е.О. Патона АН УССР способ электрошлакового переплава (ЭШП) расходуемых электродов, который в настоящее время наряду с ВДП получил широкое применение. Высокое качество металла при небольших затратах и простоте производства способствовало быстрому распространению способа ЭШП не только на отечественных заводах, но и за рубежом.

В последние годы находит применение метод плазменно-дугового переплава (ПДП) стали и тугоплавких металлов с получением слитка в водоохлаждаемом кристаллизаторе с переплавом ведут в инертной атмосфере аргона.

## **1.2 Классификация и характеристика электрических печей**

Электрические печи применяются в производстве, основанном на нагреве материалов или изделий с помощью электрической энергии. Электроэнергия проходит ряд сложных трансформаций – сначала топливо превращается в тепло на тепловых электростанциях, после этого энергия передается на большие расстояния по электросетям, а затем снова преобразуется в тепло, необходимое для нагрева материалов в печи, поэтому до потребителя доходит не более четвертой части энергии топлива, сжигаемого на электростанциях. Несмотря на это электронагрев имеет ряд явных, неоспоримых преимуществ по сравнению с непосредственным использованием энергии топлива. Основными преимуществами электротермических процессов являются [1-3]:

- концентрация энергии в небольших объемах и, следовательно, получения высоких температур, которые не могут быть достигнуты другим путем;
- обеспечение необходимого распределения тепла в небольших объемах, что позволяет нагревать крупные массы изделий или материалов с большой точностью и равномерностью;

- управление выделением тепловой энергии, что позволяет регулировать ход технологического процесса и легко автоматизировать его;
- возможность работы в вакууме или защитной атмосфере;
- конструирование полностью автоматизированных и механизированных агрегатов;
- возможность улучшения условий труда обслуживающего персонала.

В дуговых сталеплавильных печах (ДСП) электроэнергия преобразуется в тепловую в электрической дуге. Электрическая дуга, используемая в ДСП, зажигается между электродами и шихтой и обладает следующими свойствами:

- горит устойчиво длительное время;
- характеризуется большой мощностью при сравнительно низком напряжении и большой силе тока;
- горит в закрытом пространстве, поверхностями которого поглощается вся мощность, излучаемая ею.

Дуговые печи появились лишь в последней четверти XIX века, т.к. необходимые предпосылки для их создания были изобретены именно в этот период. Это и создание электромашин, и изобретение трансформатора, и открытие трехфазного тока. Однако промышленное использование дуговых сталеплавильных печей (ДСП) оказалось возможным лишь при получении дешевой электроэнергии, ее экономичной транспортировке от электростанций к потребителю и умении трансформировать электроэнергию с определенными параметрами: значительной силой тока и относительно невысоким напряжением.

К плавильным электрическим печам относят все установки для плавления металлов с использованием электрической энергии. Они могут существенно различаться по способу превращения электрической энергии в тепловую и передаче энергии от источника тепла к нагреваемому металлу, а также по их назначению и исполнению.

Все электрические печи по способу превращения электрической энергии в тепловую можно разделить на четыре группы:

- печи сопротивления;
- дуговые печи;
- индукционные печи;
- вторичные переплавные процессы;

Кроме того, принято подразделять электрические печи по способу передачи тепла на печи прямого, косвенного и смешанного нагрева. В печах прямого нагрева (печи сопротивления) преобразование электрической энергии в тепловую осуществляется либо в объеме нагреваемого металла, либо непосредственно у его поверхности, в результате чего тепловая энергия сразу поглощается металлом. В печах косвенного нагрева электрическая энергия превращается в тепловую вне нагреваемого металла, а тепловая энергия передается от источника металлу. Смешанный нагрев характеризуется одновременной реализацией способов прямого и косвенного нагрева.

Электрический нагрев металла может осуществляться при обычном (атмосферном) давлении в вакууме или при избыточном (относительно атмосферного) давлении. Соответственно печи могут быть открытыми вакуумными или с избыточным давлением.

По назначению и конструктивному оформлению сталеплавильные электрические печи подразделяют на группы:

- агрегаты первичной выплавки металла (открытые дуговые, плазменно-дуговые и индукционные);
- установки для рафинирующих переплавов (вакуумно-дуговые плазменно-дуговые, электрошлаковые электронно-лучевые).

**Печи сопротивления.** Принцип работы этих печей основан на том, что при прохождении тока по проводнику в нем выделяется тепло. В соответствии с законом Джоуля-Ленца количество выделившегося в проводнике тепла пропорционально квадрату силы тока сопротивлению проводника  $I^2$  и времени прохождения тока, т.е:

$$Q = I^2 R t,$$

где  $I$  - силы тока, А;  
 $R$  - сопротивление проводника, Ом;  
 $t$  - времени прохождения тока, с

Подбирая определенные значения силы тока и сопротивления можно получить мощность, достаточную для расплавления металлов.

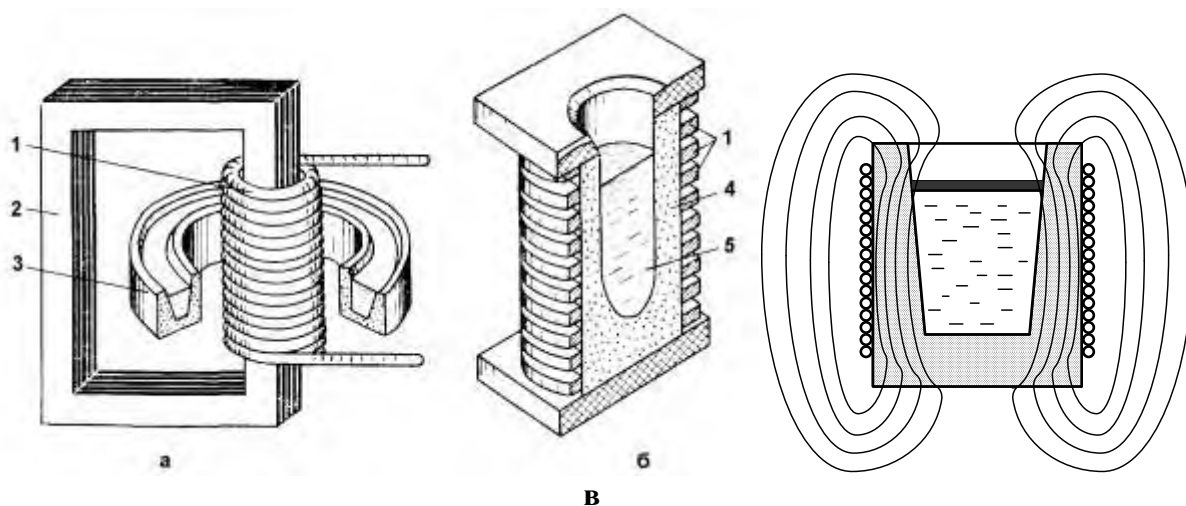
Элементом сопротивления может служить специальный проводник или непосредственно нагреваемое тело. Сопротивление металла обычно невелико, поэтому для его плавления используют печи косвенного нагрева, в которых тепло выделяется в специальном проводнике и уже от него передается металлу.

**Индукционные печи.** В индукционных печах металл нагревается токами, возбуждаемыми в нем переменным магнитным полем индуктора. Они питаются только переменным током частотой 50-200000 Гц. По существу индукционные печи также являются печами сопротивления, но отличаются от них способом передачи энергии нагреваемому металлу. В отличие от печей сопротивления, электрическая энергия в индукционных печах превращается в индукторе в электромагнитную, затем в металле сначала в электрическую и далее – в тепловую. При индукционном нагреве тепло выделяется непосредственно в нагреваемом металле, поэтому использование тепла оказывается наиболее полным.

Все плавильные индукционные печи делятся на тигельные (без сердечника) и канальные (с сердечником) (рисунок 1.1).

В печах с сердечником металл находится в кольцевом желобе вокруг индуктора, внутри которого проходит сердечник. В печах без сердечника (тигельных) внутри индуктора располагается тигель с металлом. Применить замкнутый сердечник в этом случае невозможно.

Вследствие ряда электродинамических эффектов, возникающих в кольце металла вокруг индуктора, удельная мощность канальных печей ограничивается определенными пределами. Поэтому эти печи используют преимущественно для плавления легкоплавких цветных металлов и лишь в отдельных случаях применяют для расплавления и перегрева чугуна в литейных цехах. Удельная мощность тигельных печей может быть достаточно высокая, а силы, возникающие в результате взаимодействия магнитных полей металла и индуктора, способствуют перемешиванию металла.



1 – индуктор; 2 – сердечник; 3 – кольцевой желоб с металлом; 4 – тигель; 5 – металл

Рисунок 1.1 – Индукционная печь с сердечником (а), тигельная (б) и магнитный поток, создаваемый индуктором (в)

Тигельные печи применяют для выплавки специальных, особенно низкоуглеродистых сталей и сплавов на основе никеля, хрома, железа, кобальта. Они имеют высокую производительность, процесс плавления в них легко поддается регулированию в широких пределах.

Важным достоинством тигельных печей являются простота конструкции и малые габариты. Благодаря этому индукционная тигельная печь может быть полностью помещена в вакуумную камеру и в ней возможна обработка металла в вакууме по ходу плавки.

**Дуговые печи.** Нагрев металла дугой может осуществляться непосредственно (если дуга горит между электродом и расплавленным металлом) или излучением, когда дуга горит между двумя электродами. Печи первого типа являются печами прямого нагрева, второго – печами косвенного действия (рисунок 1.2).

В печах косвенного действия очаг высокой температуры удален от поверхности металла на некоторое расстояние, и на поверхность металла первоначально попадает лишь часть тепла, излучаемого дугой. Значительная его часть достигает поверхности металла после отражения от стен и свода печи, поэтому футеровка испытывает большие тепловые нагрузки. Низкая стойкость футеровки ограничивает возможность проведения в таких печах процессов, требующих нагрева металла свыше 1300–1400 °С, и не позволяет применять их для плавления сравнительно тугоплавких черных металлов. В черной металлургии такие печи иногда используют в литейных цехах для расплавления чугуна. В основном же они получили широкое распространение в цветной металлургии, где не требуется высоких температур и важно обеспечить низкий угар дорогостоящих цветных металлов.

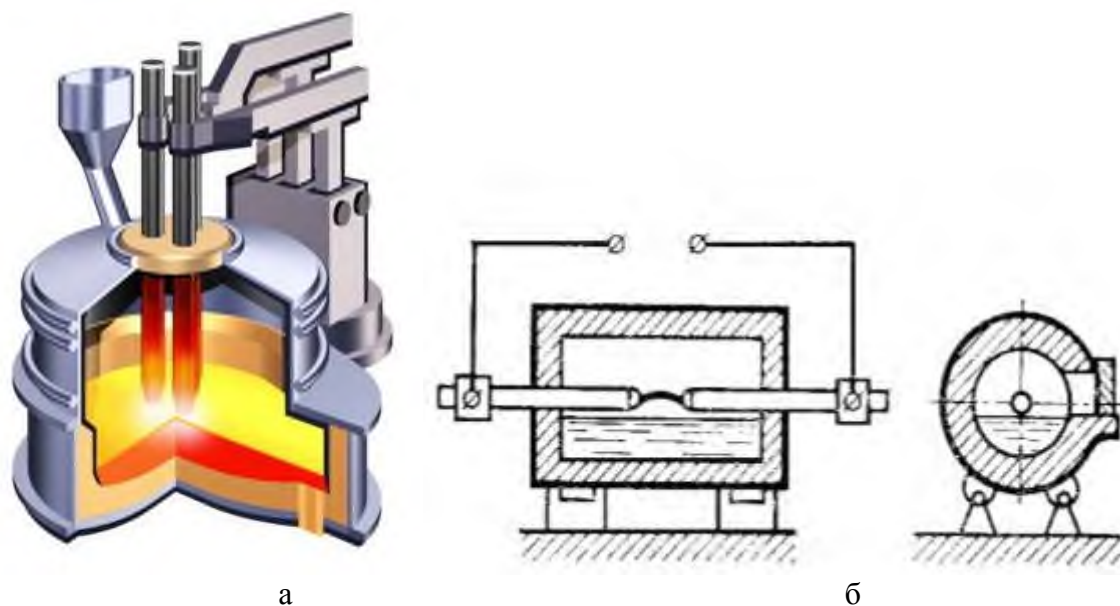


Рисунок 1.2 – Дуговые электропечи прямого нагрева (а) и косвенного действия (б)

При производстве стали в печах прямого действия угар металла при сравнительно высоких температурах его испарения и относительно невысокой стоимости черных металлов не столь существенный. Эти печи обладают такими достоинствами, как большая скорость нагрева и возможность проведения различных высокотемпературных процессов. Такие печи широко применяют в сталеплавильной и ферросплавной промышленности. Наиболее распространены печи с дугой, горящей на воздухе. Они могут работать на постоянном либо на трехфазном переменном токе. По общему объему производства металла дуговые печи занимают первое место среди электросталеплавильных агрегатов.

### 1.3. Конструкция и оборудование дуговых сталеплавильных печей

В нашей стране дуговые печи переменного тока строятся в соответствии с установленным типовым рядом вместимостей: 0,5; 1,5; 3; 6; 12; 25; 50; 100; 150, 200, 250 т.



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

Современная электросталеплавильная ДСП представляет собой мощный высокомеханизированный и автоматизированный агрегат, в котором сведена к минимуму продолжительность производственных операций между плавками, выпуском, загрузка материалов, что позволяет наиболее эффективно использовать рабочее печное время.

Основной элемент конструкции ДСП – металлический корпус в виде кожуха, как правило, круглого сечения. Изнутри кожух футерован высокоогнеупорными материалами. Огнеупорная кладка съёмного свода печи выполнена в кольце. Для загрузки шихты в печь свод обычно поднимают и отводят в сторону. В стене ДСП имеются рабочее и одно выпускное отверстие с желобом для слива металла и шлака в ковш или в виде сифона или эркера на высокомогных печах. В своде расположены отверстия для ввода электродов, снабжённые водоохлаждаемыми металлическими коробками (экономайзерами). ДСП устанавливается на люльке для возможности наклона печи в сторону рабочего окна или выпускного отверстия при помощи механизма наклона с электрическим или гидравлическим приводом. Иногда ДСП снабжают индукторами для электромагнитного перемешивания жидкой ванны [4-5].

### 1.3.1 Рабочее пространство ДСП

Плавку стали ведут в рабочем пространстве, на большинстве печей оно ограничено подиной, сводом и стенками, выполненными из огнеупорного материала. Схема такого рабочего пространства показана на рисунке 1.3.

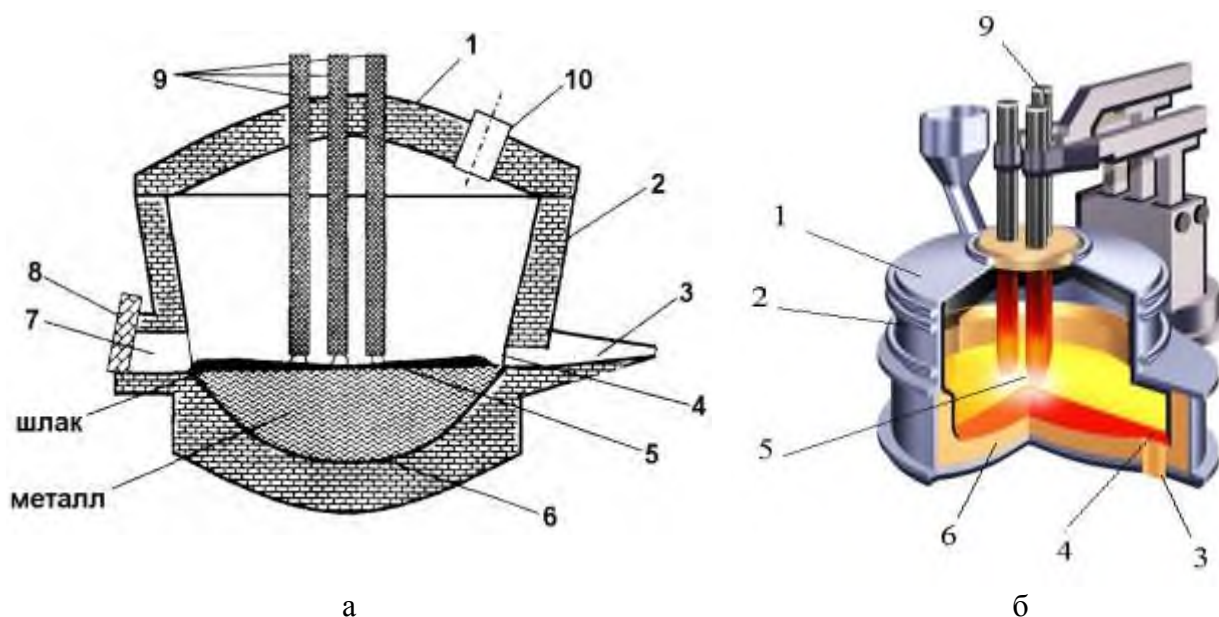


Рисунок 1.3 – Схема рабочего пространства дуговой электропечи с желобом (а) и эркерным (б) выпуском стали

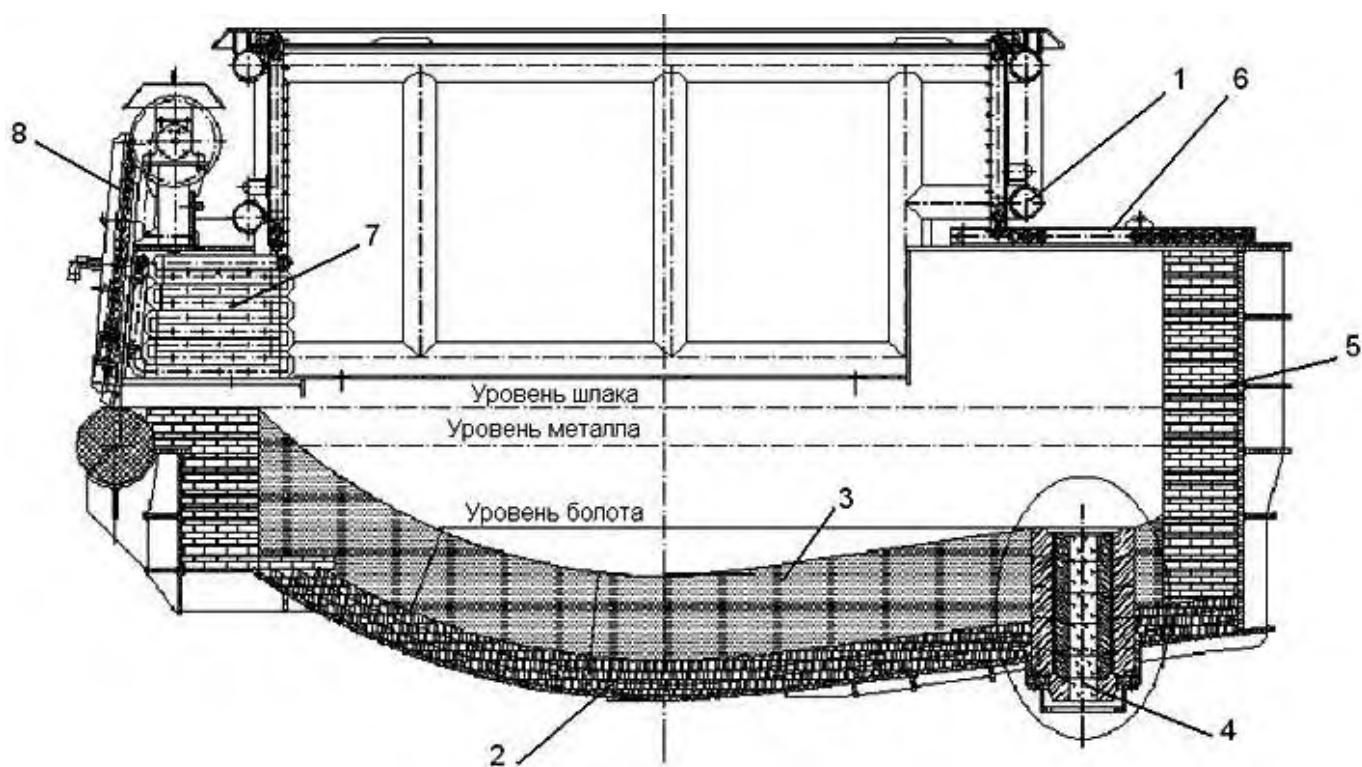
Сверху оно ограничено куполообразным сводом 1, снизу сферическим подом 6 и с боков стенками 2. Огнеупорная кладка пода и стен заключена в металлический кожух. Съёмный свод набран из огнеупорных кирпичей, опирающихся на опорное кольцо. Через три симметрично расположенных в своде отверстия в рабочее пространство введены токоподводящие электроды 9, которые с помощью специальных механизмов могут перемещаться вверх и вниз. Печь питается трехфазным переменным током.

Шихтовые материалы загружают на подину печи, после их расплавления в печи образуется слой металла и шлака. Плавление и нагрев осуществляются за счет тепла электрических дуг 5, возникающих между электродами и жидким металлом или металлической шихтой.

Выпуск готовой стали и шлака осуществляют через сталевыпускное отверстие 4 и эркерный выпуск 3 (схема эркерного выпуска представлена на рисунке 1.5) путем наклона рабочего пространства. Рабочее окно 7, закрываемое заслонкой 8, предназначено для контроля за ходом плавки, ремонта пода и загрузки материалов. В своде печи есть отверстие для газоотсоса 10.

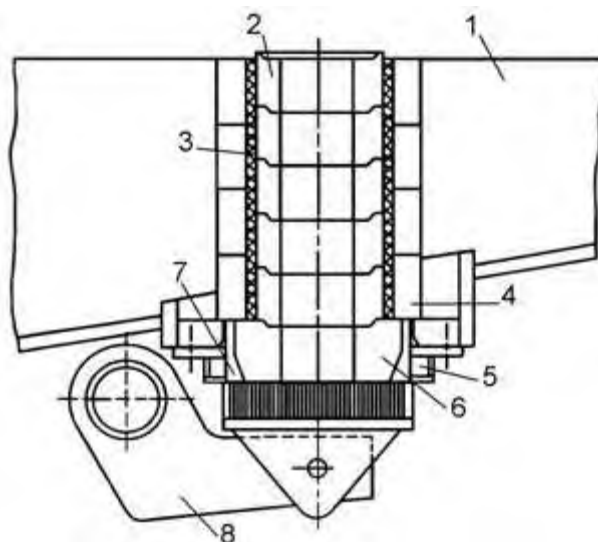
Футеровка дуговой печи подвергается воздействию теплового излучения электрических дуг, ударам кусков шихты при загрузке, разъедающему воздействию шлака и металла и термических напряжений, возникающих при резких колебаниях температур- охлаждении во время завалки холодной шихты. Футеровка свода испытывает дополнительные нагрузки, вызываемые распорными усилиями арочного свода. Поэтому применяемые огнеупоры должны обладать высокой огнеупорностью, термостойкостью, прочностью и шлакоустойчивостью.

Подина основной печи (рисунок 1.4) состоит из изоляционного и рабочего слоев. Изоляционный слой включает укладываемый на металлическое днище кожуха слой листового асбеста, выравнивающий слой шамотного порошка и слой кладки из шамотного кирпича. Толщина изоляционного слоя 70-180 мм. Рабочий слой включает кладку из нескольких рядов магнезитового кирпича толщиной от 280 мм на малых печах до 575 мм на больших и верхний набивной слой из магнезитового порошка толщиной 100-190 мм, который на первых после выкладки пода плавках спекается в монолитную массу.



1 - каркас; 2 - арматурный слой подины; 3 - рабочий слой подины; 4 - эркерный канал; 5 - стенка эркера; 6 - свод эркера; 7 - арка рабочего окна; 8 - заслонка рабочего окна

Рисунок 1.4 – Разрез рабочего пространства дуговой сталеплавильной печи



1 – кладка подины; 2 – эркерный канал (периклазоуглеродистые канальные блоки);  
 3 – огнеупорная масса; 4 – огнеупорный блок; 5 – водяное охлаждение; 6 – концевой кирпич;  
 7 – запирающее кольцо; 8 – стопорный клапан  
 Рисунок 1.5 – Конструкция узла эркерного выпуска

Спекшийся слой набивки играет большую роль: во-первых, он предотвращает возможный уход жидкого металла через швы между кирпичами кладки пода и, во-вторых, его толщину поддерживают постоянной путем «заправки» - забрасывая после каждой плавки на изношенные участки магнезитовый порошок; благодаря этому стойкость пода составляет 1500-6000 плавков и она не лимитирует работу печи.

Набивной слой иногда делают толщиной 400-500 мм за счет уменьшения толщины кладки из магнезитового кирпича и изоляционного слоя; при этом достигнуто повышение срока службы пода, уменьшение расхода магнезитовых огнеупоров и простоев печи на ремонтах пода.

Общая толщина пода на печах малой и средней емкости примерно равна глубине ванны  $H_b$ , а на большегрузных снижается до  $0,7H_b$ ; на печах с электромагнитным перемешиванием толщина пода не должна превышать 900 мм.

Футеровку стен на отечественных заводах выполняют без слоя теплоизоляционной кладки целиком из основных кирпичей (магнезитохромитового, хромомагнезитового, магнезитового), которые укладывают на футеровку откосов. Кирпичи в стенке кладут в один ряд либо в два (примыкающий к кожуху арматурный слой и внутренний рабочий). Верхнюю часть стенок иногда делают меньшей толщины, так как здесь меньше тепловое излучение от электрических дуг. Толщина стенок в нижней части составляет 300–570 мм, возрастая с ростом вместимости печи.

Стойкость стен 100-т печей составляет 150–200 плавков, на малых печах она достигает 350 плавков.

Местами наибольшего износа стен являются «горячие пятна» – участки, приближенные к электродам (электрическим дугам). Иногда эти участки выполняют из огнеупоров повышенной стойкости, например из магнезиоуглеродистого кирпича; их ремонтируют путем торкретирования.

Свод печи имеет форму купола (в поперечном разрезе – форму арки). Такую форму получают за счет использования при выкладке свода клиновых и прямых кирпичей. Опорой крайних кирпичей свода и, таким образом, всей его кладки служит стальное сводовое кольцо, охватывающее свод до периферии; на средних и крупных печах сводовое кольцо делают водоохлаждаемым. Свод основных печей выкладывают из магнезитохромитового кирпича, в кладке, оставляют три отверстия для пропуска электродов и отверстие для отвода печных газов. Толщина сводов составляет 230–460 мм, возрастая с ростом вместимости печи.

В процессе службы внутренняя нагретая поверхность свода постепенно разрушается путем оплавления, а также скалывания тонких слоев под воздействием распорных усилий, возникающих в арочной конструкции. Когда толщина свода уменьшится настолько, что возможно его обруше-

ние, свод заменяют. Мостовым краном его захватывают за сводовое кольцо и снимают, ставя на его место другой, заранее набранный свод; замена длится 20–40 мин. Набирают свод на выпуклом шаблоне в стороне от печи. Стойкость свода малых печей (5–12-т) составляет 125–225 плавков, она снижается с ростом вместимости печи, составляя 50–85 плавков на 60-200-т печах.

При заменах свода герметичность его соединения с рабочим пространством обеспечивается песочным затвором. Приваренный к низу сводового кольца «нож» в момент опускания свода на печь входит в песок, которым заполнен кольцевой желоб.

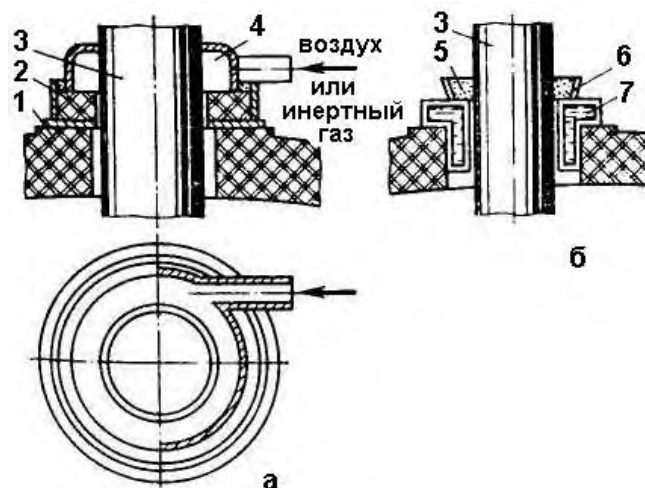
**Футеровку кислых печей** (свод, стенки, кладка рабочего слоя пода) делают из динасового кирпича. Набивной слой пода изготавливают из кварцевого песка и огнеупорной глины, взятых в соотношении 9:1. Стойкость футеровки кислых печей выше, чем основных. Это объясняется тем, что длительность плавки в кислой печи меньше, чем в основной; кроме того, емкость кислых печей невелика (3–10 т).

Шихту в современных печах загружают сверху в открываемое рабочее пространство с помощью корзины (бадьи) с открывающимся дном: лишь на отдельных ранее построенных печах небольшой емкости (< 40 т) сохранилась завалка шихты мульдами через рабочее окно.

**Уплотнители электродных отверстий.** Отверстия в своде для электродов делают в диаметре на 30–50 мм больше диаметра электрода. Зазор между ними необходим для предотвращения поломок электродов при деформации свода в процессе его разогрева при эксплуатации.

Зазоры вокруг электродов уплотняют, чтобы избежать выбивания горячих газов, поскольку это ведет к увеличению теплотерь и, следовательно, расхода электроэнергии; вызывает перегрев электрододержателей и электродов, ведет к сильному их окислению. Применяют несколько различных конструкций уплотнителей.

На больших печах хорошо показали себя газодинамические уплотняющие кольца. Одна из конструкций такого уплотнителя показана на рисунке 1.6а. На кольцо из огнеупорного бетона опирается полое металлическое кольцо, в которое тангенциально подводят сжатый воздух. Воздушный поток вокруг электрода препятствует выбиванию газов из печи. На малых и средних печах широко применяют экономайзеры – полые водоохлаждаемые кольца, располагаемые вокруг электрода на своде или заглубленные в свод (рисунок 1.6б).



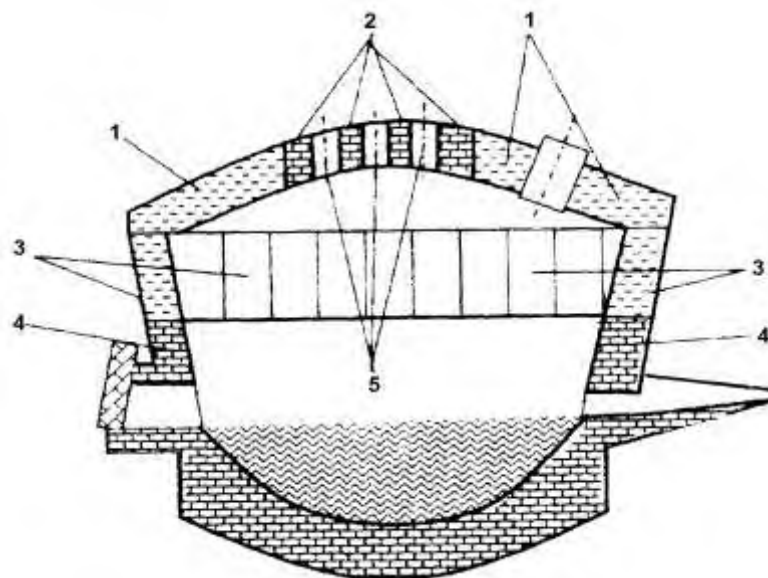
1 – свод; 2 – огнеупорный бетон; 3 – электрод; 4 – металлическое кольцо; 5 – шлаковая вата; 6 – воротник; 7 – экономайзер

Рисунок 1.6 – Газодинамическое уплотняющее кольцо (а) и экономайзер (б)

### 1.3.2 Рабочее пространство высокомогущных водоохлаждаемых печей

С целью увеличения срока службы футеровки и облегчения слива металла в ДСП сверхвысокой мощности была уменьшена глубина ванны и увеличен ее диаметр при одновременном укорочении вторичного токоподвода. Это положительно сказалось на сроке службы футеровки и снижении потерь мощности в токоподводе.

Однако проведенные мероприятия по увеличению стойкости футеровки были недостаточны, так как стойкость стен в ДСП сверхвысокой мощности составляла до 90-120 плавов. Для дальнейшего повышения срока службы футеровки в некоторых высокомоощных печах стены стали выполняться водоохлаждаемыми, что позволило повысить их стойкость в 10-15 раз. С целью увеличения срока службы свода печи вместимостью 50т и более снабжаются водоохлаждаемым сводом (рисунок 1.7). Внедрение водоохлаждаемых стен и сводов сокращает простои на ремонт, экономит огнеупоры и электроды при увеличении на 7-10% расхода электроэнергии. Однако в целом годовая производительность ДСП увеличивается до 10% и снижается себестоимость выплавляемой стали.



1 - водоохлаждаемая часть свода; 2- футерованная часть свода; 3 - водоохлаждаемые панели стен; 4 - футерованная часть стен; 5 - электродные отверстия

Рисунок 1.7 – ДСП с водоохлаждаемыми стенами и сводом

С целью сокращения расхода электроэнергии, длительности плавки и улучшения других технико-экономических показателей начали строить высокомоощные печи, т.е. печи с удельной мощностью печного трансформатора 600-1000 кВА/т. Это вызвало необходимость существенного изменения конструкции рабочего пространства печи. Одним из важных определяющих факторов при этом явилось то, что сильное излучение высокомоощных электрических дуг вызывало перегрев и резкое снижение стойкости футеровки, и поэтому высокомоощные печи стали строить с водоохлаждаемыми сводами и стенами.

Для снижения энергозатрат стали применять технологию, при которой в печи проводят расплавление шихты и краткий окислительный период, а далее металл выпускают в ковш для доведения до требуемых состава и температуры на установках внепечной обработки. Поскольку для эффективной внепечной обработки необходимо предотвратить попадание в ковш печного шлака (из него в металл могут переходить фосфор и кислород), высокомоощные печи обычно оборудуют сифонным или эркерным выпуском металла, обеспечивающими слив стали без попадания печного шлака в ковш.

Еще одним определяющим фактором явилось то, что в связи с охлаждением водой отпала необходимость повышать стойкость стен печи путем выполнения их наклонными или цилиндрическими, поэтому водоохлаждаемые печи обычно делают с цилиндрическими стенами.

Таким образом, вновь сооружаемые высокомоощные дуговые сталеплавильные печи – это обычно печи с водоохлаждаемыми сводом и стенами, с эркерным или сифонным выпуском металла и с цилиндрическими стенами. Такие печи зачастую оборудуют стеновыми (т.е. вводимыми через стены печи) топливно-кислородными горелками, которые располагают в относительно холодных зонах между электродами и включают в период плавания, что позволяет сократить длительность периода и снизить расход электроэнергии.

У первой отечественной водоохлаждаемой печи, разработанной в начале 80-х годов (ДСП-100И6), размеры рабочего пространства такие же, как у обычных печей с огнеупорной футеровкой. Созданные позднее печи ДСП-100И7 и 100И8, а также печь БМЗ имеют ванну большей глубины при меньшем ее диаметре; величина отношения диаметра к высоте ванны  $D_в/H_в$  также меньше (менее 4,0), чем у печей с огнеупорной футеровкой (4,5–5,5). Такое изменение размеров ванны явилось следствием вынесения операций по рафинированию и доводке стали из печи в ковш, поскольку при этом отпала необходимость иметь в печи большую поверхность контакта металл–шлак и малую глубину ванны, которые были обязательны для обеспечения полноты процессов рафинирования в случае их проведения в печи.

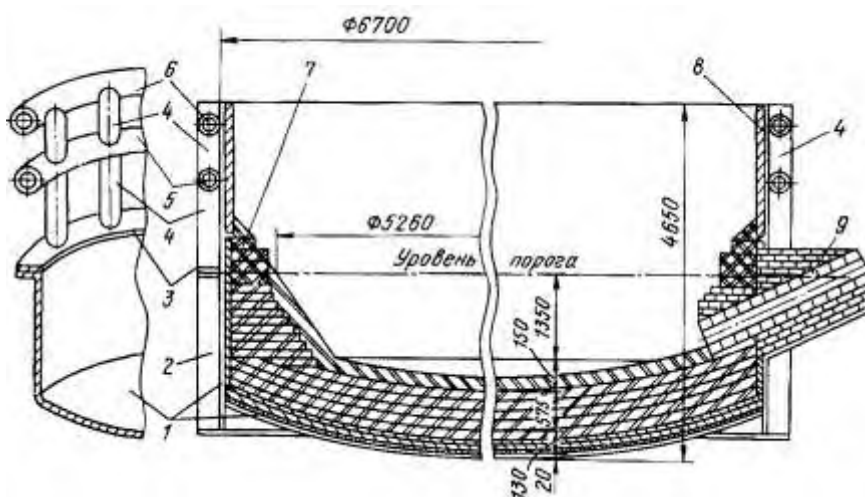
Уменьшение диаметра ванны и выполнение стен водоохлаждаемых печей цилиндрическими позволило уменьшить диаметр кожуха, особенно в его верхней части, и сократить площадь водоохлаждаемых поверхностей свода и стен и соответственно снизить теплопотери с охлаждающей водой. Уменьшилась также длина короткой сети и соответственно электрические потери. Диаметр рабочего пространства ( $D_{рп}$ ) таких печей примерно равен:  $D_{от} + 2\delta$ , где  $D_{от}$  – диаметр ванны на уровне откосов, а  $\delta$  – толщина футеровки нижней части стен под панелями (для 100 т печей это ~ 500 мм).

Для новых водоохлаждаемых печей характерно также увеличение высоты рабочего пространства, и тем самым его объема с целью улучшения возможности загрузки печи в один прием (одной корзиной).

**Сифонный и эркерный выпуск.** Современная отечественная 100-т печь с сифонным выпуском с металла и водоохлаждаемыми стенами (ДСП-100И7) представлена рисунке 1.8. Схема печи с эркерным выпуском - на рисунке 1.9.

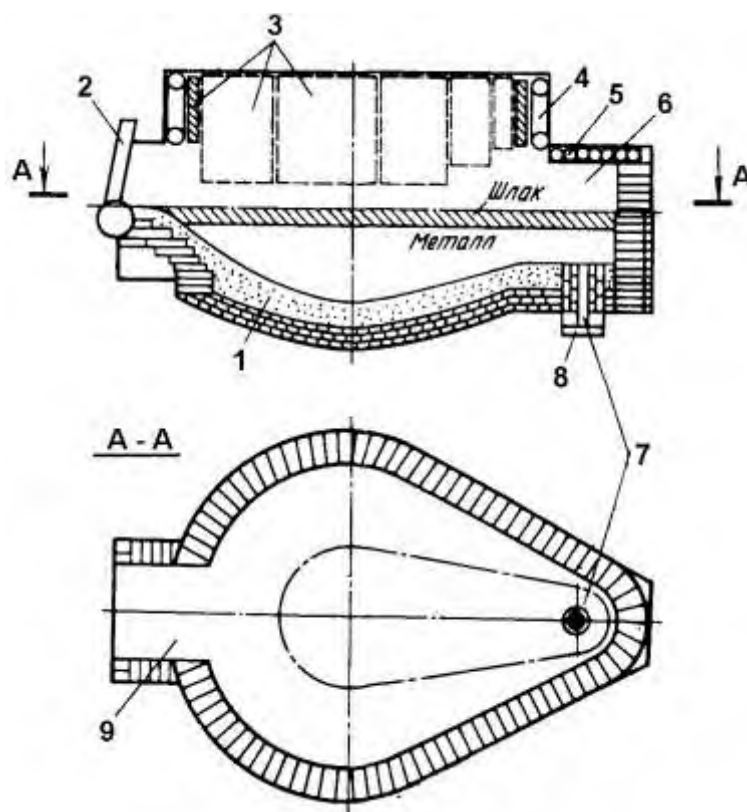
Сифонный выпуск металла производят через образованное магнезитовыми трубками (блоками) 9 наклонное отверстие, располагаемое в кладке откоса с противоположной от рабочего окна стороны и так, что его начало заглублено в металл. В процессе плавки и при наклоне печи во время выпуска граница металл–шлак находится выше уровня отверстия и поэтому шлак в него не попадает, т.е. обеспечивается выпуск стали без шлака.

Печь с эркерным выпуском имеет с противоположной от рабочего окна стороны выступ (эркер) 6, в котором во время плавки находятся металл и шлак. В дне эркера размещено сталевыпускное отверстие 7; дно с отверстием расположено на такой высоте, что для слива металла достаточен наклон печи на 10-12°.



1 - нижняя часть кожуха; 2 - ребро жесткости; 3 - фланец; 4, 5, 6 – трубы; 7 – кладка низа стен; 8 – стеновая водоохлаждаемая панель; 9 – трубки из магнезита

Рисунок 1.8 – Разрез рабочего пространства печи с сифонным выпуском металла и водоохлаждаемыми стенами



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

Рисунок 1.9 – Дуговая сталеплавильная печь с эркерным выпуском

Стены эркера выложены из магнезитового кирпича, дно выполнено так же, как и под печи; сверху эркер закрыт съёмным трубчатым водоохлаждаемым сводиком 5, при снятии которого обеспечивается доступ сверху к выпускному отверстию. Последнее выполнено из магнезитовых трубок; после выпуска очередной плавки его перекрывают снизу графитовой плитой, а сверху в него засыпают магнезитовый порошок. Прижатие графитовой плиты обеспечивают рычагом, который может быть отвернут от отверстия вбок или вниз. Для выпуска стали отводят рычаг с графитовой плитой, из отверстия высыпается магнезитовый порошок и сталь вытекает через отверстие без шлака.

**Кожух** водоохлаждаемых печей, как правило, цилиндрической формы со сферическим дном; иногда низ кожуха выполняют сужающимся. Кожух состоит из двух частей. Нижнюю его часть, являющуюся опорой кладки пода, делают, как и на обычных печах, из стальных листов. Верхнюю часть (выше порога рабочего окна), являющуюся опорой стеновых водоохлаждаемых панелей, выполняют в виде решетчатого каркаса. На отечественных печах он сделан из стальных труб и включает две кольцевые трубы 5 и 6 и ряд вертикальных труб 4, опирающихся на кольцевой фланец 3, служащий для соединения с кольцевым фланцем нижней части кожуха (рисунок 3.6). Отказ от сплошного кожуха стенок вызван необходимостью обеспечить доступ снаружи к узлам крепления панелей и большому числу подводов и отводов воды к ним, а также обеспечить визуальный контроль панелей.

**Футеровку** пода (до верха откосов) часто выполняют так же, как на обычных печах (теплоизоляционный слой - кладка из магнезитового кирпича и набивной слой толщиной до 190 мм). На некоторых печах применяют набивной под с толщиной набивки до 500 мм. Низ стен над откосами делают из огнеупоров, чтобы исключить случайный контакт стеновых панелей с жидким металлом. Этот слой кладки имеет высоту 350-600 мм; в связи с близостью к высокомоощным электрическим дугам его выполняют из высокостойких огнеупоров, например магнезитоуглеродистых.

**Стеновые панели.** Внутри решетчатого каркаса стен по всему его периметру закреплено от 8 до 16 водоохлаждаемых панелей, каждая из них имеет самостоятельные подвод и отвод воды. Во избежание случайного контакта с жидким металлом панели крепят так, чтобы расстояние от низа до уровня порога рабочего окна составляло 350-500 мм. Над сталевыпускным отверстием, в сторону которого наклоняют печь, панели располагают выше, чем в остальных участках стен. Панели занимают 65-80% площади стен печи; наибольшая площадь панелей у печей с эркерным выпуском, поскольку их можно располагать ближе к металлу, так как при выпуске печь наклоняют лишь на 10–12°, тогда как печи с сифонным выпуском или через желоб - до 45°.

Известны три типа водоохлаждаемых панелей: литые, коробчатые (кессонные) и трубчатые.

В Японии разработаны панели в виде плоского литого чугунного блока, внутри которого залита стальная трубка в виде змеевика для охлаждающей воды, а в поверхностный слой со стороны рабочего пространства вмонтированы огнеупорные кирпичи. В Германии используют коробчатые панели, представляющие собой сваренную из листов плоскую коробку с рядом перегородок внутри, заставляющих подаваемую воду циркулировать по траектории змеевика вдоль всей поверхности коробки так, чтобы не было застойных зон. Трубчатые панели отличаются надежностью, просты в изготовлении, позволяют работать при больших давлениях и скоростях движения воды, что предотвращает образование застойных зон.

Скорость движения воды должна быть более 2 м/с для того, чтобы не возникали застойные зоны, поскольку в них начинается кипение воды, при этом происходит осаждение солей, и образующийся слой накипи замедляет теплоотвод, в результате чего панель в этом месте прогорает. Для предотвращения выпадения солей жесткости необходимо применять химически очищенную воду.

**Водоохлаждаемые своды** применяют в основном на высокомоощных электропечах, имеющих кроме того водоохлаждаемые стены. Иногда такие своды используют на маломощных печах, имеющих рабочее пространство из огнеупоров.

Большинство водоохлаждаемых сводов выполняют комбинированными, т.е. их периферийную часть делают водоохлаждаемой из металла, а центральную, через которую проходят электроды – из огнеупорного кирпича. Это позволяет предотвратить возможное короткое замыкание между электродами и водоохлаждаемой частью свода. Обычно периферийная охлаждаемая часть занимает около 80% поверхности свода, а центральная часть из огнеупоров – около 20%.

Разработан и находит применение ряд разновидностей водоохлаждаемых сводов.

Они различаются формой поперечного сечения (плоские, куполообразные, выпуклые в виде усеченной пирамиды), устройством основных водоохлаждаемых элементов, формой центральной огнеупорной части. Эта часть может иметь круглую или же дельтавидную форму с отверстиями для электродов, располагаемыми в углах этой огнеупорной части. При дельтавидной конфигурации огнеупорной части уменьшается ее площадь, т.е. возрастает площадь водоохлаждаемой части свода.

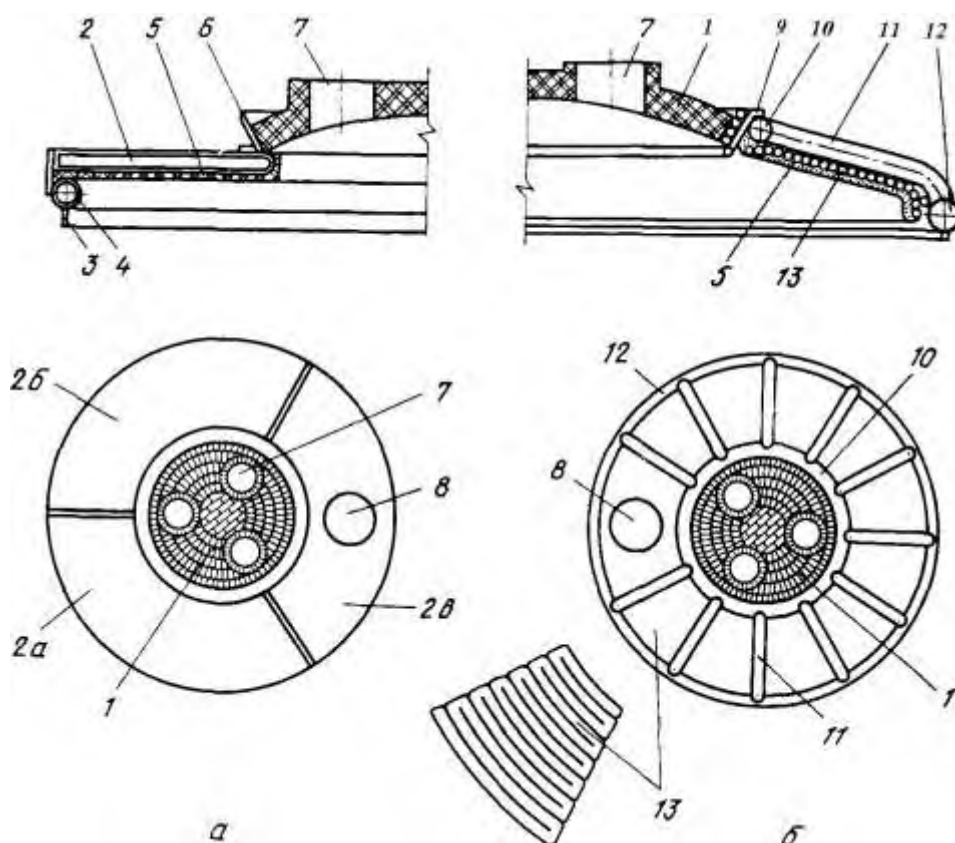
Две разновидности комбинированных водоохлаждаемых сводов показаны на рисунке 1.10. Плоский коробчатый свод имеет в качестве несущей основы водоохлаждаемое трубчатое сводовое кольцо 4. На него опирается периферийная кольцевая коробчатая часть 2, составленная из трех отдельных полых секторов – 2а, 2б и 2в; в полость каждого из них заложен трубчатый змеевик с двумя рядами отверстий для подвода охлаждающей воды. В одном из секторов выполнено отверстие 8 для отсоса печных газов; к нижней поверхности периферийной части приварены стальные полосы или штыри для удержания слоя теплоизолирующей огнеупорной массы 5 или гарнисажа.

Центральная часть 1 свода с тремя отверстиями 7 для электродов установлена на периферийной; она имеет форму купола и набрана из магнезитохромитовых кирпичей, опирающихся на неохлаждаемое стальное кольцо 6. К сводовому кольцу 4 приварен «нож» (кольцевая пластина) 3, входящий в песочный затвор при установке свода на печь.

Недостатками такой конструкции являются возникновение в больших по размерам секциях значительных термических напряжений, что может вызвать разрушение сварных швов, а также малая скорость воды, омывающей нижний лист коробчатых секций, что может вызвать кипение воды в отдельных участках с выпадением накипи и к прогару здесь свода.



Подобные своды применяют на печах с маломощными трансформаторами. Расход воды составляет  $\sim 2,5 \text{ м}^3/\text{ч}$  на  $1 \text{ м}^2$  поверхности, стойкость охлаждаемой части достигает 2000 плавков.



- 1 – центральная часть свода; 2 – периферийная кольцевая часть из коробчатых секторов 2а, 2б и 2в; 3 – «нож»; 4 – сводовое кольцо; 5 – гарниссаж; 6 – неохлаждаемое стальное кольцо; 7 – отверстия для электродов; 8 – отверстие для отвода печных газов; 9 – водоохлаждаемое опорное кольцо; 10, 12 – верхнее и нижнее трубчатые кольца соответственно; 11 – радиальные балки; 13 – водоохлаждаемые панели

Рисунок 1.10 – Водоохлаждаемые своды электропечей: плоские коробчатые (а) и трубчатые куполообразные (б)

Трубчатый куполообразный свод имеет водоохлаждаемый несущий каркас из верхнего 10 и нижнего 12 трубчатых колец, соединенных изогнутыми трубами (радиальными балками) 11. Снизу к каркасу прикреплены трубчатые водоохлаждаемые панели 13, на которые нанесен слой теплоизоляции 5 из огнеупорной массы, удерживаемой приваренными к панелям шлакодержателями. Одна из панелей выполнена с отверстием 8 для отвода печных газов. Центральная куполообразная часть 1 свода является съемной, она выложена из магнезитохромитовых кирпичей, удерживаемых водоохлаждаемым трубчатым опорным кольцом 9.

Расход воды на подобных сводах составляет  $6-9 \text{ м}^3/\text{ч}$  на  $1 \text{ м}^2$  поверхности. Для свода 100-т печи в целом он равен  $\sim 400 \text{ м}^3/\text{ч}$ . Стойкость водоохлаждаемой части свода на высокомошных печах достигает 2000-4000 плавков, стойкость центральной огнеупорной части около 200 плавков, после чего ее заменяют. Скорость движения воды во избежание выпадения накипи в трубах панелей должна быть более  $2 \text{ м/с}$ , с этой же целью необходимо применять химически очищенную воду.

Применение водоохлаждаемых сводов снизило расход сводовых огнеупоров с 3-8 до  $0,5-0,8 \text{ кг/т}$  стали.

### 1.3.3 Механическое оборудование печей

**Опора печи и механизмы ее наклона.** Для опоры корпуса печи на фундамент и для наклона печи при сливе металла служит люлька (рисунок 1.11). Она выполняется в виде горизонтальной сварной коробчатой плиты с двумя опорными сегментами 3а. Механизм наклона может быть с гидравлическим (рисунок 3.9а) или электромеханическим (рисунок 3.9б) приводами. В первом случае жидкость, подаваемая под давлением в гидроцилиндры 1, вызывает выдвижение или опускание штоков 2, во втором – электродвигатели 6 с редукторами 4 обеспечивают продольное перемещение зубчатых реек 5. При перемещении штоков или реек опорные сегменты люльки перекачиваются по горизонтальным фундаментным балкам опорных станин 7 печи, что вызывает наклон печи.

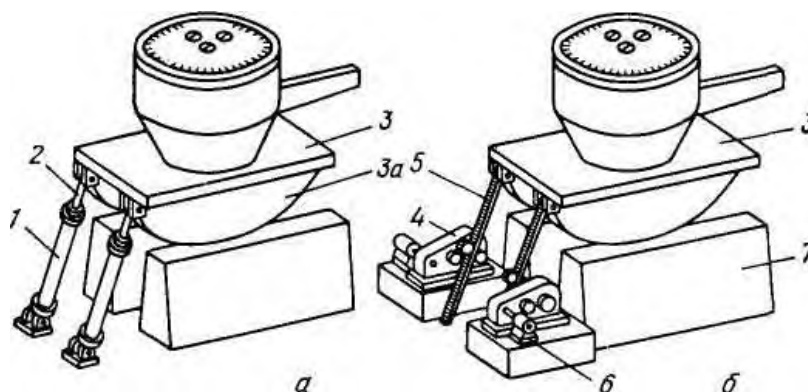


Рисунок 1.11 – Люлька и механизмы наклона печи с гидравлическим (а) и электромеханическим (б) приводом

**Механизмы подъема-поворота свода.** Печи с отворачиваемым сводом бывают двух разновидностей: с опорой механизма отворота свода с электродами на люльку или на отдельный фундамент.

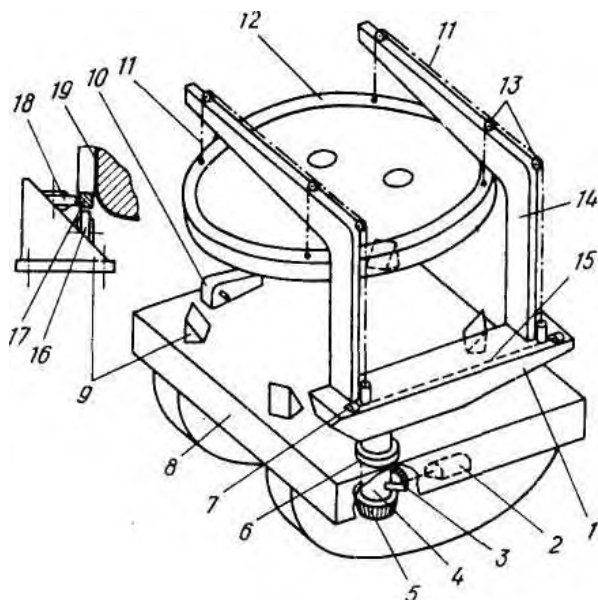
Печи с опорой механизма отворота свода на люльку. Большая часть строившихся в последние десятилетия отечественных печей этого типа схожи с устройством 100-т печи, схематически показанной на рисунке 1.12.

Корпус печи опирается на люльку 8 через четыре опорных тумбы 9. Свод 12 подвешен к полупорталу, состоящему из двух Г-образных стоек 14, с помощью цепей 11, перекинутых через ролики 13. Концы цепей соединены с приводом 7 (электродвигатель и червячный редуктор с тяговым винтом), который перемещает цепи, обеспечивая подъем и опускание свода. Два привода 7 соединены синхронизирующим валом 15. Полупортал закреплен на литой стальной поворотной плите 1, которая одним концом насажена на поворотный вал 4. Диаметр 750 мм. Вал закреплен в люльке, опираясь на подпятник 5 и верхний 6 и нижний роликовые подшипники. Вращение вала осуществляет электродвигатель с редуктором 2 через коническую шестерню, входящую в зацепление с коническим зубчатым сектором 3, закрепленным на валу 4. На поворотной плите между Г-образными стойками закреплены три стойки механизма перемещения электродов (на рисунке 12 не показаны).

При открывании печи для загрузки включают привод, приподнимая свод на 150–300 мм, поднимают электроды выводя их из рабочего пространства. Далее включают привод 2, поворачивая вал 4 на угол в 80°; вместе с валом вокруг его оси поворачивается плита 7 и закрепленные на ней портал, свод и электроды, открывая рабочее пространство сверху.

Печь снабжена механизмом вращения ванны. Он предназначен для поворота печи вокруг вертикальной оси на 40° в одну и другую сторону относительно нормального положения. Это позволяет во время плавления при трех положениях кожуха проплавливать в шихте девять «колодцев», что сокращает время расплавления шихты. Возможность вращения обеспечивается благодаря тому, что корпус 19 печи посредством прикрепленного к нему кольцевого рельса 17 опирается на ролики 16 опорных тумб 9. Один или два механизма вращения 10 установлены на люльке; каждый из них состоит из электродвигателя с редуктором, выходной вал которого входит в зацепление с

закрепленным на корпусе печи зубчатым сектором, благодаря чему вращение вала вызывает поворот корпуса. При включении механизма 10 и вращении корпуса кольцевой рельс 17 катится по роликам 16, а ролики 18 предотвращают боковое смещение корпуса. На высокомошных печах в таком механизме нет необходимости, поскольку в процессе расплавления вокруг трех электродов образуется общая плавильная зона или колодец, а не три отдельных проплавляемых колодца, характерных для маломощных печей.



1 – поворотная плита; 2 – электродвигатель с редуктором; 3 – конический зубчатый сектор; 4 – вал; 5 – подпятник; 6 – верхний опорный роликовый подшипник; 7 – привод (электродвигатель и червячный редуктор с тяговым винтом); 8 – люлька; 9 – опорные тумбы; 10 – механизм вращения; 11 – цепи; 12 – свод; 13 – ролики; 14 – Г-образные стойки; 15 – синхронизирующий вал; 16 – ролики опорных тумб; 17 – кольцевой рельс; 18 – ролики, предотвращающие боковое смещение корпуса; 19 – корпус печи

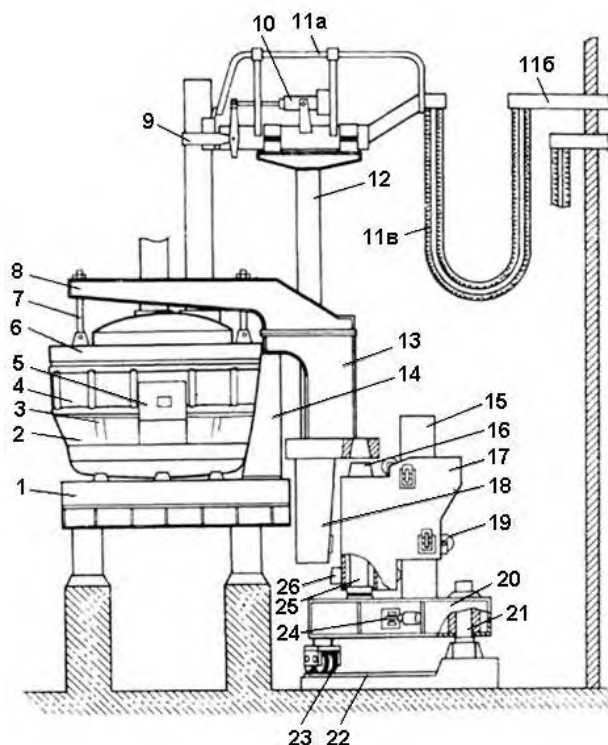
Рисунок 1.12 – Механическое оборудование печи с опорой механизмов подъема–поворота свода на люльку

Печи с опорой механизма отворота свода на отдельный фундамент эксплуатируются уже много лет. Современная высокомошная печь ДСП-100И6 представлена на рисунке 1.13.

Корпус печи жестко закреплен на люльке 1. Он включает нижнюю часть 2 (опору ванны) из стального листа и стеновой каркас 3 из труб со стеновыми панелями 4 и рабочим окном 5. Водоохлаждаемый свод 6 с помощью четырех гибких тяг 7 подвешен к двум консолям 8, которые объединены в общую жесткую конструкцию с порталом 13 и шахтой 18. В нижнем положении портал опирается на люльку через закрепленные на ней две тумбы 14, а свод 6 – на корпус печи. В шахте 18 размещены три гидроцилиндра, которые перемещают телескопические стойки 12 электрододержателей. Электроды в электрододержателе зажимают с помощью хомута 9 и пружинно-гидравлического механизма 10. Ток от гибких кабелей к электрододержателям подводят водоохлаждаемыми медными трубами 11а.

Механизм отворота свода с электродами расположен на отдельном фундаменте и включает поворотную платформу 20 с закрепленными на ней двумя направляющими колоннами 15 и перемещаемую по ним вверх-вниз с помощью системы роликов 19 каретку 17. При открывании рабочего пространства печи вначале из него выводят электроды путем подъема стоек 12. Одновременно с помощью двух гидроцилиндров 25 перемещают каретку 17 вверх; при этом конический хвостовик 16 каретки входит в соответствующее отверстие портала, а выступ 26 прилегает к шахте. Движущаяся вверх каретка поднимает портал, консоли и шахту и закрепленные на них свод и электроды. После подъема свода на 200–300 мм каретку 17 останавливают и с помощью гидроцилиндра 24 начинают поворот платформы 20 вокруг опорного вала 21; опорные ролики 23 плат-

формы при этом движутся по дугообразным рельсам 22. Вместе с платформой вокруг оси 21 поворачивается все приподнятое кареткой оборудование, включая свод и электроды; поворот ведут до полного открывания рабочего пространства печи.



- 1 - люлька; 2 - кожух печи (нижняя часть); 3 - стеновой каркас; 4 - стеновые панели; 5 - рабочее окно; 6 - водоохлаждаемый свод; 7 - гибкие тяги, 8 - консоли; 9 - хомут; 10 - пружинно-гидравлический механизм; 11 - короткая сеть; 12 - телескопические стойки электрододержателей, 13 - портал; 14 - тумбы; 15 - направляющие колонны; 16 - конический хвостовик каретки; 17 – каретка; 18 - шахта; 19 - ролики; 20 - поворотная платформа; 21 - опорный вал; 22 - дугообразные рельсы; 23 - опорные ролики; 24, 25 - гидроцилиндры; 26 - выступ

Рисунок 1.13 – Печь с опорой механизма подъема-поворота свода на отдельный фундамент

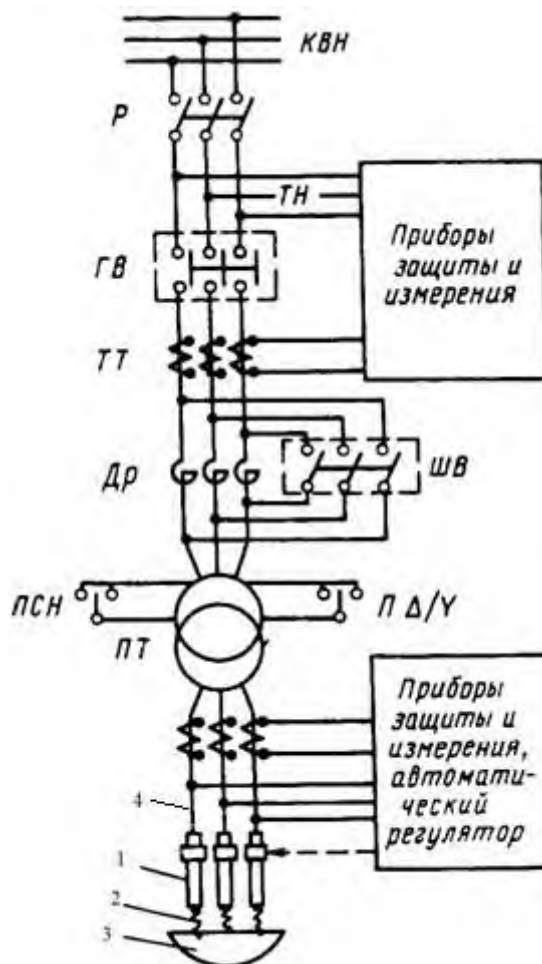
Эта печь, как и все новые высокомошные, имеет гидравлические приводы основных печных механизмов, являющиеся более быстродействующими, чем электромеханические.

### 1.3.4 Электрооборудование дуговой печи

Дуговые электропечи – мощные потребители электроэнергии, поэтому для уменьшения потерь ее подают к печам под высоким напряжением – до 100 кВ. Рабочее же напряжение, подаваемое на электроды, должно быть в пределах 110-800 В, поэтому каждая печь имеет отдельный понижающий трансформатор и другое электрическое оборудование, обеспечивающие снижение напряжения до рабочего, подвод тока к электродам и регулирование подводимой электрической мощности. Упрощенная схема электропечной установки с трансформатором малой и средней мощности показана на рисунке 1.14.

**Разъединитель** представляет собой трехполюсный рубильник и служит для снятия напряжения с главного (высоковольтного) выключателя и для создания видимого разрыва в цепи высокого напряжения (при ремонтах и др.). Его включают и выключают только при снятой нагрузке (выключенном главном выключателе).

**Главный или высоковольтный выключатель** предназначен для разрыва высоковольтной цепи под нагрузкой. Его устройство обеспечивает гашение электрических дуг, возникающих между контактами выключателя в момент их разъединения.



КВН – кабель высокого напряжения; Р – разъединитель; ГВ – главный выключатель; ТН – трансформатор напряжения; ТТ – трансформаторы тока; Др – дроссель (реактор); ШВ – шунтирующий выключатель; ПТ – печной трансформатор; ПСН – переключатель ступеней напряжения; ПΔ/У – переключатель «треугольник – звезда»; 1 – электрод; 2 – дуга; 3 – металлическая ванна; 4 – короткая сеть  
 Рисунок 1.14 – Схема электропитания дуговой печи

В зависимости от способа гашения дуги различают масляные, воздушные, электромагнитные и вакуумные выключатели. В масляном выключателе дугу размыкания гасит минеральное масло, заполняющее бак выключателя; в воздушном – поток сжатого воздуха; в электромагнитном – магнитное поле, создаваемое в момент размыкания контактов.

Вакуумные выключатели, используемые в цепях с напряжением 110 кВ и более, отличаются высоким сроком службы, поскольку их контакты расположены в запаянной вакуумной дугогасительной камере.

Главный выключатель служит для всех оперативных включений и выключений печной установки во время ее работы. Кроме того, по сигналам соответствующих датчиков он отключает установку при нарушении нормального режима работы (росте силы тока в короткой сети, повышении температуры масла в системе охлаждения трансформатора и температуры воды в системе охлаждения элементов печи).

**Дроссель** или реактор служит для стабилизации горения дуг и ограничения токов короткого замыкания путем введения в цепь индуктивного сопротивления и выполнен в виде трех обмоток с сердечниками, помещенными в кожух с маслом. Большое число витков в обмотках обеспечивает высокое индуктивное сопротивление дросселя. При включенном дросселе коэффициент мощности  $\cos\varphi$  установки снижается, поэтому начала устойчивого горения дуг дроссель отключают.

На печах с трансформатором мощностью  $>10$  МВА индуктивное сопротивление трансфор-

матора и короткой сети достаточно велико и в дросселе нет необходимости.

**Печной трансформатор** предназначен для преобразования электрической энергии высокого напряжения в энергию низкого напряжения. Трехфазный печной трансформатор состоит из трех связанных между собой сердечников, на каждом из которых закреплены обмотки высокого и низкого напряжения. Сердечники с обмотками помещены в кожух, заполненный трансформаторным маслом, являющимся изолятором и охлаждающим трансформатор. В трансформаторах мощностью  $>5$  МВА применяют принудительную циркуляцию масла, которое пропускают через водяной маслоохладитель.

В последние 10–15 лет сооружают дуговые печи преимущественно с высокомоощными (600–900 кВА и более на 1 т стали) трансформаторами, которые расплавляли бы шихту примерно за 1 ч. Эффективное использование высокой мощности обеспечивается при этом за счет изменения технологии плавки – вынесения основных операций рафинирования из печи в ковш.

Печные трансформаторы конструируют так, что в период плавления они могут работать с перегрузкой в 20%.

**Переключатель ступеней напряжения** служит для регулирования мощности, отдаваемой печным трансформатором, что достигается путем изменения вторичного выходного напряжения трансформатора, т.е. напряжения на его низкой стороне. Для регулирования выходного напряжения в первичной высоковольтной обмотке делают несколько отпаяк, выведенных на переключатель напряжения. Включая в работу большее или меньшее число витков первичных обмоток, изменяют коэффициент трансформации и, тем самым, напряжение во вторичных обмотках, т.е. выходное напряжение трансформатора. Приводом переключателя обычно управляют дистанционно из пульта управления печи.

**Короткой сетью** называется токопровод от трансформатора до головки электрододержателя. Она включает шины, идущие от трансформатора через стены трансформаторного отделения, гибкие кабели от стены до рукава электрододержателя и шины или водоохлаждаемые трубы над рукавом электрододержателя.

Поскольку на пути от трансформатора до электродов протекает ток большой силы (до 50–100 кА), а электрические потери в цепи пропорциональны величине тока в квадрате, длину короткой сети стараются делать минимальной, а печной трансформатор устанавливают ближе к печи.

**Автоматический регулятор мощности** или регулятор положения электродов служит для поддержания заданной длины и мощности дуги на каждой ступени напряжения трансформатора. Мощность дуги при неизменной величине подводимого напряжения можно изменять, регулируя длину дугового промежутка (длину дуги).

**Контрольная и защитная аппаратура.** На стороне высокого напряжения в главной цепи установлены трансформаторы тока и напряжения, которые служат для подключения контрольно-измерительной и сигнальной аппаратуры и реле максимального тока, отключающего установку при аварийных коротких замыканиях.

### 1.3.5 Электроды и механизмы для их зажима и перемещения

Ток в плавильное пространство дуговой электропечи поступает по электродам. Выдерживать высокие температуры и сохранять в то же время достаточную прочность и хорошую электропроводность могут только изделия из углерода. Применяемые в электросталеплавильном производстве так называемые графитированные электроды изготавливают из малозольных углеродистых материалов: нефтяного или пекового кокса с добавкой связующего – каменноугольного пека.

Размолотый кокс после прокаливания при  $\sim 1300$  °С смешивают с расплавленным пеком в обогреваемых (до 150 °С) смесителях. Далее смесь прессуют в заготовки и обжигают их в газовых печах при 1300 °С, а затем в электрических печах при температурах 2500–2700 °С, достигаемых за счет пропускания через них тока силой 60–120 кА.

Обожженные заготовки подвергают механической обработке, придавая им форму цилиндра.

Удельное электросопротивление графитированных электродов равно 8–13 мкОм·м. Допустимая плотность тока для электродов диаметром от 100 до 610 мм находится в пределах от 35 до

12–14 А/см<sup>2</sup>, уменьшаясь с ростом диаметра электрода. Для высокомоощных печей в последнее время организовано производство графитированных электродов с особо низким удельным электросопротивлением, допускающим в электродах диаметром 500–600 мм плотность тока до 25–30 А/см<sup>2</sup>.

Диаметр электродов, рассчитывают по допустимой плотности тока ( $i_{\text{доп}}$ , А/см<sup>2</sup>):

$$D = \sqrt{\frac{4I}{\pi i_{\text{доп}}}},$$

где  $I$  – сила тока в электроде, А.

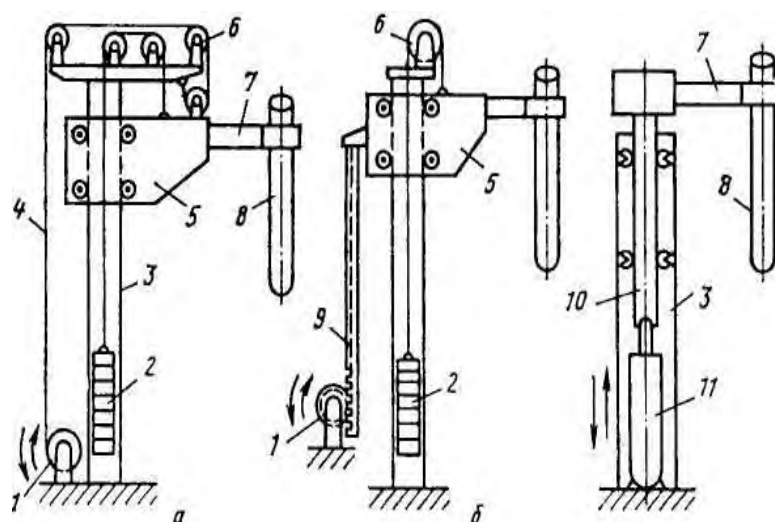
Электроды изготавливают в виде цилиндрических секций диаметром от 100 до 610 мм и длиной до 1500 мм. Работающий на печи электрод получают соединением нескольких секций с помощью ниппелей. Для этого в каждом торце секций имеется гнездо с винтовой нарезкой, куда ввинчивают ниппель, соединяющий две секции.

В процессе эксплуатации нижняя часть электрода окисляется и разрушается потоком электронов дуги, т.е. электрод укорачивается. Поэтому с целью поддержания постоянства длины дуги электрод постепенно опускают. Когда электрододержатель приближается к своду, производят «перепускание» электрода: разжимают электрододержатель, поднимают его вверх и захватывают (зажимают) электрод на более высоком уровне, чтобы можно было вновь постепенно опускать его по мере укорачивания. Периодически производят также «наращивание» электродов – к верху укоротившегося электрода с помощью ниппеля присоединяют очередную секцию.

Расход графитированных электродов на 1т стали составляет при основном процессе 4-9 кг и менее.

Механизмы для зажима и перемещения электродов.

Каждый из трех электродов имеет свой независимый механизм зажима и перемещения. Механизм состоит из электрододержателя и устройств, обеспечивающих перемещение его с электродом в вертикальном направлении. Применяются механизмы перемещения электродов двух типов: с кареткой и с телескопической стойкой. В первом (рисунок 1.15 а, б) электрододержатель рукавом 7 крепится к каретке 5, которая на направляющих роликах перемещается по неподвижной вертикальной стойке.



- 1 – привод; 2 – противовес; 3 – неподвижная стойка; 4 – канат; 5 – каретка; 6 – блок; 7 – рукав электрододержателя; 8 – электрод; 9 – рейка; 10 – подвижная стойка; 11 – гидроцилиндр; 12 – поршень

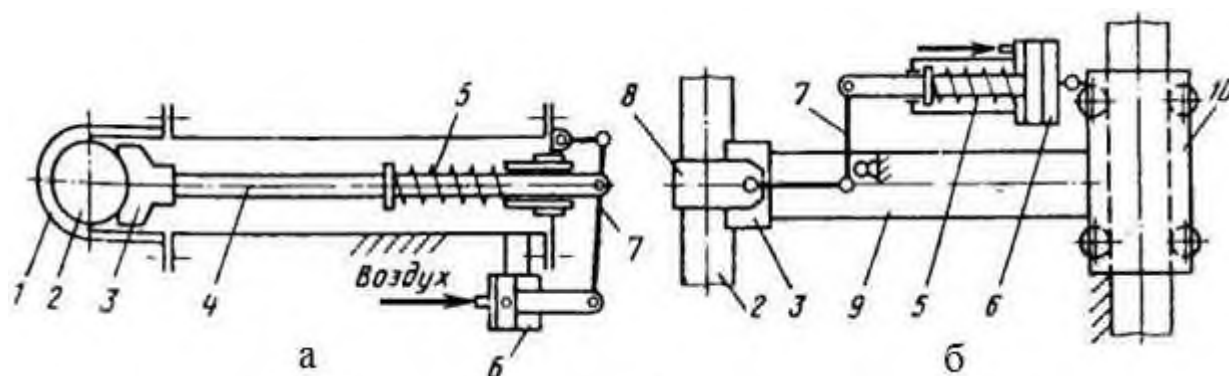
Рисунок 1.15 – Механизмы зажима и перемещения электродов с кареткой (а, б) и телескопической стойкой (в)

Во втором (рисунок 1.15в) рукав 7 электрододержателя закреплен на подвижной стойке, перемещающейся внутри полой вертикальной неподвижной стойки. Подвижную часть механизмов снабжают противовесом, что позволяет уменьшить мощность привода. Привод, перемещающий электроды со скоростью 0,6–3 м/мин, может быть гидравлическим (рисунок 1.15в) или электромеханическим с передачей движения от электродвигателя с помощью системы канатов и блоков (рисунок 3.13а) или зубчатой рейки (рисунок 1.15б).

**Электрододержатель** служит для зажима и удержания электрода в заданном положении и для подвода к нему тока. Он состоит из рукава и закрепленных на нем головки, зажимного механизма и токоподвода. Наибольшее применение получили электрододержатели с пружинно-пневматическим механизмом зажима электрода.

Конструктивное исполнение электрододержателей отличается многообразием, но в зависимости от способа зажима электрода в головке их можно свести к двум разновидностям. В одной (рисунок 1.16 а) головка выполнена в виде кольца или полукольца и подвижной нажимной колодки. Электрод в рабочем положении зажат в кольце колодкой за счет усилия пружины. Если нужно освободить электрод, то в пневмо-цилиндр подают воздух, поршень и рычажный механизм сжимают пружину, перемещают колодку вправо, освобождая электрод. Во второй разновидности (рисунок 1.16 б) головка состоит из неподвижной колодки и хомута, охватывающего электрод. Электрод прижат к токоведущей колодке с помощью хомута за счет усилия пружины, передаваемого рычажной системой 7. При подаче воздуха в пневмоцилиндр хомут смещается влево, освобождая электрод.

На новых высокомоощных печах вместо пружинно-пневматических устанавливают схожие с ними пружинно-гидравлические механизмы зажима электродов.



1 – полукольцо; 2 – электрод; 3 – колодка; 4 – шток; 5 – пружина; 6 – пневмоцилиндр; 7 - система рычагов; 8 - хомут; 9 - рукав электрододержателя; 10 – каретка

Рисунок 1.16 – Схема электрододержателей

Головка электрически изолирована от рукава; на средних и крупных печах элементы головки охлаждают водой. Ток к головке подается с помощью шин или труб, закрепленных на изоляторах сверху рукава.

За рубежом широко применяют токоведущие электрододержатели. В них рукав выполнен в виде полой прямоугольного сечения штанги из алюминия, служащей также токоподводом от гибких кабелей до головки электрододержателя; алюминий используют в связи с его высокой электропроводностью. При этом не требуются токоподводы из медных водоохлаждаемых труб.

## 1.6 Электрический режим работы печи

Электрическая дуга является основным источником тепла в дуговой сталеплавильной печи. Электрическая дуга или дуговой чего кинетическая энергия электронов превращается в тепловую и световую, аналогичный процесс идет на катоде бомбардируемым положительно заряженными частицами; температура бомбардируемого пятна анода составляет 3600-4000°С, катода 3200-3600°С, а температура столба дуги достигает 6000°С.



В дуговой сталеплавильной печи дуга горит между электродами и металлом (жидкая ванна, нерасплавившаяся шихта) и представляет собой поток электронов, ионизированных газов и паров металла и шлака. Поскольку дуговые печи питаются переменным током, в течение каждого полупериода меняются катод и анод, а напряжение и сила тока дуги достигают максимума и проходят через ноль. Эмиссия электронов с катода существенно облегчается при повышении температуры катода, поэтому в дуговой печи после расплавления шихты дуга горит более устойчиво, чем в начале плавки при холодной шихте. Длина дуги на больших высокомошных печах может достигать 150–200 мм, сила тока 60–100 кА.

**Мощность печного трансформатора и дуги.** В течение многих лет дуговые печи, работавшие по традиционной технологии с окислительным и восстановительным периодами, оснащали трансформаторами с невысокой удельной мощностью (от 130 до 200-400 кВА/т). В последнее время сооружают печи с высокомошными трансформаторами (до 1000 кВА/т).

Требуемую мощность трансформатора определяют расчетом, задаваясь длительностью периода расплавления шихты, которую принимают в пределах 1,0 ч. Связь между этими параметрами следующая:

$$S = \frac{T \cdot Q}{\tau \cdot \cos\varphi \cdot \eta_{эл} \cdot K},$$

где  $S$  – номинальная мощность трансформатора, кВА;

$T$  – масса металлической завадки, т;

$Q$  – удельный расход электроэнергии за период плавления (расплавление шихты и нагрев металла и шлака до  $\sim 1550$  °С), кВт·ч/т;

$\tau$  – длительность расплавления, ч;

$\cos\varphi$  – коэффициент мощности печной установки;

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

$K$  – коэффициент, учитывающий колебания электрического режима из-за неустойчивости горения электрических дуг ( $K \approx 0,85$ ).

Величина  $Q$  на высокомошных печах составляет 400-430 кВт·ч/т; значение  $\tau_{эл}$  изменяется в пределах от 0,95-0,8 и определяется величиной электрических потерь в короткой сети, снижаясь при росте этих потерь;  $\cos\varphi$  изменяется в пределах от 0,9 до 0,7-0,6, его снижение означает ухудшение использования отбираемой трансформатором из сети электроэнергии.

Подводимая от трансформатора в печь мощность (активная мощность  $p_a$ ) определяется по известному для трехфазной цепи соотношению:

$$p_a = \sqrt{3}UI\cos\varphi,$$

где  $U$  – величина вторичного напряжения печного трансформатора, В;

$I$  – сила тока в короткой сети (сила тока дуги), А.

Полезная мощность (суммарная мощность дуг)  $p_d$  меньше  $p_a$  и равна:

$$p_d = p_a \eta_{эл}.$$

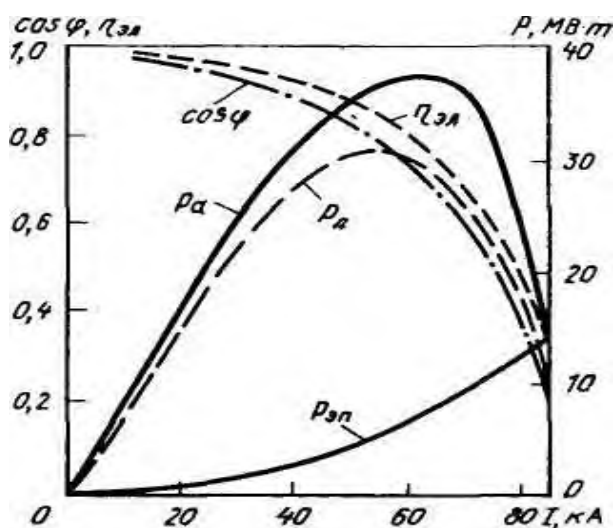
Таким образом, мощность дуг в основном определяется величиной питающего напряжения и силой тока дуги, а также значениями  $\cos\varphi$  и  $\eta_{эл}$ . Характер зависимости между этими величинами при постоянном значении вторичного напряжения трансформатора показан на рисунке 1.17.

Регулирование подводимой в печь мощности и мощности дуг осуществляют двумя способами: путем переключения ступеней вторичного напряжения печного трансформатора (в пределах от 110 до 600-900 В) и изменением силы тока дуги  $I$ . Регулирование  $I$  основано на следующей закономерности: при неизменном вторичном напряжении величина  $I$  зависит от активного и реактивного сопротивлений короткой сети (на данной печи относительно постоянных) и от сопротив-

ления воздушного промежутка между электродом и металлом. Изменяя величину последнего, т.е. длину дуги, достигают изменения  $I$  (при увеличении дугового промежутка его сопротивление возрастает и поэтому  $I$  уменьшается и наоборот).

Электрический режим печей, работающих по традиционной технологии, основывается на том, что по потреблению электроэнергии процесс плавки делится на два этапа: первый включает период расплавления, в течение которого расходуется  $\sim 2/3$  общего количества электроэнергии (430–480 кВт·ч/т), второй – окислительный и восстановительный периоды, когда после расплавления металла потребность в подводимой мощности резко снижается.

На высокомошных печах технология плавки включает период плавления и короткий окислительный период, проводимый нагревом жидкого металла. Значительную часть периода плавления, когда излучение дуг поглощается стальным ломом, экранирующим стены печи, работают на высших ступенях напряжения и длинных дугах (при относительно небольших токах), что обеспечивает хорошую излучательную способность мощных дуг при высоких значениях  $\cos\varphi$  ( $\sim 0,9$ ). После формирования жидкой ванны, чтобы уменьшить облучение стен печи переходят на работу с короткими при больших токах и напряжении высокомошными дугами. Такие дуги в значительной мере заглублены в ванну, что увеличивает передачу тепла жидкому металлу, но из-за больших токов сильно снижается  $\cos\varphi$  (до 0,7–0,6).



$P_a$  – активная мощность;  $P_d$  – мощность дуг;  $P_{эл}$  – мощность электрических потерь;  
 $\eta_{эд}$  – электрический к.п.д.;  $\cos\varphi$  – коэффициент мощности;  $I$  – сила тока

Рисунок 1.17 – Электрические характеристики 100-т дуговой электропечи для ступени напряжения 486 В

Для повышения экономичность электрического режима разработана технология работы с «пенистыми» шлаками: во время плавления и окислительного периода на шлак загружают порции мелкого кокса, это вызывает вспенивание шлака пузырьками  $CO$ , образующимися при окислении углерода кокса. Электрические дуги оказываются погруженными во вспененный шлак, что позволяет несколько увеличить длину дуг, уменьшив силу тока; при этом  $\cos\varphi$  возрастает до 0,8–0,85. По такому режиму работают большинство высокомошных печей.

### Контрольные вопросы

- 1 Дайте классификацию и характеристику дуговых электрических печей.
- 2 Опишите конструкцию и оборудование дуговых сталеплавильных печей.
- 3 Как устроено рабочее пространство ДСП?
- 4 Как устроены электрододержатели?
- 5 Дайте характеристику электрооборудование дуговой печи.
- 6 Опишите электрический режим работы печи.

## 2 Технология выплавки стали в дуговых печах с основной футеровкой

Появление дуговых печей с трансформаторами высокой (0,4-0,5 МВА/т) а затем и сверхвысокой (1 МВА/т и более) мощности, применение в их стенах и сводах водоохлаждаемых панелей обусловило развитие концепции сверхмощной дуговой печи. Проведение технологических периодов в таких печах становится нецелесообразным, так как во время этих периодов мощность трансформатора используется лишь частично, для более полного использования мощности трансформатора и эффективной работы сверхмощной печи ее целесообразно использовать лишь для расплавления шихты и нагрева металла до необходимой температуры. Операции рафинирования от вредных примесей, получения особо низкого содержания углерода, раскисления и легирования необходимо проводить в агрегатах внепечной обработки стали, сводя к минимуму продолжительность и других вспомогательных операций – заправки печи, загрузки шихты, выпуска металла и т.д. Современная мощная ДСП используется как агрегат для расплавления шихты и получения жидкого полупродукта, превращение которого в сталь заданного состава и качества осуществляется методами внепечной металлургии.

Таким методом производят углеродистую и легированную конструкционную сталь, а также сталь специального назначения: подшипниковую, коррозионностойкую, электротехническую и другую. Однако сталь некоторых марок, например жаропрочную, быстрорежущую инструментальную и т.п., и в настоящее время выплавляют в печах малой и средней вместимости по классической технологии электроплавки.

Классическая технология имеет несколько вариантов, выбор которых определяется составом выплавляемой стали и предъявляемыми к ней требованиями, а также качеством шихты. В зависимости от этих факторов технология плавки даже в одной печи может существенно различаться. Существуют две основные разновидности классической плавки легированной стали:

- 1) на углеродистой («свежей») шихте;
- 2) переплав легированных отходов.

Углеродистая шихта характеризуется повышенным содержанием углерода фосфора, серы и отсутствием или незначительным количеством легирующих элементов. Для передела такой шихты в качественную сталь требуется специальный окислительный период, в течение которого окисляются углерод, фосфор и некоторые сопутствующие элементы: кремний, хром, марганец, ванадий и др. Наличие окислительного периода – характерная особенность технологии плавки на «свежей» шихте, поэтому она называется еще плавкой с полным окислением. Плавка высококачественной стали на «свежей» шихте включает следующие этапы:

- 1 подготовку шихтовых материалов;
- 2 подготовку печи к плавке;
- 3 загрузку шихты;
- 4 период плавления;
- 5 окислительный период;
- 6 восстановительный период.

Выплавка рядовой стали, а также высококачественной с внепечной обработкой металла, производится по упрощенной технологии под одним шлаком с интенсивным использованием кислорода и характеризуется отсутствием восстановительного периода. Проведение всех периодов плавки позволяет очистить металл от вредных примесей – фосфора и серы. Окисление углерода в окислительный период вызывает кипение ванны и способствует дегазации металла – удалению растворенных в нем водорода и азота. Поэтому плавка с полным окислением позволяет получить из рядовой шихты качественную сталь. Недостаток этого метода плавки заключается в потере некоторых содержащихся в шихте легирующих элементов (хрома, ванадия и др.) и большой продолжительности плавки.

При плавке методом переплава легированных отходов окислительный период исключают из суммарного процесса плавки, в результате чего некоторые из содержащихся в шихте легирующих элементов не окисляются и остаются. Это позволяет полнее использовать легирующие элементы, содержащиеся в отходах, и уменьшить расход ферросплавов. Однако отсутствие окислительного

периода затрудняет удаление фосфора, поэтому для плавки методом переплава требуется чистая по фосфору шихта. Кроме того, отсутствие кипения ванны не позволяет удалять в течение плавки растворенные газы, что требует принятия дополнительных мер их удаления. На плавках методом переплава для ускорения нагрева металла, понижения в нем содержания углерода и растворенных газов ванну часто продувают газообразным кислородом. В результате экзотермических реакций с железом, кремнием и углеродом температура ванны быстро повышается, хром и другие легирующие элементы при этом окисляются незначительно, а выделяющаяся СО оказывает дегазирующее действие. Такую разновидность технологии переплава называют плавкой с частичным окислением [4-5].

## 2.1 Шихтовые материалы

Для получения стали в электропечах необходимы следующие шихтовые материалы: металлическая часть, шлакообразующие, окислители, добавочные материалы (раскислители и легирующие) и науглероживатели.

**Металлическая часть.** Основу шихты для электропечей составляет металлический лом: на 1 т выплавляемой в электропечи стали в среднем расходуется 950 кг лома. Примерно треть этого количества составляет брак, литейные отходы, обрезь слитков, отходы при прокатке и ковке, а также стружка от обдирки слитков, то есть собственные отходы металлургических заводов. Остальная часть складывается из отходов, возвращаемых заводами – потребителями. Кроме того, в ограниченных количествах используется специально выплавляемая шихтовая заготовка – мягкое железо, а также передельный чугун и губчатое железо в виде металлизированных окатышей. Металлический лом делится на две группы: нелегированные и легированные отходы. Нелегированный (углеродистый) лом не должен быть загрязнен цветными металлами (свинцом, цинком, оловом и др.), особенно никелем, медью и мышьяком, которые практически полностью переходят из шихты в металл и могут существенно влиять на его свойства. Нежелательно также, чтобы в углеродистых отходах содержалось  $>0,05\%$  Р, так как удаление таких количеств фосфора требует продолжительного окислительного периода. Поэтому металлический лом должен быть освобожден от лома цветных металлов и рассортирован по происхождению.

На заводах качественных сталей в электросталеплавильных цехах выплавляют стали сотен марок. Часть из них содержит элементы, не поддающиеся окислению и трудно удаляемые при использовании обычных процессов. Отходы, содержащие такие элементы, могут быть использованы. Отходы легированных сталей должны быть рассортированы в группы марок, близкие по составу, и храниться отдельно от других отходов. Отходы некоторых наиболее сложнолегированных марок следует хранить помарочно.

Металлический лом должен иметь определенные габариты. Металлический лом, как правило, более окислен, замусорен и загрязнен маслом. Значительная окисленность лома не позволяет точно оценить долю угара металла, что чревато непопаданием в заданный химический состав готовой стали. Разложение в зоне дуг ржавчины (гидрооксида железа) и масла приводит к появлению в атмосфере печи атомарного водорода. Малая насыпная масса мелкого лома не позволяет завалить в печь всю шихту в один прием, вследствие чего после расплавления первой порции шихты приходится производить подвалку. Это снижает производительность ДСП и увеличивает потери тепла.

Особые трудности представляет переплав стружки. Длинная витая стружка затрудняет загрузку; как правило, она сильно загрязнена маслом и уже на месте получения смешивается с отходами стали других марок, а часто и со стружкой цветных металлов. По этим причинам стружку следует переплавлять на заводах Вторчермета и в ЭСПЦ поставлять изготовленные из нее болванки известного химического состава. Стружка, поставляемая непосредственно в электросталеплавильные цехи, должна быть спрессована и обожжена. Нежелательно чтобы в шихте были чрезмерно крупные куски (бракованные слитки, недоливки и т.п.). В ДСП можно расплавлять крупногабаритный лом, но продолжительность плавления при этом увеличивается длительное время приходится работать на высокой мощности, что отрицательно сказывается на стойкости футеровки.

Для производства стали некоторых марок в состав шихты вводят предварительно выплавленную заготовку. Чаще всего она по своему составу представляет собой низкоуглеродистую сталь с ограниченным содержанием углерода, фосфора и серы, т.е. мягкое железо, полученное методом плавки на «свежей» шихте Мягкое железо намного дороже углеродистого лома, и его использование отрицательно сказывается на себестоимости стали. Использование в шихте мягкого железа может быть оправдано только серьезными технологическими затруднениями выплавки стали нужной марки.

В связи с дефицитом качественного лома для электроплавки давно изыскивают материалы, которые могли бы заменить лом. В частности, неоднократно предпринимались попытки заменить часть лома передельным чугуном. Однако все эти попытки были безуспешны. При переделе чугуна в сталь необходимо окислить значительное количество углерода, кремния, фосфора, а электропечи плохо приспособлены для проведения окислительных процессов. Для плавки стали в ДСП все более часто применяют губчатое железо в виде металлизированных окатышей (90–95% Fe<sub>общ.</sub>, 85–90% Fe<sub>мет.</sub>). Преимущества применения губчатого железа вместо скрапа и лома: однородность и надежность контроля химического состава, низкое содержание цветных металлов, возможность непрерывной автоматической загрузки в печь, повышение производительности печи, уменьшение уровня шума во время плавления. Эти преимущества компенсируют недостатки использования губчатого железа – повышение расхода электроэнергии, увеличение расхода извести для нейтрализации пустой породы губчатого железа и, как следствие, увеличение количества шлака в печи.

**Шлакообразующие.** При выплавке стали в основных ДСП для образования основного шлака используют известь, известняк, плавиковый шпат, шамотный бой и песок. Наиболее важной составляющей шлаковых смесей является известь, которую получают обжигом известняка в шахтных печах при 1100–1300 °С. Для выплавки высококачественной стали используют только свежее обожженную известь. При хранении известь интенсивно поглощает влагу из воздуха с образованием гидроксида кальция Ca(OH)<sub>2</sub>, который рассыпается в порошок. Влага, внесенная известью в печь, вызывает обогащение стали водородом. Поэтому применение пылевой извести (так называемой пушонки) в электропечах совершенно недопустимо.

Вместо извести в окислительный период можно использовать необожженный известняк. Известняк не гигроскопичен, его можно длительно хранить. Разложение CaCO<sub>3</sub> в печи вызывает выделение пузырьков, которые обеспечивают перемешивание металла и шлака и способствуют дегазации металла. Отрицательной стороной применения известняка вместо извести является дополнительная затрата электроэнергии на разложение карбоната кальция.

Для разжижения высокоосновных шлаков применяют плавиковый шпат, песок и шамотный бой. Песок (SiO<sub>2</sub>) понижает температуру плавления основных шлаков, но при этом понижается и основность шлака. Поэтому в основных печах песок применяется ограниченно, тогда как в кислых печах он – главный шлакообразующий материал. Основное требование, предъявляемое к песку – высокое (до 95%) содержание SiO<sub>2</sub>.

**Окислители.** Для интенсификации окислительных процессов в металл необходимо вводить кислород. Источниками кислорода служат железная руда, окалина и агломерат. Широкое распространение получила также продувка металла газообразным кислородом. Железную руду применяют при выплавке стали методом полного окисления. Присадка руды небольшими порциями обеспечивает длительное равномерное кипение металла без повышения температуры металла, так как присаживаемая руда постоянно охлаждает металл. Это имеет особое значение для эффективного удаления фосфора. Руду вводят во время завалки и в окислительный период. Руда, присаживаемая в окислительный период через шлак, должна быть в кусках определенного размера. Мелкая руда растворяется в шлаке, а крупные куски вызывают бурное вспенивание металла в шлаке. Руда должна удовлетворять и требованиям по химическому составу: минимальное содержание кремнезема, серы и фосфора.

Иногда вместо руды используют заменители – агломерат и окалину от проката. Окалина от проката углеродистых сталей является наиболее чистым окислителем, но вследствие малой плотности она задерживается в шлаке и плохо усваивается металлом. Для интенсификации окисления углерода во время окислительного периода плавки на «свежей» шихте, а также для быстрого по-

вышения температуры металла, окисления избыточного углерода и сопутствующих примесей при переплаве легированных отходов широко применяют продувку металла кислородом. Газообразный кислород чистотой около 99,5% попадает в ванну под давлением 1-1,2 МПа.

**Раскислители и легирующие.** Для раскисления стали и ее легирования раскислители и легирующие элементы применяют в чистом виде или в виде сплавов с железом или друг с другом. Сплавы, применяемые в качестве раскислителей и легирующих, должны удовлетворять ряду требований:

1) содержание основного легирующего элемента в сплаве должно быть максимальным. При низком содержании легирующих элементов увеличивается масса присадки, что увеличивает время ее проплавления и ведет к повышению расхода электроэнергии и снижению производительности печи. Исключение составляют ферросплавы тугоплавких металлов – ферровольфрама и ферромolibдена, для более быстрого растворения которых желательнее иметь более низкое их содержание в сплаве;

2) сплавы должны быть чистыми от вредных для стали примесей, шлаковых включений и газов. Это особенно важно, потому что значительную часть их присаживают в печь лишь к концу плавки или в ковш, когда рафинирование металла уже закончено

3) куски сплавов должны быть определенного габарита. Наличие крупных кусков удлиняет время их растворения.

**Науглероживатели.** К числу науглероживателей относят материалы, содержащие углерод и используемые для увеличения содержания углерода в металле. Они входят либо в состав шихты, либо их вводят в жидкий металл. Для науглероживания в электроплавильных цехах используют главным образом чугуны, кокс и электронный бой, в редких случаях (вследствие дефицита) – древесный уголь и сажу. Основным требованием к науглероживателям является низкое содержание вредных примесей (главным образом серы) и минимальная зольность.

## 2.2 Подготовка печи к плавке заправка

Для поддержания огнеупорной футеровки печи в рабочем состоянии необходимы ремонты наиболее пострадавших её участков. Поэтому после каждой плавки тщательно осматривают печь, подину прощупывают железным штырем, выявляют все поврежденные места и принимают меры по устранению обнаруженных разрушений. На поврежденные подины и откосов забрасывают магнезитовый порошок или же магнезитовый порошок, смешанный с каменноугольным пеком (связующим). Длительность заправки 10-15 мин.

После выпуска плавки печь необходимо очистить от остатков шлака и металла. Систематическое накопление остатков шлака на подине приводит к ее зарастанию и уменьшению объема ванны. Кроме того, смешиваясь с заправочным материалом, шлак понижает огнеупорность и способствует размягчению футеровки при высоких температурах. Наличие остатков металла на подине также недопустимо, особенно при переходе на выплавку стали другой марки или плохом состоянии подины. При смене марки выплавляемой стали остатки металла могут явиться причиной непопадания в заданный состав металла. Наличие остатков не дает также возможности провести качественный ремонт подины, так как металл препятствует свариванию заправочных материалов с футеровкой.

При выплавке стали той или иной марки следует учитывать состояние футеровки печи. К концу ее компании нельзя назначать выплавку стали, осуществляемую с повышенной тепловой нагрузкой по температурному режиму или по продолжительности. При значительном расхождении составов предыдущей и предстоящей плавки нужно назначить плавку стали промежуточного состава. Выплавлять легированную конструкционную сталь можно, начиная с третьей плавки после полного ремонта стен, а стали ответственного назначения – с пятой.

## 2.3 Загрузка шихты

На современных печах шихту загружают сверху при помощи загрузочной бадьи (корзины). Скрап загружают в корзину с раскрывающимся дном. После очистки и заправки с печи снимают свод, и весь скрап корзиной при помощи мостового крана загружают в печь. Затем печь накрывают сводом и начинается плавка. Вся шихта загружается в один – два приема и независимо от вместимости печи длительность загрузки составляет 5-10 мин. Металлизированные окатыши загружают непрерывно в процессе их плавления через специальное отверстие в своде.

Быстрая завалка позволяет сохранить тепло, аккумулированное кладкой печи, в результате чего сокращается продолжительность плавления, уменьшается расход электроэнергии и электродов и увеличивается стойкость футеровки. При завалке лома сверху порядок укладки шихты в бадье предопределяет расположение ее в печи. Для предохранения подины от ударов крупных падающих кусков на дно бадьи желательно загружать небольшое количество мелкого лома.

По периферии распределяют куски средних размеров, а сверху засыпают мелочь. Такая последовательность загрузки обеспечивает наиболее плотную укладку шихты в печи, что важно для стабильного горения дуг. Наличие сверху мелочи обеспечивает в начале плавления быстрое погружение электродов и исключает прямое воздействие дуг на футеровку стен, а присутствие в шихте под электродами крупных кусков замедляет проплавление колодцев и исключает возможность погружения электродов до подины раньше, чем накопится слой жидкого металла, защищающий подину от прямого воздействия дуг.

Для достижения оптимальности необходимо, при наличии в шихте легирующих сплавов или элементов, располагать их так, чтобы обеспечивалась максимальная скорость их плавления и минимальный угар. Тугоплавкие металлы, такие как ферромolibден или ферровольфрам, следует загружать в центральную часть бадьи, легкоплавкие металлы, например никель, который в зоне дуг интенсивно испаряется, ближе к откосам.

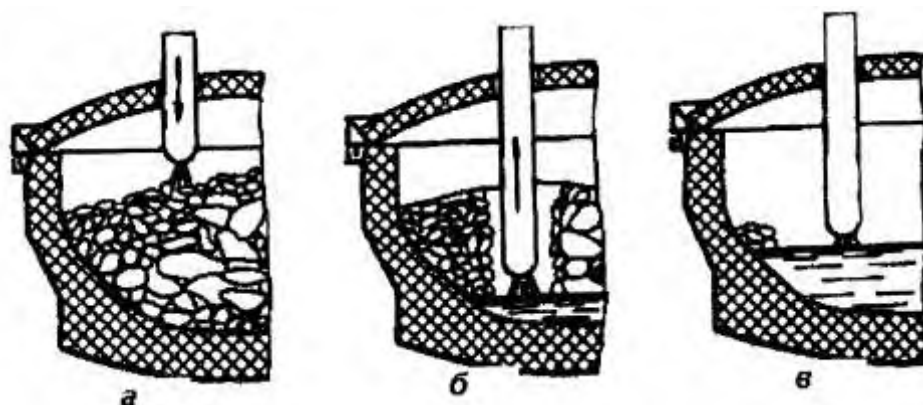
Содержание углерода в шихте должно быть 0,3-0,5% выше нижнего предела в стали заданной марки. Недостающее количество углерода вводят в составе добавок чугуна, кокса и электродного боя. В результате введения в металл увеличивается содержание фосфора, поэтому чугуном пользуются только на плавках с полным окислением и дозируют его количество  $\leq 20\%$  от массы шихты.

Для раннего образования шлака, предохраняющего металл от окисления, и для дефосфорации в процессе плавления в завалку вводят известь в количестве 2-3%. В зависимости от состояния подины известь загружают либо на подину, либо на часть ранее загруженной металлической шихты для дефосфорации металла уже в период плавления на плавках с полным окислением в завалку дают 1,0-1,5% железной руды. При зарастании подины руду засыпают непосредственно на подину, в остальных случаях ее загружают в бадью поверх части металлической шихты.

## 2.4 Период плавления

Главная задача в этом периоде плавки – как можно быстрее перевести металл в жидкое состояние. длительность периода плавления зависит от вместимости печи, мощности трансформатора, состава выплавляемой стали, электрического режима и ряда других факторов. Продолжительность этого периода изменяется от 1 до 4 часов.

Большое тепловосприятие ванны в период плавления позволяет в этот период работать с максимальной мощностью и при максимальном напряжении на дуге. Лишь в самом начале плавления, когда дуги открыты и расположены высоко (рисунок 4.1), излучение длинных дуг может привести к перегреву футеровки свода и стен. Поэтому в первые минуты рекомендуется применять более низкое напряжение. После образования колодцев дуги оказываются экранированными шихтой, что позволяет перейти к плавлению при максимальных напряжении и мощности.



а – начало плавления; б - проплавление колодца; в – конец плавления

Рисунок 2.1 – Этапы плавления шихты

Работа на самой высокой ступени напряжения в период плавления целесообразна по двум причинам. Во-первых, чем выше напряжение, тем при той же мощности меньше сила тока и меньше потери в цепи, т.е. выше электрический к.п.д. Во-вторых, чем выше напряжение, тем длиннее дуга и на большую поверхность шихты распространяется ее излучение.

Если шихта подобрана и уложена правильно, то расположенная сверху мелкая шихта быстро проплавляется, и дуги погружаются в шихту, не оказав на футеровку заметного воздействия. В этом случае расплавление с самого начала можно вести на максимальной мощности дуги прожигают в твердой шихте колодцы диаметром на 30-40% больше диаметра электродов. В процессе прожигания колодцев тепловосприятие шихты максимально, так как дуга горит непосредственно в твердой шихте, а боковое излучение дуг воспринимается стенками колодцев (рисунок 2бб). С момента погружения электродов скорость плавления несколько замедляется, так как тепло аккумулируется в основном жидким металлом, он перегревается, и в нем растворяется твердая шихта. Лишь небольшая часть тепла дуги передается твердой шихте излучением на стенки колодцев.

Ускорение плавления шихты вне зоны действия дуг может быть достигнуто применением топливно-кислородных горелок, работающих с применением природного газа или мазута. При использовании горелок продолжительность плавления и расход электроэнергии сокращается примерно на 15-20%, хотя общий расход энергии на плавку несколько увеличивается. Положительный экономический эффект достигается главным образом за счет увеличения производительности печи и уменьшения удельного расхода электродов.

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

За время плавления полностью окисляется кремний, 40-60% марганца, частично окисляется углерод и железо. В формировании шлака наряду с продуктами окисления ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{FeO}$ ) принимает участие и в известь. Шлак к концу периода плавления имеет примерно следующий состав, %: 35-40  $\text{CaO}$ ; 15-25  $\text{SiO}_2$ ; 8-15  $\text{FeO}$ ; 5-10  $\text{MnO}$ ; 3-7  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 0,5-1,2  $\text{P}_2\text{O}_5$ . Низкая температура и наличие основного железистого шлака благоприятствует дефосфорации. В зоне электрических дуг за время плавления испаряется от 2 до 5% металла, преимущественно железа.

В процессе плавления происходит и нежелательное окисление ценных примесей, вносимых шихтой. Практически полностью окисляются алюминий, титан, значительное количество хрома. С целью сокращения длительности окислительного периода в период плавления целесообразно создавать условия, благоприятные для окисления фосфора. Для этого количество руды и извести в завалку следует рассчитывать таким образом, чтобы к концу периода плавления основность шлака была  $>1,6$ , а содержание  $\text{FeO}$  превышало 12%. При соблюдении этих условий в период плавления окислится более половины фосфора, внесенного шихтой. После полного расплавления шихты и тщательного перемешивания ванны при классической технологии отбирают пробу металла на полный химический анализ.



## 2.5 Окислительный период

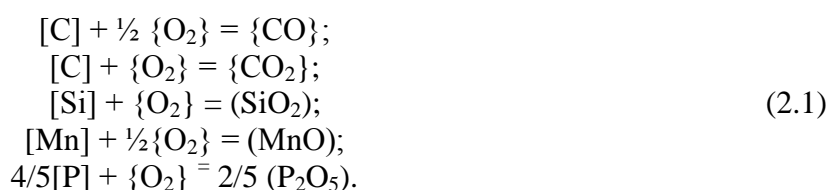
Задачами окислительного периода, по классической технологии являются:

- 1) окисление до необходимого содержания углерода;
- 2) понижение содержания фосфора ниже допустимых пределов в готовой стали;
- 3) возможно полное удаление растворенных в металле газов (водорода и азота);
- 4) нагрев металла до температуры, превышающей на 120-130 °С температуру ликвидуса. Если плавка ведется без восстановительного периода, то в окислительный период нужно также удалить серу из металла до содержания ниже допустимого предела.

Для контроля за ходом окислительных процессов регулярно через каждые 5-10 мин отбирают пробы металла, в которых контролируют содержание фосфора и углерода. При содержании фосфора <0,02% окисление рудой можно прекратить.

Количество примесей, которые удаляются при продувке (gE) можно определить исходя из разницы между исходным и остаточным содержанием. Принято учитывать, что С окисляется до СО на 85 - 90 %, а до СО<sub>2</sub> на 10 – 15 %.

В процессе взаимодействия кислорода с металлом происходит протекание следующих уравнений реакций окисления примесей:



Кроме контроля фосфора, в этот период регламентируется содержание углерода. Технологическими инструкциями обычно предусматривается, чтобы за период кипения было окислено  $\geq 0,3\%$  С при выплавке высокоуглеродистой стали, содержащей  $\geq 0,6\%$  С, и  $\geq 0,5\%$  С при вы плавке средне- и низкоуглеродистой стали для крупных печей эти количества могут быть несколько уменьшены. Окисление такого количества углерода необходимо для дегазации металла. Поэтому по достижении необходимых значений концентрации фосфора окисление углерода целесообразно интенсифицировать. Очень высокие скорости выгорания углерода позволяет получить продувка металла газообразным кислородом.

Окисление углерода газообразным кислородом позволяет сократить длительность периода, благодаря чему при расходе кислорода на 5-10% увеличивается производительность печей и на 5-12% снижается расход электроэнергии. Для уменьшения угара железа продувку ванны кислородом следует начинать после нагрева металла и проводить ее при включенной печи. После окисления углерода благодаря большому тепловому эффекту этой реакции температура металла быстро возрастает.

Содержание марганца в окислительный период обычно не регламентируется. Реакция окисления марганца в этот период близка к равновесию, поэтому нормальный ход плавки с необходимым повышением температуры к концу периода сопровождается восстановлением марганца из шлака. В этот период окисляется и хром, причем значительное количество окисляется ещё в процессе плавления. Скачивание шлака периода плавления и постоянное его обновление в течение периода способствует дальнейшему окислению хрома и потере его со шлаком.

Интенсификация окисления газообразным кислородом позволяет быстро поднять температуру металла до необходимого уровня. Однако при продувке металл легко и перегреть, что нежелательно, так как перегрев отрицательно влияет на состояние футеровки, ухудшает условия дефосфорации и может привести к увеличению в металле содержания азота. Поэтому при продувке нельзя допускать перегрева ванны, охлаждая её при необходимости железной рудой.

Из-за высокого содержания окислов железа в шлаках окислительного периода условия для протекания реакции десульфурации являются неблагоприятными, и десульфурация получает ог-

раниченное развитие: за все время плавления и окислительного периода в шлак удаляется до 30-40% серы, содержащейся в шихте.

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

Шлак в конце окислительного периода имеет примерно следующий состав, %: 35-50 СаО; 10-20 SiO<sub>2</sub>; 4-12 MnO; 6-15 MgO; 3-7 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 6-30 FeO; 2-6 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 0,4-1,5 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. содержание окислов железа в шлак зависит от содержания углерода в выплавляемой марке стали; верхний предел характерен для низкоуглеродистых сталей, нижний – для высокоуглеродистых.

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

## 2.6 Восстановительный период

По окончании окислительного периода сталь раскисляют. При этом возможны два варианта выполнения такой технологической операции:

1 глубинное раскисление без наводки восстановительного шлака, т.е. без восстановительного периода;

2 диффузионное и глубинное раскисление с проведением восстановительного периода.

Глубинное раскисление без скачивания окислительного и наводки восстановительного шлака начали применять в связи со значительным увеличением мощности печных трансформаторов, которая в восстановительный период используется в малой степени.

Цели восстановительного периода (если он имеется):

- 1 раскисление металла;
- 2 удаление серы;
- 3 корректировка химического состава металла;
- 4 регулирование температуры металла;
- 5 подготовка к выпуску высокоосновного жидкоподвижного шлака.

В начале восстановительного периода содержание углерода должно быть на 0,03-0,10% меньше нижнего предела в готовой стали. При меньшем содержании углерода металл необходимо науглеродить для быстрого проплавления шлаковой смеси первые 10-15 мин после включения тока рекомендуется работать на средней ступени трансформатора. Остальную часть времени рафинирование проводят на низшей ступени напряжения, за исключением случаев присадки большого количества ферросплавов. Проводимую мощность регулируют в соответствии с температурой металла.

Раскисление металлов — процесс удаления из расплавленных металлов (главным образом стали и других сплавов на основе железа) растворённого в них кислорода, который является вредной примесью, ухудшающей механические свойства металла.

Требования к раскислителям:

- быстрое растворение в металле;
- высокая термодинамическая прочность оксидов;
- большая скорость всплывания продуктов раскисления и хорошая их ассимиляция шлаком;
- низкая стоимость.

Виды раскислители:

- а) твердые (в виде кусков ферросплавов размером до 200 мм);
- б) жидкие (после предварительного расплавления в специальной печи);
- в) порошкообразные (при вдувании порошка в металл струей инертного газа);
- г) в виде специальной проволоки, подаваемой в глубь металла с определенной скоростью;

д) в виде «пуль», которые при помощи специального устройства «выстреливают» в глубь металла;

е) в виде заранее подготовленных композиционных блоков и др.

Существуют четыре основных способа раскисления стали:

- диффузионное раскисление;
- глубинное раскисление;
- обработка синтетическими шлаками;
- обработка вакуумом.

Схема протекания реакций при осаждающем и диффузионном раскислении стали представлена на рисунке 2.2

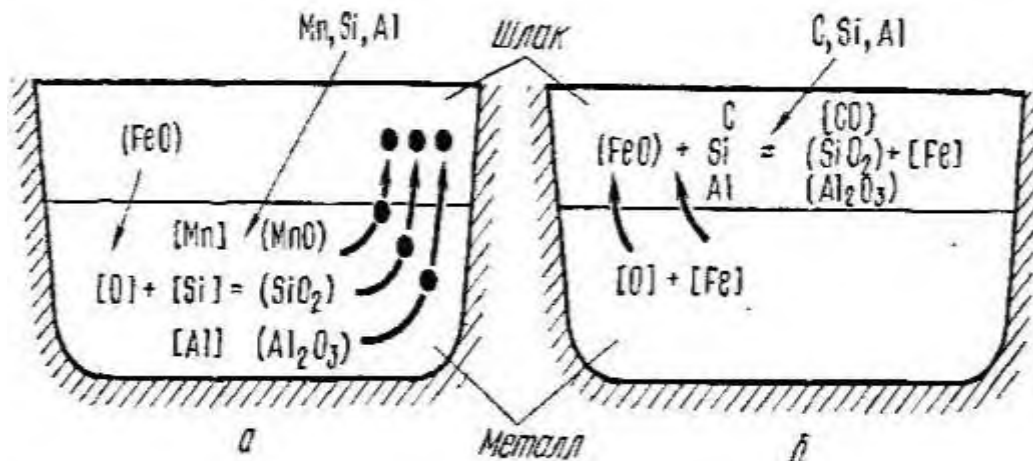
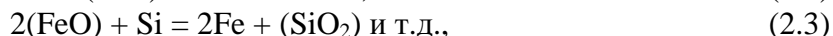


Рисунок 2.2 - Схема реакций при осаждающем (а) и диффузионном (б) раскислении стали

Длительное время при выплавке легированных сталей применяли технологию, основанную на диффузионном раскислении металла через шлак, когда раскисляющие вещества в виде порошков присаживали на шлак. Углерод, кремний, кальций и алюминий в шлаке восстанавливают оксиды железа, марганца и хрома и в объеме печи образуется восстановительная атмосфера.

Суть диффузионного раскисления, протекающего в течение всего периода, заключается в том, что раскисляющие вещества применяют в порошкообразном виде, плотность их невелика, и они очень медленно опускаются через слой шлака. В шлаке протекают следующие реакции раскисления:



в результате содержание FeO в шлаке уменьшается.

Диффузионное раскисление проводят с использованием следующих видов шлака:

- белый шлак, получаемый в результате раскисления высокоосновного шлака вначале углеродом, а потом кремнием;
- белый шлак, получаемый в результате раскисления высокоосновного шлака только кремнием;
- карбидный шлак, получаемый за счет раскисления высокоосновного шлака только углеродными материалами с образованием в шлаке карбида кальция  $\text{CaC}_2$  ( $> 2\% \text{CaC}_2$ );
- магнезиально – кремнеземистые и магнезиально – глиноземистые шлаки.

Состав белого шлака, %:  $\text{CaO} = 45 - 58$ ;  $\text{MgO} = 8 - 20$ ;  $\text{Al}_2\text{O}_3 = 3 - 6\%$ ;  $\text{SiO}_2 = 15 - 25$ ;  $\text{CaF}_2 = 5 - 15$ ;  $\text{CaC}_2 < 1$ ;  $\text{FeO} = 0,5 - 1,0$ ;  $\text{MnO} = 0,7$ ;  $\text{S} = 0,3 - 0,6$ .

Состав карбидного шлака:  $\text{CaO} = 50 - 60$ ;  $\text{MgO} = 8 - 20$ ;  $\text{Al}_2\text{O}_3 = 3 - 6$ ;  $\text{SiO}_2 = 15 - 20$ ;  $\text{CaF}_2 = 5 - 15$ ;  $\text{CaC}_2 = 2 - 4$ ;  $\text{FeO} = 0,6$ ;  $\text{MnO} = 0,4$ ;  $\text{S} = 0,5 - 0,7$ .

После удаления окислительного шлака в печь присаживают ферромарганец в количестве, необходимом для обеспечения содержания марганца в металле на его нижнем пределе для вы-

плавяемой стали, а также ферросилиций из расчета введения в металл 0,10-0,15% кремния и алюминий в количестве 0,03-0,1%.

Далее наводят шлак, вводя в печь известь, плавиковый шпат и шамотный бой. Через 10-15 мин. шлаковая смесь расплавляется, и после образования жидкоподвижного шлака приступают к диффузионному раскислению. В течение 15-20 мин. раскисление ведут смесью, состоящей из извести, плавикового шпата и кокса в соотношении 8:2:1, иногда присаживают один кокс. Далее начинают раскисление молотым 45 или 75%-ным ферросилицием, который вводят в состав раскислительной смеси, содержащей известь, плавиковый шпат, кокс и ферросилиций в соотношении 4:1:1:1, содержание в этой смеси уменьшают.

Во время восстановительного периода успешно идет десульфурация. Коэффициент распределения серы между шлаком и металлом ( $S$ )/[ $S$ ] в восстановительный период электроплавки составляет 20-50 и может достигать до 60 в электропечи с основной футеровкой можно удалить серу до тысячных долей процента.

Диффузионный обмен между шлаком и металлом протекает с малой скоростью, поэтому раскисление металла через шлак требует значительного времени, что является серьезным недостатком этого способа раскисления. Технология диффузионного раскисления предусматривает протекание реакций между раскислителями и оксидами железа либо в слое шлака, либо на границе раздела металл-шлак, при котором Металл не будет загрязняться продуктами раскисления. Это преимущество диффузионного раскисления может быть реализовано при условии, что скорость перехода кислорода из металла в шлак будет превосходить скорость встречной диффузии раскислителей. Одним из раскислителей является углерод. В начале восстановительного периода содержание кислорода определяется содержанием углерода. Таким образом, роль диффузионного раскисления сводится к понижению концентрации кислорода до равновесия с углеродом, а понижение его содержания при раскислении порошками ферросилиция и алюминия через шлак происходит в глубине металла, т.е. в результате глубинного раскисления и, следовательно, продукты раскисления также образуются в металле. Роль диффузионного раскисления уменьшается с увеличением вместимости печи, так как вместе с этим уменьшается удельная поверхность контакта металла со шлаком, что замедляет диффузионный обмен между ними и поэтому для интенсификации раскисления целесообразно, особенно в крупных печах, раскислители вводить непосредственно в жидкий металл. Этим способом можно за несколько минут удалить из металла кислорода больше, чем за 1,5-2,0 ч диффузионного раскисления.

Достоинства диффузионного раскисления стали:

- снижение содержания кислорода в стали без образования в металле неметаллической фазы – получение чистого металла;

- препятствие поступлению кислорода из атмосферы печи.

Недостатки диффузионного раскисления стали:

- значительные затраты времени (удаление кислорода происходит в отсутствие естественного перемешивания металлической ванны);

- необходимость использования электромагнитного перемешивания металла для ускорения процесса;

- сравнительно невысокая эффективность снижения содержания кислорода в металле;

- науглероживание металла - выдержка под белым шлаком сопровождается увеличением количества углерода в металле на 0,02 - 0,04%, под слабокарбидным - на 0,03 - 0,06%, под карбидным - до 0,1 %;

- переход в состав металла других элементов, использовавшихся для раскисления шлака.

Одной из главных задач восстановительного периода является доводка металлического расплава до заданного химического состава. Поэтому в начале периода сразу после образования шлакового покрова отбирают пробы металла на определение содержания углерода, марганца, хрома и никеля. При диффузионно-осадочном раскислении марганец вводят до получения нижнего предела заданного содержания, имея в виду, что некоторое количество марганца может восстанавливаться из оставшегося в небольшом количестве шлака окислительного периода. При выплавке высокохромистой стали феррохром перед присадкой необходимо подогреть в нагревательной печи

до красного цвета. Это увеличит производительность печи, уменьшит расход электроэнергии и будет способствовать повышению стойкости футеровки. Для корректировки содержания хрома после некоторой выдержки отбирают две пробы металла, Отбор двух параллельных проб позволяет проверить правильность взвешивания шихты и уточнить количество необходимых присадок. Корректировку по хрому следует проводить с учетом содержания углерода, которое проверятся в каждой пробе.

**Осаждающее раскисление** – это снижение содержания растворенного кислорода в жидком металле за счет ввода элементов, обладающих сродством к кислороду выше, чем у железа: Mn, Si, Al. При этом образуется новая фаза – неметаллические включения типа  $Me_xO_y$ .

По увеличению раскислительной способности элементы можно расположить в следующей последовательности: Ni, Fe, Cr, V, Mn, C (при  $P_{CO}=1$  атм.), Si, Ti, Zr, Al, РЗМ, Mg, Ca, Ba.

В этом ряду каждый последующий элемент является раскислителем по отношению к предыдущему. Место углерода в ряду раскислителей определяется давлением  $P_{CO}$ .

При низких значениях  $P_{CO}$  углерод может быть более сильным раскислителем, чем, например, алюминий.

**Раскисление марганцем.** Марганец — достаточно слабый раскислитель и не всегда обеспечивает требуемую степень раскисления.

**Раскисление кремнием.** При введении в жидкий металл кремния образуются или жидкие силикаты железа, или кремнезем. Диаграмма состояния FeO-SiO<sub>2</sub> разделена на две диаграммы дополнительной вертикальной осью, соответствующей образованию фаялита (FeO)<sub>2</sub> • SiO<sub>2</sub>. При малых значениях SiO<sub>2</sub> образуются легкоплавкие включения, состоящие из вюстита и фаялита

**Раскисление алюминием.** Алюминий — более сильный раскислитель, чем кремний. При введении алюминия в металле остается ничтожно малое количество растворенного кислорода. Алюминий, введенный в избытке, может взаимодействовать не только с растворенным в металле кислородом, но и с оксидами более слабых раскислителей (MnO, SiO<sub>2</sub>).

В настоящее время более 95 % всех ферросплавов вводится в жидкую сталь в кусковом виде (простота и дешевизна ввода).

Обычно ферросплавы подаются в ковш или на желоб во время выпуска металла из сталеплавильных агрегатов.

Энергия струи стали используется для принудительного погружения куска ферросплава и интенсивного перемешивания. При таком способе ввода наблюдается наибольший угар элементов при низкой стабильности их усвоения.

Для снижения угара элементов применяют:

- изменяют места ввода ферросплавов (в струю металла, вытекающую из плавильного агрегата или из ковша; на дно ковша; в ковш, помещенный в вакуумную камеру).
- подбирают оптимальный гранулометрический состав.

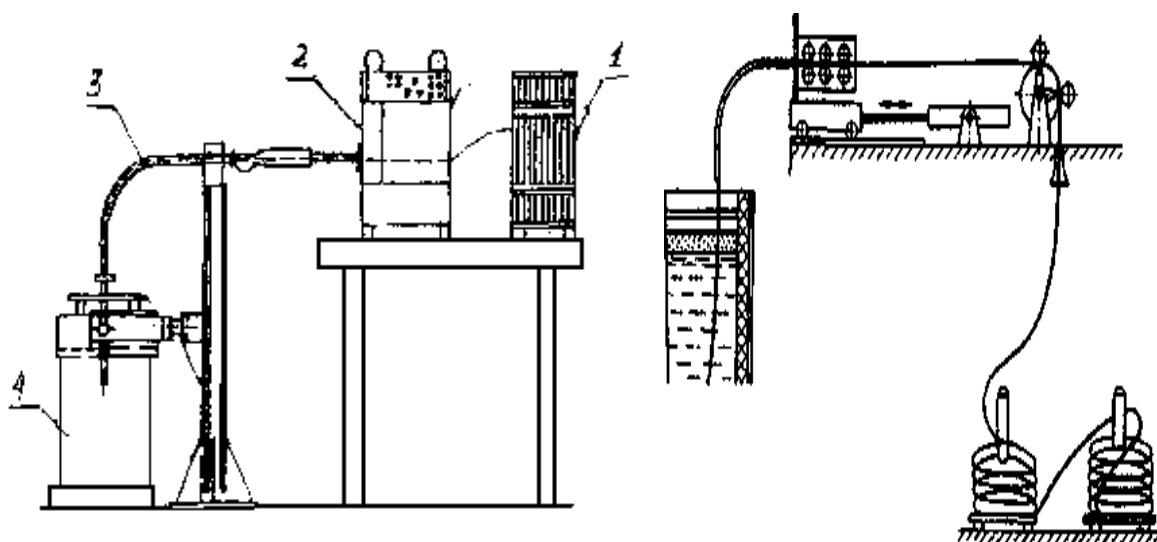
Схема глубинного раскисления порошковой проволокой трайб-аппаратом представлена на рисунке 2.3.

Способ введения в жидкую сталь смесей и сплавов в виде порошка, спрессованного в стальную трубчатую оболочку (порошковая проволока - ПП) получил широкое распространение с середины 80-х годов XX столетия.

Такую проволоку "cored wire", вводят в металл при помощи специальных аппаратов (трайб-аппаратов).

Трайб-аппараты по способу ввода могут быть вертикальными, горизонтальными и наклонными.

По конструкции можно выделить два типа трайб-аппаратов: одноручьевые и многоручьевые (два ручья и более). Сейчас всё больше создаются многоручьевые установки с автоматизированной системой управления и контроля. С целью увеличения надежности двухручьевые трайб-аппараты разрабатываются с полностью независимой системой приводов и электроснабжения.



1 - бунт проволоки; 2 – трайб-аппарат для подачи проволоки в расплав;

3 - направляющая труба; 4 - ковш с жидкой сталью

Рисунок 2.3 - Глубинное раскисление порошковой проволокой

**Стальная оболочка проволоки** выполняет следующие функции:

- защищает порошкообразные реагенты от взаимодействия с атмосферой и влагой во время хранения и транспортировки;
- предохраняет от окисления при прохождении через слой шлака на поверхности металла;
- обеспечивает соответствующую жесткость, необходимую для прохождения металлического и шлакового слоев;
- задерживает быстрый непосредственный контакт реагентов с жидкой сталью, что позволяет путем изменения скорости введения проволоки и толщины ее оболочки регулировать глубину погружения легирующих добавок.

Наиболее широко проволоку используют для ввода алюминия при раскислении углеродистой стали, для ввода ферротитана при производстве коррозионноустойчивых сталей (0,3...0,4 % Ti в стали) и для модифицирования неметаллических включений - проволоку с силикокальцием.

Среди отечественных производителей ПП следует отметить следующие предприятия:

ОАО "Ключевский завод ферросплавов" (п. Двуреченск Свердловской области) и ЗАО "Ферросплав" (г. Челябинск) выпускают проволоку круглого сечения диаметром 14 мм для легирования и микролегирования, модифицирования, раскисления, десульфурации и азотирования жидкой стали и чугуна.

ОАО "Чепецкий механический завод" (г. Глазов, Республика Удмуртия) выпускает проволоку круглого сечения диаметром от 11 до 16 мм.

Японская фирма "Хитати дэнсэн" разработала свой вариант ПП круглого сечения - Ferrokal, сердцевина которой состоит из кальция с алюминием и является монолитной с оболочкой толщиной 0,2 мм. Этим она отличается от других видов порошковой проволоки.

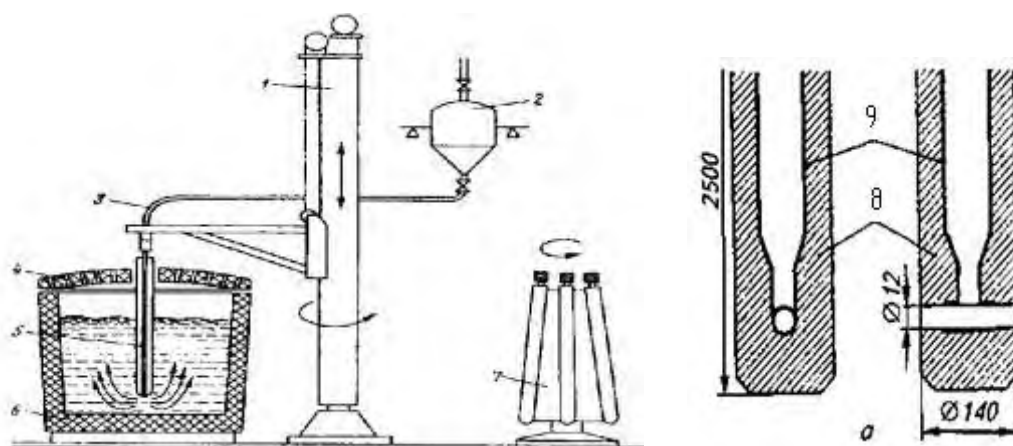
Добавление алюминия к металлическому кальцию дает следующие преимущества:

- при увеличении содержания алюминия в сплавах системы Ca-Al снижается парциальное давление паров кальция, что способствует уменьшению интенсивности кипения стали во время обработки;
- увеличение содержания алюминия в жидкой стали ускоряет растворение кальция и увеличивает усвоение этого элемента.

Широкие исследования и опробование вдувания порошкообразных материалов в жидкую стальную ванну в струе газа-носителя началось на рубеже 60-х годов XX столетия и показало высокую эффективность этого метода для указанных выше целей. Глубинное раскисление продувкой порошкообразными ферросплавами (рисунок 2.4).

Успешное применение инъекционных технологий во многом зависит от применяемого инъекционного оборудования, обеспечивающего процесс.

В настоящее время для инъекционных технологий используются два типа камерных нагнетателей: аэрационный и пневмомеханический.



- 1 - подъемно-опускающееся устройство; 2 - раздаточный бункер; 3 - труба для продувки;  
 4 - крышка с огнеупорной футеровкой; 5 - фурма; 6 - ковш; 7 - накопитель;  
 8 - высокоглиноземистый огнеупор; 9 - стальная труба

Рисунок 2.4 - Глубинное раскисление продувкой порошкообразными ферросплавами

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

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

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

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

## 2.7 Выплавка стали в кислых дуговых печах

Дуговые печи с кислой футеровкой подины, стен и свода применяют чаще всего при производстве отливок из ковкого чугуна и выплавке стали с повышенным содержанием серы и фосфора для фасонного литья. Возможность быстрого нагрева металла в кислой печи используют для получения мелких и тонкостенных отливок.

Из-за повышенного электрического сопротивления кислых шлаков дуги в кислых печах короче, что обеспечивает более быстрый нагрев металла до заданной температуры при меньшем (на 10-15%) расходе электроэнергии. Материалы для футеровки кислых печей менее дефицитны, в 2 раза дешевле, чем основные огнеупоры, и обеспечивают достаточно высокую стойкость подины, стен и свода при периодической выплавке стали. Существенным недостатком кислых печей является невозможность осуществления в них процессов дефосфорации и десульфурации металла и потребность в чистых шихтовых материалах по сере и фосфору.

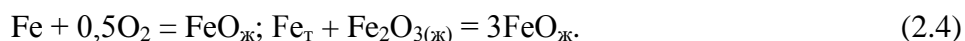
Металл, выплавленный кремневосстановительным или активным процессами, обладает пониженными пластическими свойствами, что, очевидно, обусловливается присутствием в металле хрупких кремниевых включений, выделяющихся по границам зерен. Из-за активного взаимодействия металла с футеровкой в кислых печах весьма затруднительна выплавка сталей и сплавов с повышенным содержанием марганца, алюминия, титана и других элементов.

Использование внепечных процессов рафинирования металла от серы, фосфора, газов и неметаллических включений, а также легирование расплава в ковшах открывают новые перспективы для применения кислых дуговых печей при получении жидкого полупродукта минимальным расходом электроэнергии.

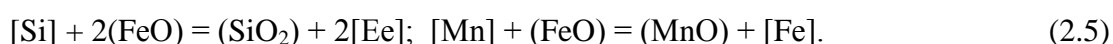
Продолжительность плавки в кислых дуговых печах определяется, в основном, периодами загрузки шихты и ее расплавления. Выдержка жидкого металла в печах с кислой футеровкой значительно короче, чем в печах с основной. Сокращение длительности плавления шихты достигается за счет повышения удельной мощности трансформатора, применения подогрева металлической шихты, сокращения времени на завалку при строгом соблюдении шихтовки по габаритности. Загрузка негабаритной шихты приводит к зависанию отдельных кусков и образованию мостов, что, в свою очередь, затягивает плавку. При загрузке в печь легковесного лома электроды быстро доходят до подины; это приводит к перегреву под дугами небольшого количества металла и разрушению футеровки в этих зонах, о чем свидетельствует образование вместо красно-бурого светлого дыма за счет густых белых хлопьев оксидов кремния (печь «снежит»). При появлении хлопьев в печь загружают дополнительное количество шихты.

Количество используемых в шихте собственных отходов не превышает 50%. Остальную часть шихты составляют из отходов углеродистых сталей с низким содержанием серы и фосфора. Плавление шихты ведут на повышенной мощности трансформатора. Шлак образуется из задаваемого в печь шамотного боя или оборотного шлака (1-2% от массы шихты), кремнистых материалов футеровки и оксидов шихты.

Во время расплавления шихты в кислой печи происходит окисление марганца, кремния, фосфора и углерода оксидами железа, растворенном в металле. Как и при основном процессе выплавки стали, железо окисляется при достаточной температуре до FeO под воздействием кислорода воздуха или оксидов железа по реакциям:



Образовавшийся монооксид FeO взаимодействует с кремнием и марганцем по реакциям:



Оксиды марганца с кремнеземом образуют прочные соединения – силикаты марганца. Оксиды фосфора (фосфорный андигрид  $\text{P}_2\text{O}_5$ ) образуют с FeO неустойчивое соединение –  $(\text{FeO})_3 \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ , которое при избытке кремнезема и отсутствии свободного CaO в шлаке легко восстанавливается до  $\text{Fe}_3\text{P}$ , поэтому фосфор при кислом процессе не может быть удален из металла.

Монооксид железа легко вступает во взаимодействие с кремнеземом шлака и футеровки, образуя силикат –  $3\text{FeOSiO}_2$ , и в силу этого недостаточно активно реагирует с углеродом металла. Из-за недостатка свободного FeO в шлаке уменьшается примерно в два раза скорость окисления углерода (0,003-0,004%/мин). Отсутствие свободной извести в кислом шлаке делает невозможным удаление серы из металла.

для лучшего обезуглероживания и кипения ванны в шлак добавляют известь, которая связывает кремнезем в силикат кальция и тем самым увеличивает содержание в шлаке свободного FeO. В период окисления общее содержание FeO в шлаке кислой печи достигает 25-30%. Интенсивное кипение металла в течение 30-40 мин способствует перемешиванию ванны и удалению из металла силикатных неметаллических включений и газов. Излом шлака окислительного периода имеет темно-коричневый или темный цвет. Кислые шлаки, содержащие 45%  $\text{SiO}_2$ , связывают почти все количество FeO и MnO в силикаты. В шлаке восстановительного периода (восстановление крем-

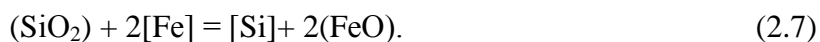


ния) содержание кремнезема выше 45%, для уменьшения восстановления кремния содержание  $\text{SiO}_2$  в шлаке не должно превышать 55%.

Кремний восстанавливается углеродом металла из кремнезема шлака и футеровки печи по реакции:



При повышенных температурах реакция восстановления кремния из кремнезема железом ванны металла сопровождается повышением содержания  $\text{FeO}$  в шлаке и металле:



Для предупреждения высокой восстанавливаемости кремния и получения заданного химического состава стали по кремнию снижают в процессе плавки температуру металла и уменьшают присадкой извести концентрацию свободного кремнезема в шлаке. Для доводки содержания марганца в стали ферромарганец вводят либо в печь перед выпуском плавки, либо в ковш. Недостаток кремния в металле ряда плавков компенсируют присадкой соответствующего количества ферросилиция.

Кремневосстановительный процесс наиболее приемлем при выплавке среднеуглеродистых сталей. Низкоуглеродистые стали (0,25% C) выплавляют активным процессом, в котором предусматривается содержание углерода в ванне по расплавлению на 0,1-0,3% выше заданного его содержания в готовом металле. При 1540-1580 °С на шлак присаживают порции железной руды (агломерата) и поддерживают нормальное кипение ванны. Требуемый состав шлака получают присадками песка, шамотного боя, формовочной земли и извести в соотношении 2:6:1:2.

Общий расход шлакообразующей смеси для освежения шлака составляет 0,5-0,6% массы шихты, а при наведении нового шлака 1,5-2%.

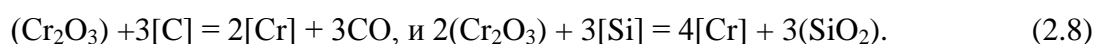
Для ускорения раскисления ванны на шлак присаживают до 0,2% от массы садки молотые ферросилиций и кокс. Конечный кислый шлак активного процесса обычно содержит, %:  $\text{SiO}_2 = 40-50$ ,  $\text{FeO} = 10-13$ ,  $\text{MnO} = 14-18$ ,  $\text{CaO} = 3-6$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3 = 1,0-1,5$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 3-4$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3 = 5-7$ ,  $\text{MgO} = 0,5-1,1$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5 = 0,01\%$ . Содержание углерода в металле корректируют ферросплавами, чугуном и карбюризаторами в ковше при выпуске плавки.

Наряду с диффузионным раскислением стали, при кислом процессе применяют осадочное (глубинное) раскисление комплексными раскислителями – силикомарганцем, силикокальцием (2-3 кг/т), силикобарием. Конечное раскисление стали ведут алюминием (до 1 кг/т). Продолжительность плавки углеродистой стали в 10-т дуговой кислой печи составляет  $\approx 3$  ч. Время каждой операции составляет, мин: очистка, заправка 15; загрузка шихты 10; плавление 30; окисление 30; доводка и выпуск 30.

Особенности выплавки стали в кислых печах.

В кислых дуговых печах выплавляют углеродистые, конструкционные легированные и высоколегированные стали.

Шихту для хромоникелевой конструкционной стали составляют из легированных отходов (до 80%) и шихтовой заготовки с низким содержанием серы и фосфора. В завалку для образования шлака вводят кварцевый песок или шамотный бой. После расплавления шихты и подогрева ванны до температуры 1540-1580 °С металл начинает кипеть, вследствие взаимодействия углерода с кремнеземом и другими оксидами. Для лучшего закипания ванны в печь присаживают железную руду или агломерат (до 8 кг/т). Кипение заканчивают с получением в стали требуемого содержания углерода. В процессе кипения изменяется химический состав шлака. Содержание  $\text{SiO}_2$  возрастает с 40 до 55%, а содержание  $\text{FeO}$  и  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  снижается соответственно с 20-25 до 10-15% и с 12-17 до 5-8%. содержание  $\text{MnO}$  изменяется незначительно. При горячем ходе процесса хром восстанавливается углеродом и кремнием по реакциям:



После скачивания шлака в ванну вводят ферромарганец (5-6 кг/т) и шлаковую смесь извести и песка (1:5). Через 7-10 мин на жидкоподвижный шлак задают смесь песка, извести и порошков кокса и ферросилиция. Через 10-15 мин шлак содержит, %: 55-65 SiO<sub>2</sub>, 20-25 CaO, 4 FeO, 6-9 MnO, 3-5 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и 1,5 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Под таким шлаком металл сливают в ковш. Перед выпуском ванну раскисляют кусковым алюминием (до 0,3 кг/т).

Для ускорения плавления шихты и интенсификации окисления углерода в кислых дуговых печах используют кислород. При этом кислород вводят в печь в период расплавления, через 30 мин после включения печи. Расход кислорода в пределах 12-15 м<sup>3</sup>/т обеспечивает сокращение периода плавления на 10-15% и снижение удельного расхода электроэнергии на 18-25%.

Использование кислорода в окислительный период повышает скорость окисления углерода до 0,005-0,008%/мин. Наиболее эффективно применяют кислород при выплавке в дуговой печи с кислой футеровкой коррозионностойкой стали типа 0X18H10. Для этой стали шихта состоит из 85% легированных хромом и никелем отходов и 15% чистого по сере и фосфору углеродистого скрапа и никеля. Для образования шлака используются песок, шамотный бой и отработанная земля. Шихтовку плавки составляют таким образом, чтобы получить по расплавлению садки содержание в металле, %: С - 0,2, Ni 11 и Cr 12-15.

После подогрева ванны до температуры 1650-1700 °С отключают ток и ванну продувают кислородом (давление 0,8-1,0 МПа) через сводовую фурму. В процессе продувки бурый цвет дыма светлеет и переходит в белый. Продувку ванны кислородом прекращают при содержании углерода в металле 0,04%. При этом температура расплава повышается до 1800 °С и более. Ванну охлаждают присадкой отходов той же марки стали и низкоуглеродистого феррохрома.

Для восстановления хрома из оксидов на шлак задают (до 5 кг/т) порошка алюминия. Извлечение хрома составляет 85-88%. Продолжительность выдержки металла в печи после присадки феррохрома не превышает 15-25 мин. После корректировки химического состава стали по марганцу и никелю ее сливают из печи в ковш.

Металл, выплавленный с применением кислорода, имеет более высокую температуру и обладает лучшими литейными свойствами. Расход электроэнергии на плавках с применением кислорода сокращается на 20%, расход электродов – примерно на 10%. В отличие от выплавки коррозионностойкой стали в основных дуговых печах, кислый процесс с применением кислорода позволяет сократить длительность периодов кипения и доводки ванны до минимума.

Горячий ход плавки, меньшая ее продолжительность и кислый кремнеземистый шлак обеспечивают меньшее содержание азота в хромоникелевой стали, что, в свою очередь, повышает долговечность металла в сильных кислотах и других агрессивных средах.

В качестве шихты для кислых печей целесообразно использовать металлизированные окатыши, имеющие достаточно стабильное низкое содержание серы и фосфора.

### **Контрольные вопросы**

- 1 Перечислите основной состав шихтовых материалов.
- 2 Назовите основные периоды плавки в дуговой сталеплавильной печи.
- 3 Расскажите основное назначение окислительного периода при выплавке стали в ДСП.
- 4 Расскажите основное назначение восстановительного периода при выплавке стали в ДСП.
- 5 Дайте характеристику раскислителям и способам их ввода в печь.

### 3 Основные направления интенсификации выплавки стали в ДСП

Возможность ввода большого количества тепловой энергии в сочетании с простотой регулирования подводимой мощности является большим и неоспоримым преимуществом дуговой сталеплавильной печи по сравнению с другими агрегатами для производства стали.

На каждом этапе истории развития техники и технологии дуговой электроплавки целесообразность концептуальных решений была продиктована, прежде всего, сложившейся экономической ситуацией.

В последние десятилетия развитие черной металлургии происходит в условиях энергетического кризиса и сопровождается снижением темпов роста, заметными колебаниями потребности мирового рынка металлопродукции и ужесточением требований к качеству в условиях снижения себестоимости. Поэтому на передний план встают проблемы совершенствования тех элементов техники и технологии электроплавки, которые в наибольшей степени определяют эффективность работы производственного комплекса в целом.

Для современной дуговой электропечи, характерны следующие отличительные особенности [6-14]:

- плавильный агрегат, работая в дискретном режиме с максимально возможной производительностью, должен обеспечивать заданный квазинепрерывный процесс разлива стали на УНРС, часовая производительность печи становится основной ее характеристикой и для печей емкостью 100-200 т достигает 180 т/ч, при удельной мощности печного трансформатора 1 МВ А/т и более;

- применение широкого спектра технических и технологических приемов ведения плавки для получения расплава стабильного химического состава и температуры, позволяющих обеспечить высокую ценовую конкурентоспособность готовой продукции и быструю адаптацию к изменяющимся условиям;

- конструктивное оформление агрегата и технология электроплавки должны обеспечивать экологическую безопасность в условиях непрерывного ужесточения требований к защите окружающей среды.

Наблюдающаяся в последние годы жесточайшая конкуренция на рынке металлургической техники и технологии породила разнообразие коммерческих названий процессов и плавильных агрегатов. Все они отражают стремление дальнейшего повышения ценовой конкурентоспособности металлопродукции. На современном этапе развития электропечестроения можно выделить следующие основные направления совершенствования конструкции дуговых печей:

- адаптация конструкции агрегата к сложившимся условиям работы;
- разделение рабочего пространства печи на зоны;
- предварительный нагрев шихты в системе газозода;
- создание многокорпусных печей.

Варианты конструктивного исполнения электропечей представлены на рисунке 3.1.

Адаптация конструкции агрегата к сложившимся устойчивым условиям работы, которые, как правило, отличаются от типовых, выражается в изменении пропорций и параметров рабочего пространства печи.

Адаптация конструкции печи при использовании легковесного лома сводится к существенному увеличению объема рабочего пространства путем увеличения высоты стен. Так, конструкция 110-т электродуговой печи постоянного тока (ДППТ) компании «SMS Demag» на заводе Seilzgitte Stahl AG (Германия) адаптирована к применению легковесного скрапа с целью устранения потерь тепла, которые были вызваны большим количеством подвалок шихты, путем увеличения отношения высоты стен к диаметру кожуха до 1,97. Показатели работы этой печи во многом обусловлены возможностью загрузки шихты без подвалок и характеризуются низким уровнем потребления электроэнергии (менее 350 кВт ч/т), а также высокой производительностью – 1,1 млн. т в год при 36 планках ежедневно (максимальный показатель – 41 плавка). Аналогичную конструкцию и показатели имеет ДСП Danarc Plus компании Danieli.

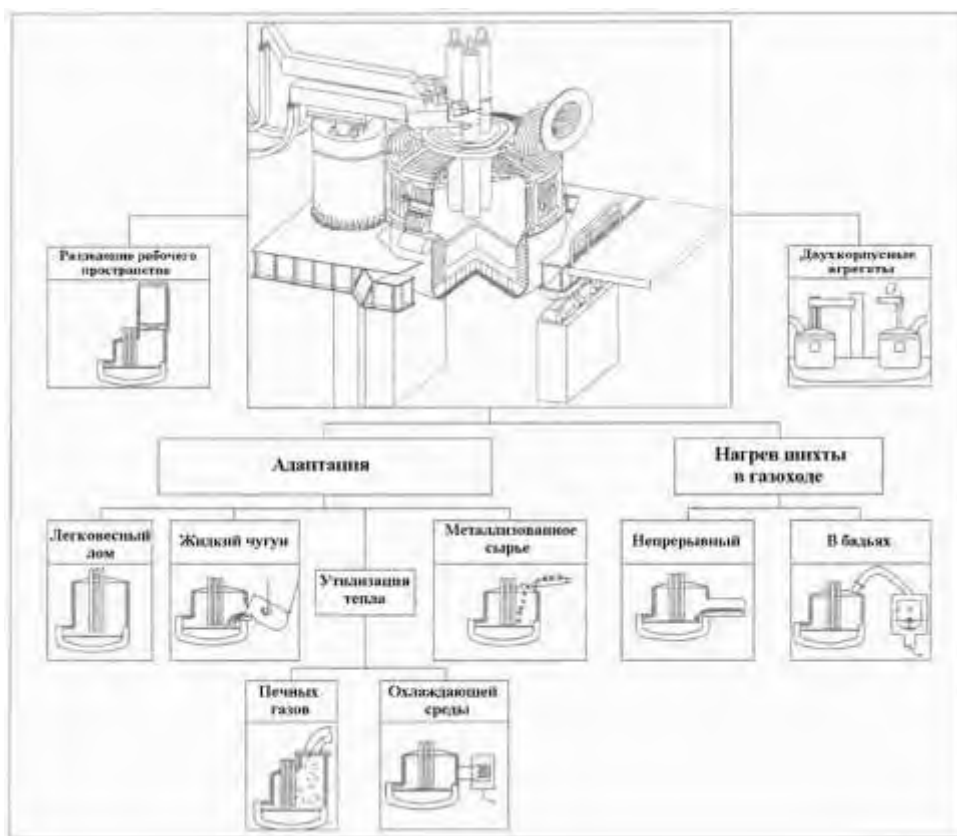


Рисунок 3.1 – Варианты конструктивного исполнения электропечей

Основными способами интенсификации плавки в современной дуговой печи являются [1-10]:

- использование жидкого чугуна в шихте для быстроты расплавления стального лома за счет тепла, выделяемого чугуном и дополнительного прихода тепла от экзотермических реакций окисления примесей металла [1];
- использование физического тепла отходящих печных газов для подогрева лома [2 - 5];
- применение топливо-кислородных горелок (ТГК) для лучшего подогрева скрапа/лома в печи и ускорения его расплавления;
- работа на «болоте» и использование вспененного шлака применяют для ускоренного расплавления шихты и дополнительного нагрева металла [2, 6];
- непрерывная загрузка шихты или металлизированных продуктов с первоначальным их подогревом [6-7];
- окисление углерода газообразным кислородом, который вводится в печь для получения необходимого дополнительного тепла от окисления компонентов шихты;
- окисление части железа шихты газообразным кислородом для увеличения тепла от экзотермических реакций окисления компонентов шихты и ускорения формирования окислительного основного шлака;
- использование специальных фурм для дожигания монооксида углерода (CO) до диоксида углерода (CO<sub>2</sub>) в рабочем пространстве печи для увеличения прихода тепла от окисления углерода (C);
- использование измельченного лома;
- применение двухкорпусной конструкции для снижения времени работы печи в бестоковом режиме [8];
- применение высококачественных графитированных электродов, которые позволяют работать при повышенной плотности тока, а также обладающие высокой механической прочностью [9];
- применение полых графитированных электродов;

- модернизация способа выпуска жидкой стали из печи по системе FAST (система бесшлакового выпуска стали) фирмы «Fuchs Systemtechnik» [10]. Благодаря подобранному размеру прямоугольного выходного сечения при выпуске системы Fast эффекты завихрения струи металла предотвращаются. Это позволяет значительно снизить степень уноса шлака с металлом во время выпуска из ДСП.

Можно оценить предложенные выше способы для сокращения удельных энергозатрат, расположив их по максимальным значениям от удельного расхода: применение трубчатых электродов - 5 %, дожигание СО в рабочем пространстве печи - 6 %, работа под вспененным шлаком - 9 %, повышение удельной мощности с поддержанием длинных дуг - 10 %, вдувание кислорода - 10%, использование жидкого чугуна - 10 %, применение топливно-кислородных горелок (ТКГ) - 12 %, предварительный подогрев шихты - 22 %.

Показатели эффективности использования источников энергии в сверхмощных дуговых сталеплавильных печах приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 - Показатели снижения расхода электроэнергии

Источник снижения расхода электроэнергии	Экономия электроэнергии, кВт·ч/т
Предварительный подогрев лома:	
- вне печи	40
- в шахтных печах	200
Применение трубчатых электродов	8
Работа на повышенной мощности благодаря длинным дугам	15
Использование топливно-кислородных горелок:	
- в печах емкостью до 100 т	30–60
- в печах емкостью свыше 100 т	90–120
Применение вспененных шлаков	30–50
Использование жидкого чугуна	25–30
Использование донного выпуска	15–30
Автоматизация и управление электроплавкой	30–35

Целесообразность данных способов интенсификации плавки стали в ДСП определяется исходя из условий для конкретно взятого предприятия. Необходимо также учесть экономические (вложения капитала, цена шихтовых материалов, электроэнергии, газа и т.д.), эксплуатационные (стойкость футеровки, расход электродов, и т.д.), технологические (выход годного, качество металла, удобство применения) и энергетические параметры применяемого процесса [25 - 30].

### **3.1 Применение предварительного подогрева лома для снижения энергозатрат при выплавке стали в ДСП**

Основным фактором снижения себестоимости в производстве электростали является замена электрической энергии на более дешёвые альтернативные виды – природный газ, жидкое топливо и уголь. Особое значение имеет фактор снижения потребления электроэнергии, стоимость которой в составе общей себестоимости составляет примерно 50 - 60 %. Потребление электрической энергии в прошлом снижалось в основном за счёт применения газо-кислородной техники, а в дальнейшем может быть снижено за счёт использования тепла отходящих газов.

Для этих целей на протяжении последних 40 - 50 лет были созданы различные виды конструкций предварительного подогрева лома. Основными типами из них являются: автономные установки сушки и подогрева лома, использующие энергию природного топлива, установки предварительного подогрева лома с использованием тепла отходящих газов в сосуде вне агрегата печи, подогрев лома в системах подачи шихты, интегрированные установки подогрева лома (шахтные печи) и ряд других типов установок. Они достигли показателей экономии электроэнергии, которые лежат составляют 30 - 80 кВт ч/т [13-14].

Внедрение интегрированных установок дало большой скачок в развитии и интенсификации процесса предварительного подогрева лома. Они решили ряд проблем, связанных с транспортировкой горячего лома, и устранили длинные газоходы, которые часто выходили из строя и были дорогими в обслуживании. Экономия электроэнергии на данных типах установок составляет 70 - 100 кВт·ч/т, время плавки сократилось до 36 мин.

Из теплового баланса в дуговой сталеплавильной печи при выплавке стали, (рисунок 1.1) видно, как расходуется тепловая энергия, образующаяся при производстве, стали, лишь 60 % общего количества электроэнергии затрачивается на выплавку стали. Тогда как вместе с уходящими газами и охлаждающей водой теряется около 30 % тепловой энергии, которую можно использовать повторно.

На некоторых предприятиях, энергию, уносимую охлаждающей водой, используют для получения пара на котлах утилизаторах, а энергию отходящих газов - для предварительного подогрева металлошихты или для подогрева воздуха и газа, используемого в производстве.

Анализ теплового баланса работы дуговых печей показывает, что до 20 % энергии, введенной в печь, теряется с отходящими газами, что соответствует потерям электроэнергии до 200 кВт·ч/т. Потери энергии складываются из физической теплоты газов (50 - 65 кВт·ч/т) и химической теплоты, которая может быть выделена при их дожигании (окисление монооксида углерода и водорода). Поэтому использование дожигания отходящих газов позволяет повысить производительность печи и улучшить энергетический баланс плавки.

Эффективность систем дожигания характеризуется в основном двумя параметрами – степенью дожигания (отношение  $CO_2/(CO+CO_2)$  в отходящих газах) и эффективностью теплопередачи (отношение энергии дожигания, переданной ванне, к теоретической энергии дожигания). Обычно степень дожигания составляет 60%  $O_2$ , а эффективность теплопередачи достигает 60%. Результирующая эффективность составляет 35 - 65 %, Максимально достигнутая экономия электроэнергии при дожигании технологических газов составляет 60 кВт·ч/т.

Дожигание монооксида углерода в печи положительно влияет на электрические характеристики дуг печи. Увеличивается активная мощность печи на 2 - 3 МВт и коэффициент мощности, повышается температура и происходит более равномерное распределение теплоты в нерасплавленном ломе в периферийной зоне. В центре печи образуется более обширная ванна жидкого металла и активный вспененный шлак быстрее формируется, что приводит к более высокому энергоподводу в конце плавления и периода рафинирования и, следовательно, — повышению производительности печи. Из практических данных на производствах, где используется, подогрев стального лома, выведена зависимость снижения расхода электроэнергии и электродов на 1 тонну стали и времени плавки от начальной температуры стального лома загружаемого в электропечь. Предварительный подогрев стального лома улучшает технико-экономические показатели плавки благодаря более устойчивому горению дуг. При этом сокращается продолжительность плавки до 10 мин, расход электроэнергии на 25% и расход электродов до 8%.

Из рисунка 3.1 видно, что оптимальной температурой для стального лома, подаваемого в печь является от 300 до 600°C, так как дальнейшее повышение температуры незначительно влияет на снижение расхода электроэнергии в печи и расход электродов.

В печах конструкции Consteel производится непрерывная загрузки лома в жидкую ванну и нагрев лома на конвейере отходящими из печи газами до 150 – 250°C.

По производительности и расходу электроэнергии непрерывная загрузка лома в печах Consteel менее эффективна по сравнению с современными ДСП. В печах емкостью от 100 до 350 т скорость плавления лома на ДСП в 1,4 раз выше, а расход электроэнергии на 40 кВт·ч/т ниже, чем на печах Consteel. Предлагается прямоточная схема нагрева лома на конвейере Consteel мощными газокислородными горелками до температуры 800°C.

Новая топливо дуговая сталеплавильная печь (ТДСП) емкостью 120 т при равенстве мощности дуг и горелок обеспечивает снижение расхода электроэнергии до 200 кВт·ч/т и продолжительностью плавки до 32 мин.

Благодаря увеличению вместимости печей нового поколения на малых и средних ДСП используется одноразовая загрузка лома, а на больших — двухразовая. Вместе с увеличением быст-

родействия кранов и других механизмов, обучением персонала и улучшением организации работ это позволило сократить на лучших ДСП продолжительность работы бед тока до уровня Consteel.

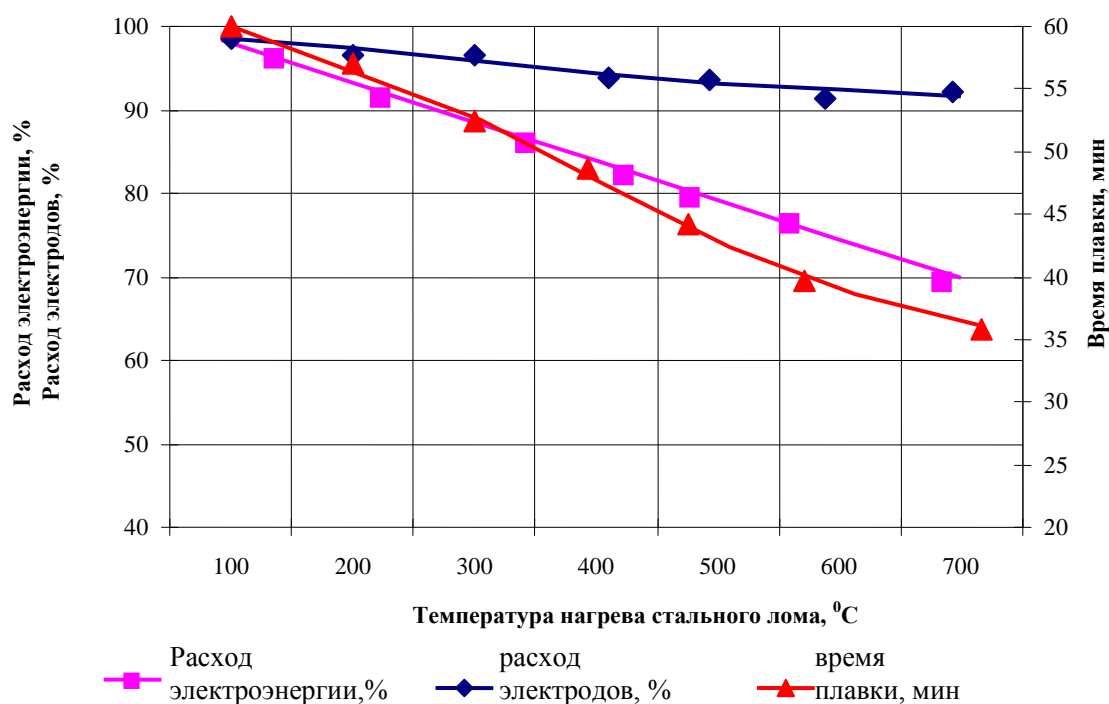
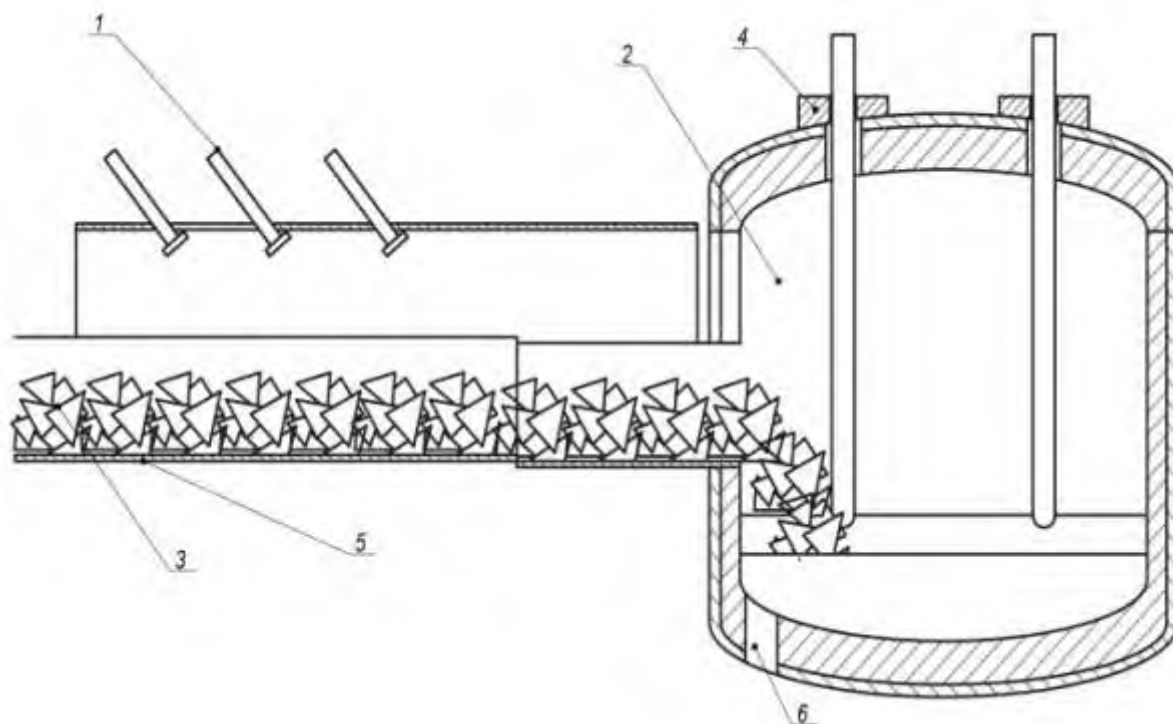


Рисунок 3.2 – Влияние температуры нагрева стального лома на расход электроэнергии, электродов и времени плавки в ДСП

По сравнению с нагревом неподвижной массы лома на подине конвертера или ДСП, нагрев лома на конвейере обеспечивает намного более благоприятные условия близки к оптимальным благодаря следующим особенностям. Толщина слоя лома на конвейере относительно мала. Как только лом на конвейерах максимально допустимой температуры, он выводится из зоны нагрева и загружается в ванны. Такой процесс нагрева позволяет поддерживать мощность горелок постоянно на максимальном уровне соответствующем скорости загрузки лома, не опасаясь за его перегрев. На ряду с непрерывной загрузкой лома в жидкую ванну возможность эффективного высокотемпературного нагрева лома горелками является вторым преимуществом процесса.

Схема совместного использования горелок и тепла отходящих газов предложена компанией «Tenova». Согласно этой схеме, перед существующим туннелем печи Consteel сооружается ещё одна камера. В своде этой камеры устанавливаются горелки. Отвод газов из туннеля и дополнительной камеры осуществляется через общий газоход, расположенный между ними. В этом газоходе отходящие из печи газы после подогрева лома в туннеле смешиваются с продуктами сгорания топлива в горелках.

Отказ от нагрева лома отходящими газами позволяет предложить более рациональный метод использования горелок для высокотемпературного нагрева лома на конвейере Consteel. Горелки располагаются в короткой камере, примыкающей к проему для загрузки лома (рисунок 3.3). Газы, генерируемые горелками, движутся в том же направлении, что и лом (прямочная схема нагрева) и выбрасываются в рабочее пространство печи. Вместе с технологическими газами они удаляются через четвертое отверстие в своде, как и на обычных ДСП. Такая схема исключает необходимость значительных дополнительных затрат энергии на разложение диоксидов и фуранов. При совместном использовании для нагрева лома горелок и отходящих газов такие затраты неизбежны.



1 - электропечь; 2 - горелки; 3 - лом; 4 - экономайзер; 5 – пластинчатый конвейер для загрузки шихты; 6 - эркерный выпуск

Рисунок 3.3 – Топливо дуговая сталеплавильная печь Consteel

Предлагаемая прямоточная схема нагрева лома горелками позволяет создать сталеплавильную печь нового типа. Основные расчетные показатели 120 т прямоточной печи с нагревом лома на конвейере Consteel мощными газокислородными горелками до средне массовой температуры 800 °С следующие: масса выпуска 122 т; расход электроэнергии 200 кВт·ч/т; продолжительность плавки 32 мин; расход природного газа 20 м<sup>3</sup>/т; производительность 230 т/ч; расход кислорода на горелки и для продувки ванны 40 и 30 нм/т соответственно; мощность трансформатора 100 ВІВ а горелок 75 МВт.

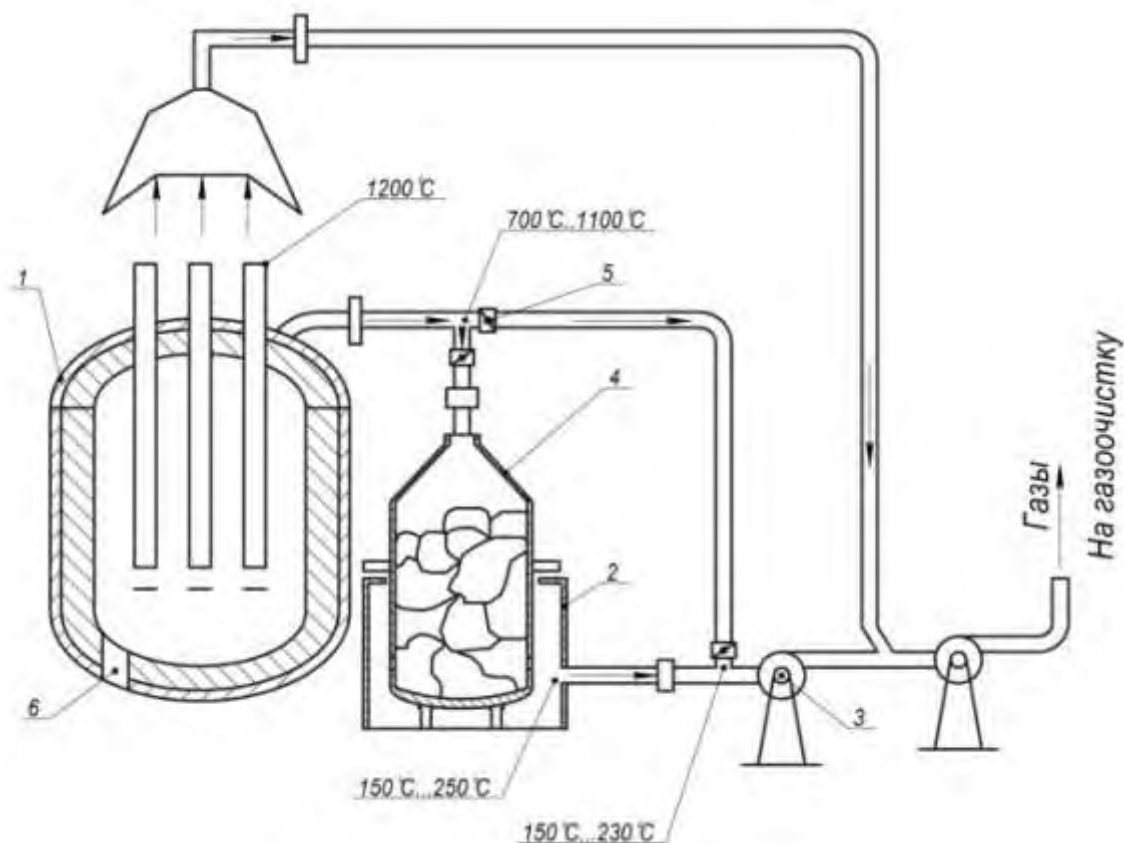
На установках нагрева лома используют две схемы прохождения отходящих газов: по первой схеме дымовые газы после установки нагрева лома отводятся непосредственно на газоочистку (система без рециркуляции газов); по второй схеме газы после установки возвращаются в камеру дожига (система с рециркуляцией газов).

При использовании тепла всего потока отходящих газов система предварительного нагрева лома без рециркуляции имеет более высокую тепловую эффективность по сравнению со схемой с рециркуляцией газов и более низкие энергетические затраты. В этой системе отходящие газы из печи по водоохлаждаемому газоходу подводятся непосредственно к установке нагрева лома. Горячий газ проходит через слой лома и отдает ему часть физического тепла. Охлажденный до 150 – 250 °С газ выходит из загрузочной бадьи по кольцевому зазору между ее стенкой и днищем и направляется с помощью дымососа в газоочистку.

Наряду с указанными преимуществами системы подогрева лома без рециркуляции газов имеют принципиальный недостаток, ограничивающий их применение. Такие системы можно использовать только для нагрева чистого лома, не содержащего масел, пластмасс и других веществ, возгорающихся при нагреве с образованием большого количества горючих газов с неприятным запахом. Такие газы не только отравляют атмосферу цеха, но и, поступая в газоотводящий тракт без дожигания, могут создавать взрывоопасную ситуацию. Наличие в отходящих газах масел и других примесей ухудшает также эффективность работы газоочистных устройств. В связи с тем, что стальной лом в большей части случаев содержит указанные примеси, установки нагрева лома без рециркуляции газов получили значительно меньшее распространение, чем установки с рецир-



куляцией. Схема установки нагрева лома без рециркуляции отходящих газов показана на рисунке 3.4.



1 - электропечь; 2 - установка нагрева лома; 3 – дымосос; 4 - загрузочная бадья; газоотводящий зонд; 5 – шиберная задвижка; 6 - эркерный выпуск  
Рисунок 3.4 - Схема установки нагрева лома без рециркуляции отходящих газов

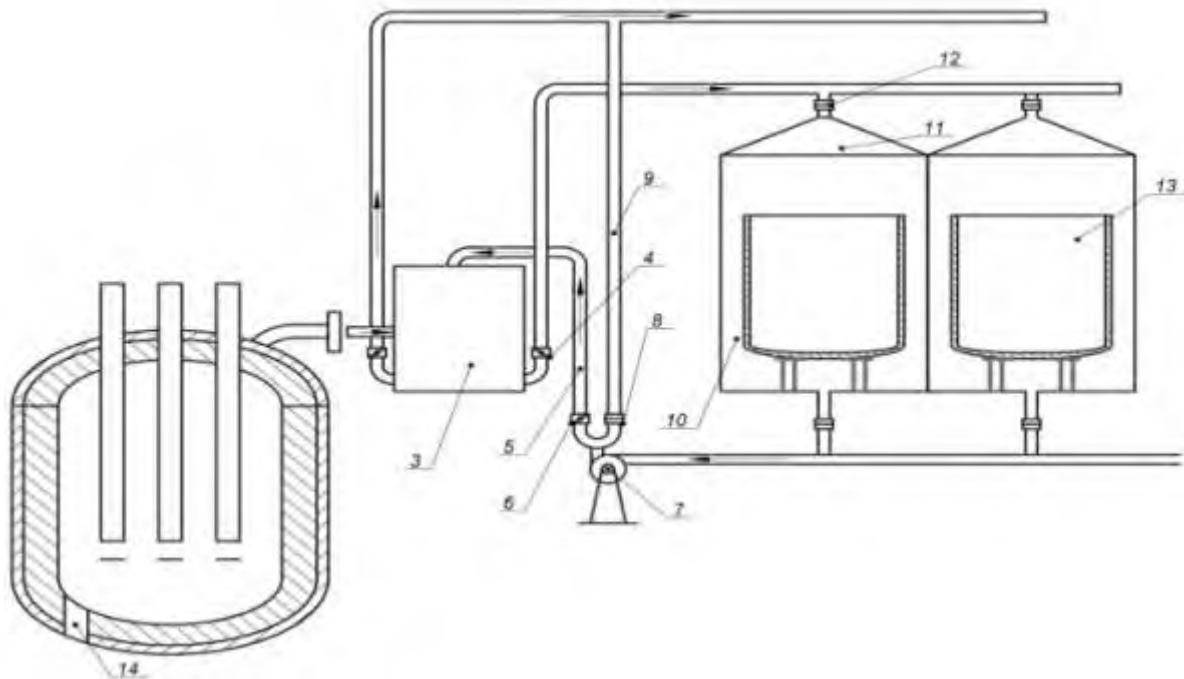
При температурах 300 – 1000 °С при наличии в ломе масел и пластмасс образуются токсичные диоксины и фураны.

### 3.1.1 Двухкамерная установка нагрева лома с рециркуляцией отходящих газов

На установках с рециркуляцией газы с помощью дополнительного рециркуляционного вентилятора (дымоотсоса) после выхода из камеры дожигания снова возвращаются в высокотемпературную зону камеры дожигания (рисунок 3.5). В камере дожигания эти газы смешиваются с высоко нагретыми технологическими газами, отводимыми из рабочего пространства печи, и с воздухом, подсасываемым через зазор между сводовым патрубком и муфтой, что приводит к достаточно полному дожиганию вредных газообразных выделений из металлошхты. Схема двухкамерной установки нагрева лома с рециркуляцией отходящих газов показана на рисунке 3.5.

Обычно на рециркуляцию расходуется 60 - 70 % суммарного количества газов на выходе из камеры дожигания, остальные 30 - 40 % газов подаются, минуя камеры нагрева скрапа, через теплообменник на газоочистку. Расход рециркулирующих газов составляет 50 - 60 тыс. метров кубических в час, а доля тепла, подводимого в камеру нагрева, равна примерно 60 % общего количества тепла дымовых газов на выходе из камеры дожигания.

С увеличением объема рециркулирующего газа повышается доля тепла, используемого для нагрева лома, но при этом необходимо увеличение мощности рециркулирующего дымососа, что ведет к повышению расхода электроэнергии на газоудаление.



- 1 - электропечь; 2, 4, 6, 8 - регулирующие клапаны; 3 - камера дожигания;  
 5, 9, 13, 14 - газоходы; 7 - рециркуляционный дымосос; 10 - камера нагрева лома;  
 11 – корзина с ломом 11 - крышка-зонт; 12 - устройство для подключения газохода;  
 13 – корзины с ломом; 14 - эркерный выпуск

Рисунок 3.5 - Схема двухкамерной установки нагрева лома с рециркуляцией отходящих газов

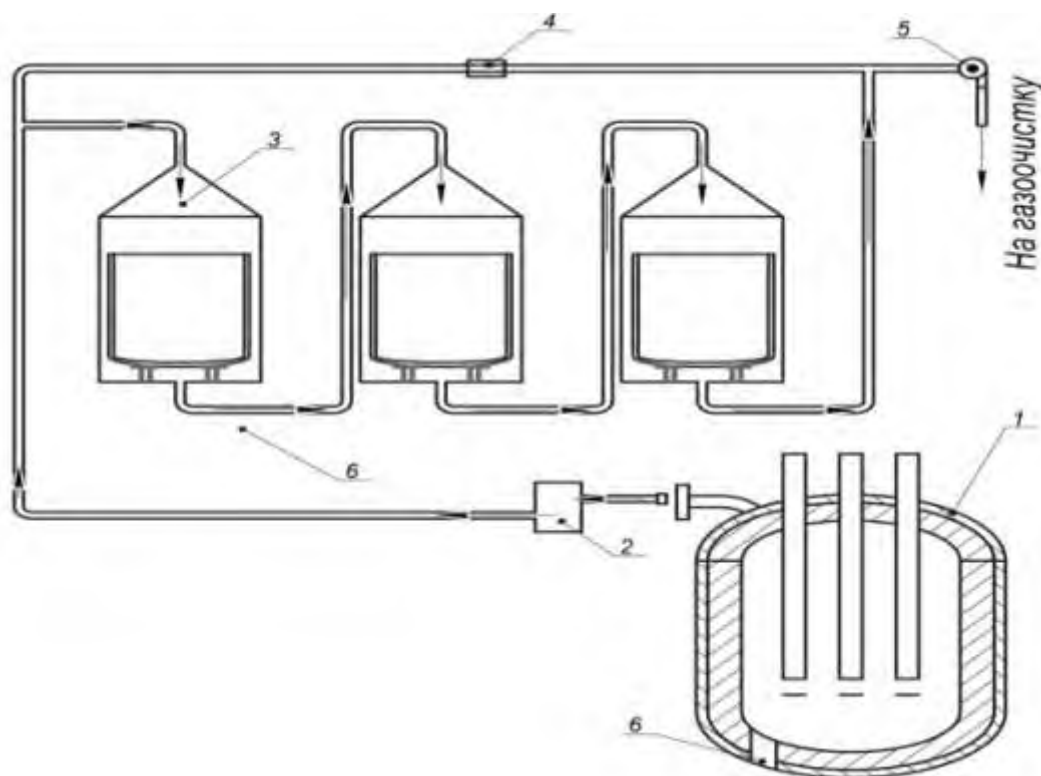
В двухкамерной установке нагрев лома в загрузочной бадье проводится в одной из камер 10, другая камера в это время находится в стадии подготовки. Количество газов, поступающих из камеры дожигания в камеру нагрева лома и непосредственно на газоочистку, минуя установку, регулируется с помощью клапанов 2 и 4. При использовании чистого лома газы из установки нагрева лома могут направляться непосредственно на газоочистку, минуя камеру дожигания при закрытии клапана 6 и открытии клапана 8.

### 3.1.2 Трёхступенчатый подогреватель лома без рециркуляции отходящих газов

Принципиальная схема трёхступенчатого подогревателя дает возможность получить экономию энергии, почти в два раза большую, чем в подогревателе с рециркуляцией. Дымовые газы из камеры дожигания проходят последовательно через три камеры подогрева лома. Температура дымовых газов на выходе из последней снижается примерно до 70 °С. При такой низкой температуре газообразные углеводороды конденсируются на скрапе третьей бадьи, чем и предотвращается их выброс в атмосферу цеха, а также образование взрывоопасных газовых смесей.

Схема трёхступенчатого подогревателя лома без рециркуляции отходящих газов показана на рисунке 3.6.

Применение такого подогревателя лома обеспечивает снижение расхода электроэнергии на 40 - 45 кВт·ч/т, расхода электродов на 0,4 - 0,6 кг/т и длительности плавки на 7 - 8 мин. Кроме того, при такой схеме нагрева лома уменьшился расход электроэнергии на газоудаление на 15 – 20 кВт·ч/т, так как охлаждение дымовых газов на установке нагрева лома обеспечило уменьшение общего количества газов, поступающих на очистку, и в результате сокращения подсосов в тракт холодного воздуха.



1 - электропечь; 2 - камера дожигания; 3 - камера нагрева лома; 4 - устройство для впрыска воды на охлаждение газов; 5 - дымосос печи; 6 - корзина с ломом; 6 - эркерный выпуск  
 Рисунок 3.6 - Схема трёхступенчатого подогревателя лома без рециркуляции отходящих газов

Анализ работы установок различного типа для нагрева лома отходящими газами показывает, что их применение обеспечивает в среднем: снижение расхода электроэнергии на 30 – 50 кВт·ч/т, сокращение длительности плавки на 4 - 13 мин, уменьшение расхода электродов на 0,2 - 0,9 кг/т, снижение общего количества газов, требующих очистки, уменьшение капитальных и эксплуатационных затрат на газоудаление.

Расход дымовых газов на выходе из печей, работающих с умеренной (2000 м/ч) интенсивностью продувки металла кислородом и применением топливно-кислородных горелок суммарной мощностью 2 - 10 МВт, изменяется по ходу плавки от 10,9 до 13,9 тыс. м<sup>3</sup>/ч и от 15,5 до 18 тыс. м<sup>3</sup>/ч для печей ДСП-100И6 и ДСП-100И7 соответственно. Температура газов изменяется от 500 до 1300 °С. Содержание СО в газах колеблется от 6,0 до 26,6 %. Теплосодержание газов составляет 15 - 16 МВтч на плавку или около 20 % общего поступления тепла.

Обеспечение эффективной работы отечественных установок для нагрева лома требует преодоления ряда технических трудностей. На протяжении всей плавки температуру газов на входе в установку нагрева лома необходимо поддерживать достаточно высокую – 400 – 800 °С. Это может быть обеспечено путем надежного уплотнения рабочего пространства, особенно электродных отверстий, автоматического регулирования по ходу плавки интенсивности отсоса газов из печи и совершенствования конструкции газоотсосного устройства. Установки должны быть оснащены средствами измерения и контроля параметров газов. Регулирование расхода газов на установку должно также осуществляться автоматически и в зависимости от температуры газов на выходе из камеры нагрева.

Для оснащения установок необходима надежная конструкция регулирующих и отсечных клапанов, работающих в условиях запыленных газов при температуре до 800 – 850°С в газоходах большого диаметра, а также надежные уплотнители на вводе горячих газов в загрузочную бадью. Уплотнители должны обеспечивать проход газов только через слой лома и предотвращать обходное движение газов по стенам самой камеры нагрева.

### 3.1.3 Дуговая печь постоянного тока Contiarc

С начала 80-х годов в электросталеплавильном производстве начали применять несколько систем подогрева лома. К ним относятся шахтные подогреватели конструкций FUCHS, Daido, ИИ, NS-TWIN (1P2F) и конвейерная Consteel и т.д..

Топливоно-дуговой сталеплавильный агрегат и двухстадийный топливоно-дуговой сталеплавильный процесс разработан Челябинским научно-исследовательским институтом металлургии (Россия) на основании опыта комбинированного использования в дуговых печах электроэнергии, газообразного и твердого топлива, а также теплоты отходящих технологических газов для предварительного высокотемпературного нагрева лома.

В топливоно-дуговой сталеплавильный агрегат входит дуговая сталеплавильная печь и многокамерный шахтный водоохлаждаемый подогреватель лома. Печь оборудована эркерными топливоно-кислородными горелками мощностью по 25 - 30 МВт каждая и фурмами для вдувания угля и кислорода. В стенах печи установлены также кислородные фурмы для дожигания технологических газов.

Плавка в топливоно-дуговом агрегате проводится в две стадии.

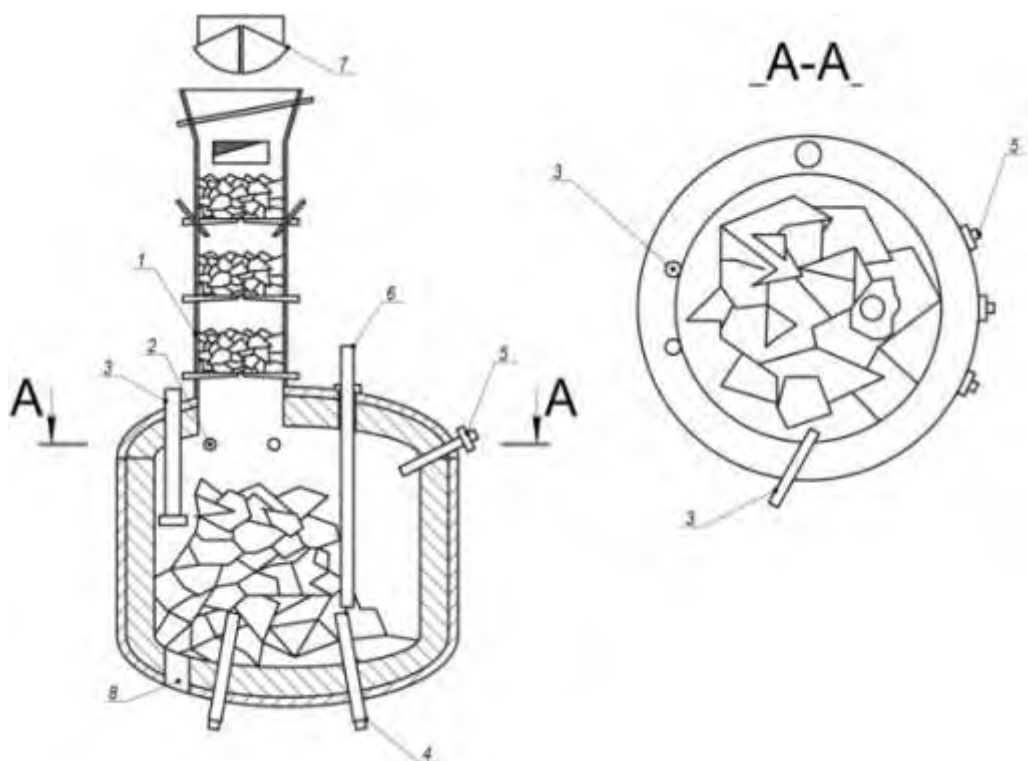
На первой стадии уже подогретый примерно до 700°C в нижней камере шахты лом нагревается в объеме печи до температуры плавления только за счет топлива: природного газа и угольной пыли, которые сжигаются в кислороде.

На второй стадии расплавление шихты и нагрев жидкой ванны проводятся при одновременном использовании электроэнергии и порошкообразного угля. За 4 минуты до выпуска плавки с целью гомогенизации ванны по составу и температуре вдувание угля прекращается и плавка доводится только на электрических дугах. В таблице 3.2 приведены расчётные показатели работы 100 т печи производительностью 900 тыс. т/год. В связи с высокотемпературным нагревом лома технологическими газами и использованием больших количеств топлива расход электроэнергии может быть снижен до 180 кВт·ч/т и менее, расход электродов - до 1,2 кг/т и менее. При этом по сравнению с обычной ДСП затраты первичной энергии на выплавку стали могут быть уменьшены в 1,5 - 1,6 раза, что не только повышает ТЭП процесса, но и снижает вредные выбросы.

Таблица 3.2 - Расчётные энергетические показатели работы топливоно-дугового сталеплавильного агрегата

Показатель	Первая стадия	Вторая стадия	Сумма
Продолжительность, мин	22	18	40
в том числе:			
подача природного газа	10	—	10
подача твердого топлива	12	14	26
токовое время	—	18	18
Расход электроэнергии, кВтч/т	—	128	128
Расход природного газа, м <sup>3</sup> /т	16,3	6,0	22,3
Расход углерода, кг/т	15,1	7,5	22,6
Расход кислорода, м <sup>3</sup> /т	60,8	14,0	74,8
Суммарная мощность горелок, МВт	91	—	91
Мощность от сжигания углерода, МВт	69	29	
Активная мощность печного трансформатора, МВт	—	43	43

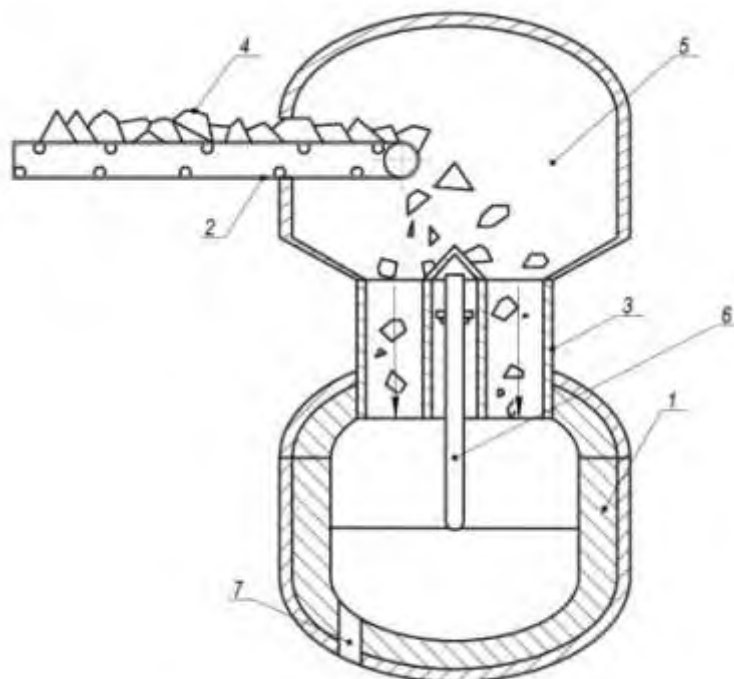
На рисунке 3.7 показан топливоно-дуговой сталеплавильный агрегат.



1 - шахта; 2 - газоздушные горелки; 3 - ТКГ; 4 - подовые фурмы для вдувания угля и кислорода;  
 5 - стеновые кислородные фурмы; 6 - внутренний графитированный электрод; 7 – затвор выдачи;  
 8 - эркерный выпуск

Рисунок 3.7 - Топливо-дуговой сталеплавильный агрегат

Дуговая печь постоянного тока Contiarc представлена на рисунке 3.8.



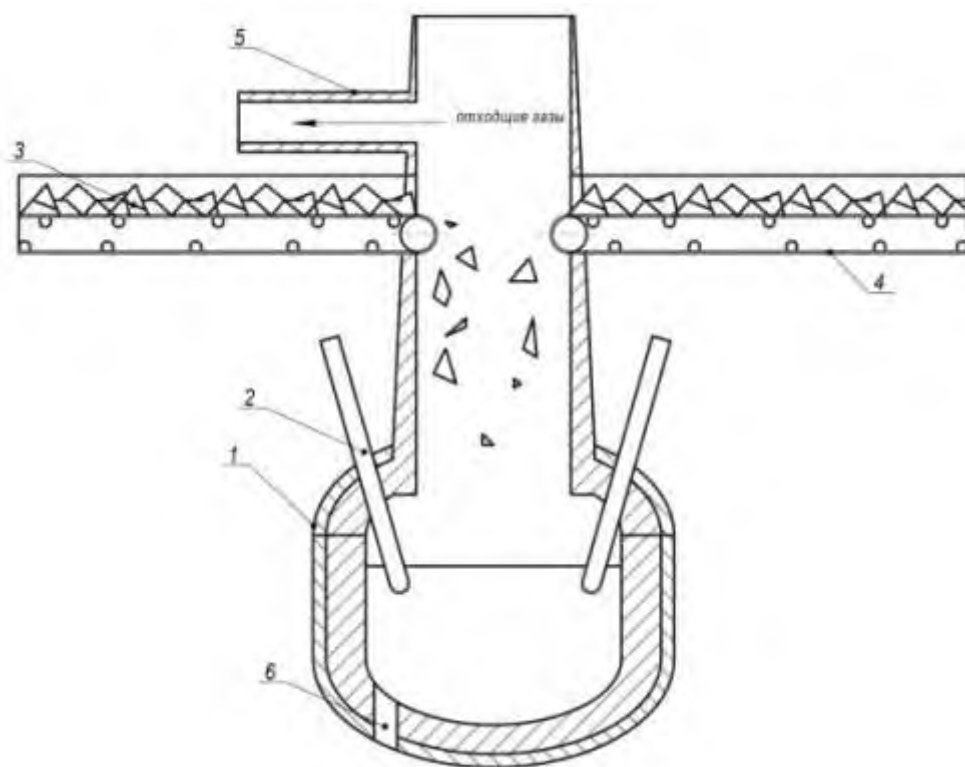
1 – электропечь; 2 – пластинчатый конвейер; 3 – кольцевая шахта; 4 – шихта; 5 – закрытое купольное пространство; 6 – электрод; 7 - эркерный выпуск

Рисунок 3.8 - Дуговая печь Contiarc

Дуговая печь постоянного тока Contiarс конструкции фирмы Mannesmann Demag AG представляет стационарную кольцевую шахтную печь с центральным электродом. Кольцевая шахта печи образована внешним и внутренним реакторами. Загрузка лома осуществляется в кольцевую шахту. По мере опускания лома в нижнюю часть шахты происходит его подогрев за счет теплоты восходящих технологических газов. Графитовый электрод расположен во внутреннем реакторе, что защищает его от разрушений опускающимся ломом. Электрическая дуга горит между электродом и жидкой ванной и находится внутри так называемой «полости в ломе». Жидкий металл можно выпускать непрерывно или периодически сифонным способом под давлением. Шлак в печи вспенивают при вдувании угля и кислорода и выпускают из печи через подогреватель и шлаковую лентку. Печь полностью герметизирована, поэтому количество подсасываемого воздуха и объем отходящих газов весьма малы, что снижает пропускную способность системы газоотвода с 900 до 150 тыс. При производительности печи 100 т/ч. При этом энергопотребление дымососа сокращается на 23,1 кВт·ч/т. Общее энергопотребление печи Contiarс на 200 кВт·ч/т меньше, чем обычных мощных дуговых печей. Расход электроэнергии составит 260 кВт·ч/т. Экспериментальная установка Contiarс была построена на заводе фирмы American Cast Iron Pipe Co. (Бирмингем, США) в 1997 г. Первая промышленная печь Contiarс производительностью 550 тыс. т/год введена в эксплуатацию на заводе фирмы Halyvourgia Thcssalias S.A. (Греция) в 1999 г.

### 3.1.4 Дуговая печь постоянного тока Comelt

Дуговая печь постоянного тока Comelt с несколькими наклонными под углом 45° электродами, пропущенными через периферийную часть свода, и с сочлененной со сводом шахтой, где происходит, подогрев лома отходящими газами, разработана фирмой Voest Alpine Industrieanlagenbau. Дуговая печь постоянного тока Comelt представлена на рисунке 3.9.



1 – электропечь; 2 – электроды; 3 – шихта; 4 – пластинчатый конвейер; 5 - газоотвод;  
6 - эркерный выпуск

Рисунок 3.9 - Дуговая печь Cornell

Опытная печь постоянного тока с четырьмя графитовыми электродами диаметром 250 мм и подовым анодом была сооружена на базе плазменной печи вместимостью 50 т на заводе в Линце (Австрия). Дуги длиной 0,5 - 1,2 м горят по оси электродов, образуя в шихте полости длиной до 1,7 м. Лом поступает по транспортеру в верхнюю часть шахты со скоростью около 25 т/мин. После выпуска металла в печь загружают 60 - 80 % всей шихты вместе с известью и коксом. Печь оборудована тремя газокислородными горелками и тремя кислородными фурмами для дожигания монооксида углерода. Каждая пара электродов питается через свой трансформатор мощностью 48 МВА.

Максимальные значения силы тока и напряжения на дуге составляют соответственно 29 кА и 850 В. Печь тщательно герметизирована, отходящие газы проводят через слой шихты. Собираемую пыль можно возвращать в печь, вдувая через полый электрод в токе азота. Плавку ведут под вспененным шлаком.

Считаются, что при вместимости печи Comelt более 150 т продолжительность плавки составит менее 40 мин. При этом по сравнению с обычной дуговой печью общая экономия энергии составит около 100 кВт·ч/т, расход электродов будет на 30 % меньше (0,9 вместо 1,4 кг/т), снизятся удельные капитальные расходы и затраты на ремонт (на 15 - 20 %).

Конструкция печи Cornell обеспечивает полное улавливание выделяющихся газов при уменьшении их объема на 70%, снижение шумовыделения на 15 - 20 дБ, уменьшение фликера на 25 - 50%.

### 3.1.5 Двухэлектродная дуговая печь постоянного тока

Двухэлектродная дуговая печь постоянного тока разработана фирмами (Ishikawajima-Harima Heavy Industries Ltd. Япония) и АВВ (Швейцария).

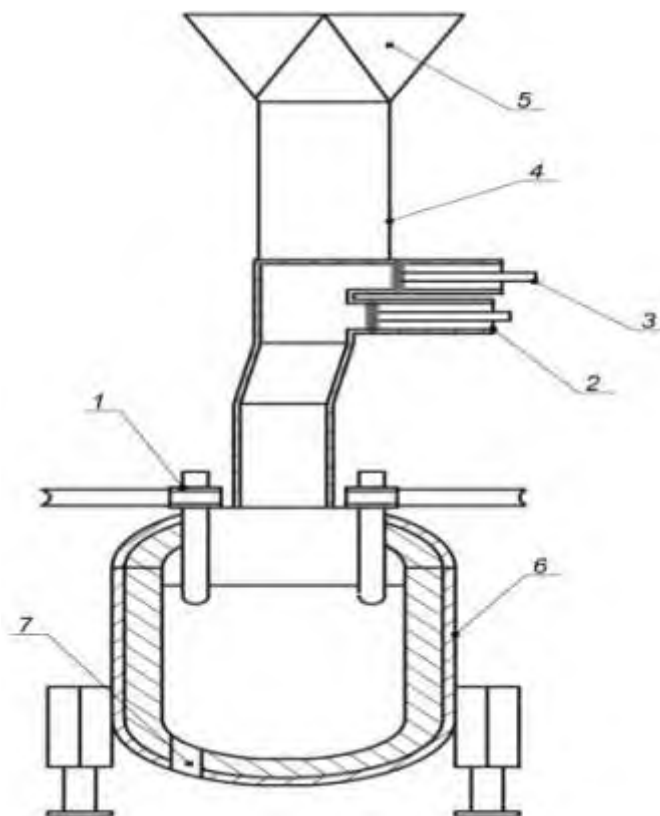
Первая такая печь вместимостью 250 т (мощность - 100 МВ-А, производительность - 0,8 млн т/год) введена в эксплуатацию на заводе фирмы Tokyo Steel в Уцуномия в 1996 г. Печь включает два основных элемента - овальную печь и систему загрузки лома. Последняя состоит из криволинейного шахтного подогревателя и загрузочного устройства с двумя толкателями, расположенными на разных уровнях. Лом из бункера поступает в шахту и нагревается технологическими газами примерно до температуры 800 °С (температура выходящих газов около 200 °С).

Печь оборудована двумя верхними графитовыми электродами и двумя подовыми электродами, выполненными из токопроводящих огнеупоров. Дуги отклоняют к центру печи, куда загружается лом, что уменьшает тепловую нагрузку стен и позволяет не устанавливать стеновые панели и снижать теплотери печи. Печь работает с очень большой массой оставшегося от предыдущей плавки расплава (1 Ют при массе выпускаемой плавки 140 т). Это обеспечивает постоянство условий работы печи, такие как температура металла, подводимая мощность, газовыделение, температура технологических газов. Загрузка лома в шахту полностью автоматизирована и основана на контроле уровня лома в шахте. Автоматизированы процессы вдувания кислорода, углерода, шлакообразующих, управление перемещением графитовых электродов.

Двухэлектродная дуговая печь постоянно тока показана на рисунке 3.10.

Преимущества данной печи, следующие:

- расход электроэнергии 260 кВт·ч/т при расходе вдуваемого угля 25 кг/т и кислорода 33 м<sup>3</sup>/т;
- уменьшение уровня шума (на 15 - 20 дБ по сравнению с обычной дуговой печью постоянного тока);
- снижение светового излучения на 50 - 60 % по сравнению с одноэлектродной дуговой печью постоянного тока;
- уменьшение пылевыведения;
- высокая доля токового времени плавки.



1 - электроды; 2 – нижний толкатель; 3 – верхний толкатель; 4 – шахта; 5 – бункер с шихтой;  
6 – электропечь; 7 - эркерный выпуск

Рисунок 3.10 – Двухэлектродная дуговая печь постоянно тока

Так как все операции плавки автоматизированы, ожидается, что печь и в дополнение пещ-ковш будут обслуживать два оператора.

Двухэлектродные печи постоянного тока конструкции фирмы Danieli работают на заводах фирмы Hylsa (Мексика) в Монтеррее (емкость - 135 т, мощность трансформатора - 208 МВ·А, шихталом, холодные и горячие металлизированные окатыши) и в Пуэбло.

### 3.1.6 Шахтная печь с удерживающими пальцами

Шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами (рисунок 1.10) не устраняет недостаток первых конструкций шахтных печей фирмы «Фукс системтехник» загрузку первой порции шихты в ванну в холодном состоянии. Шахта этой печи в нижней части открываются и горячий лом падает в жидкое «болото». Сразу после этого в шахту загружается вторая корзина. При плавке стали в этой печи в шихту могут входить (металлизированные окатыши, чушковый и жидкий чугун или 100 % лома).

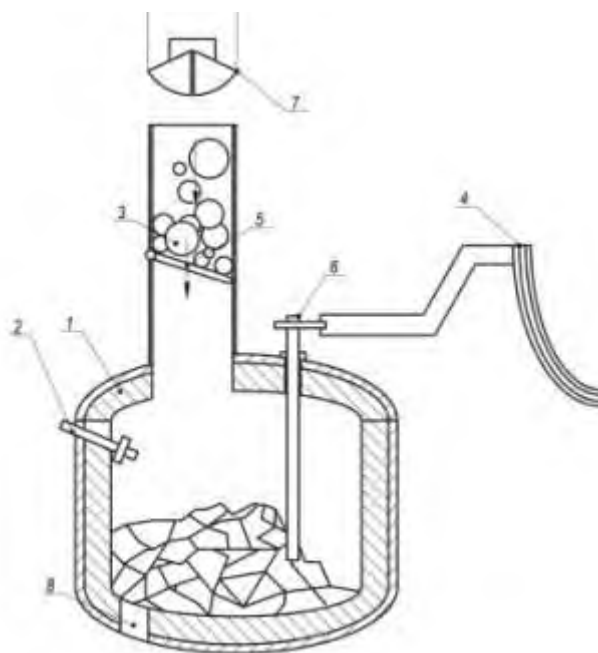
Печь емкостью 140 т с удерживающим пальцами постоянного тока мощностью 70 МВт, работающая на шихте, содержащей до 34 % жидкого чугуна, введена в эксплуатацию в феврале 1996 г. на заводе фирмы «Cockerill-Sambre» («Кокриль-Самбр») в Бельгии. Проектная годовая производительность составляет 1,2 млн.т жидкой стали при расходе электроэнергии 206кВт·ч/т (при работе с чугуном) и 360 кВт·ч/т (при работе на одном ломе).

Конструктивные характеристики шахтной ДСП:

- кожух печи выполнен аналогично конструкции традиционной дуговой сталеплавильной печи, работающей на переменном или на постоянном токе;
- шесть стеновых горелок расположены в зоне подогрева под шахтой;
- два кислородных инжектора на противоположной шахте стороне печи обеспечивают процесс обезуглероживания и другие металлургические реакции;



- свод охлаждается водой за исключением огнеупорной центральной части вокруг электродов;
  - шахта на противоположной трансформатору стороне расположена вблизи электродов; она полностью охлаждается водой посредством вертикальной системы труб, расположенных по схеме «труба к трубе»;
  - емкость шахты 73 м<sup>3</sup> рассчитана на удержание до 40 % лома из трех корзин;
  - для выпуска плавки шахта поднимается гидравлическим механизмом, после чего печь под ней может наклоняться без помех. Для технического обслуживания шахта перемещается в парковочное положение;
  - пальцы, размещаются внизу шахты, охлаждаются водой и имеют гидравлический привод. Они находятся в рабочем положении только во время предварительного нагрева лома из первой корзины;
  - пальцы вводятся через боковую стенку в пространство шахты с защитой воздухом, который используется для дожигания отходящих газов;
  - отходящие газы отводятся через боковое отверстие в верхней части задней стенки шахты и попадают в камеру дожигания по огнеупорному газоходу;
  - плоский шиберный затвор в верхней части шахты открывается только для завалки лома, что позволяет заранее позиционировать корзину с ломом на загрузочном кране перед завалкой и тем самым уменьшить потери времени до минимума;
  - в камере дожигания происходит дожигание СО до СО<sub>2</sub>.
- Шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами представлена на рисунке 3.11.



1 - электропечь; 2 - ГВГ; 3 - лом; 4 – токопроводящие медные шины; 5 - удерживающие пальцы ; 6 - электрод; 7 –щупы; 8 - эркерный выпуск

Рисунок 3.11 - Шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами

Исследования, проводимые ФАИ Фукс направлены на совершенствование технологии работы шахтных печей с удерживающими пальцами. Одно возможное улучшение представляет собой так называемая FM-система, в которой сама корзина образует шахту и заменяется другой корзиной, находящейся в позиции ожидания, после выгрузки шахты. Новый лом будет загружаться в корзины на скрапном дворе, поэтому шахтный подогреватель больше не будет охлаждаться водой. Проведенные опыты показали, что в этом случае требуется очень простая конструкция пальцев. Схема подогрева лома предложенная ФАИ Фукс, дает следующие преимущества, по сравнению с обычной печью (без подогрева лома):

- экономия электроэнергии примерно 100 кВт·ч/т;
- увеличение электрического КПД на 5 %;
- повышение выхода годного на 2 %;
- более ровное зажигание и горение дуг на подогретом ломе.

Недостатки:

- большая высота установки (около 30 метров);
- быстрый выход из строя удерживающих пальцев;
- проблемы с диоксинами и фуранами (для их разложения требуется снова разогреть отходящие газы и только потом закаливать).

### 3.1.7 Дуговая печь (процесс) EOF

В начале 80-х годов в Германии разработан процессом EOF. Первый промышленный агрегат был введен на одном из заводов Бразилии. Емкость этого агрегата — 30 тонн, производительность - примерно 200 тыс. т стали в год, стойкость футеровки - больше 500 плавов, расход жидкого топлива – 8 - 9 кг, кокса - 1 кг/т стали, расход кислорода – 60 - 78 м/т, расход огнеупоров - 6 кг/т стали.

Шихта состоит из жидкого чугуна и лома. Топливом служит порошкообразный уголь, вдвухаемый в жидкую ванну вместе с кислородом. Подогреватель лома, снабженный водоохлаждаемыми разделительными решетками, устанавливается над печью. Лом загружается в подогреватель сверху отдельными порциями и по мере нагрева перемешивается с решетки на решетку, а затем в ванну.

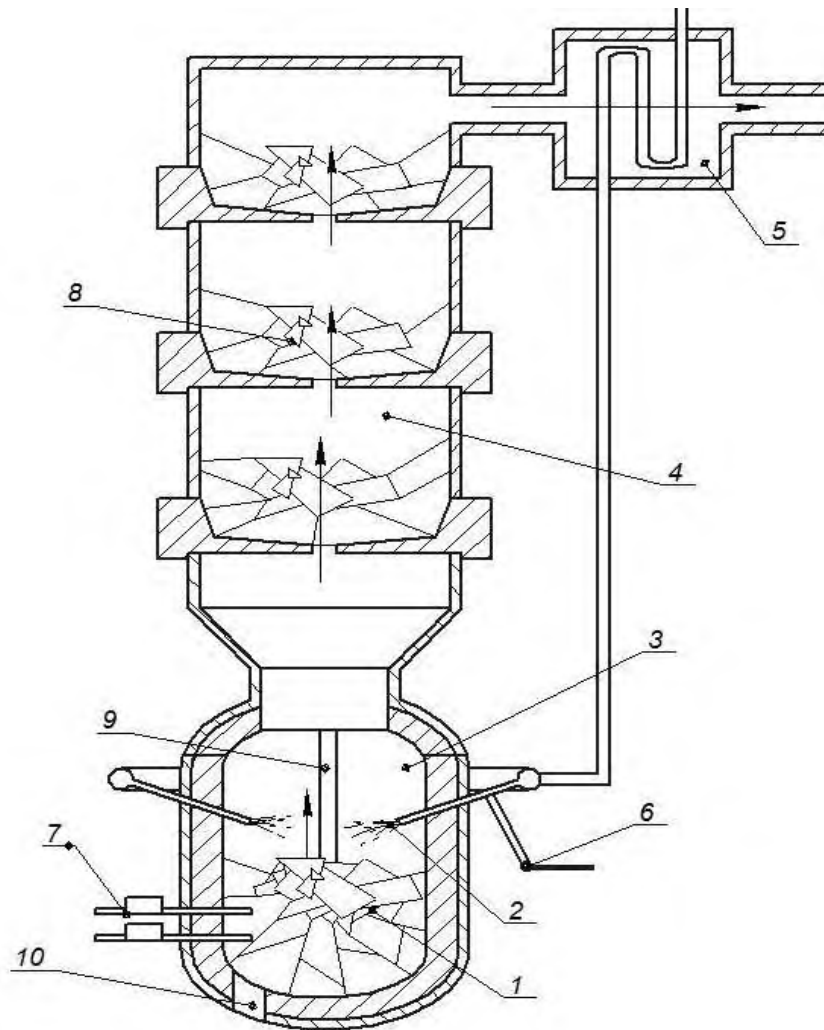
Опыт показал, что утилизация тепла отходящих газов позволяет нагреть подаваемую твердую металлошихту до 850°C. Состав шихты (соотношение расхода чугуна и металлолома), как и в мартеновских печах, может меняться в широких пределах. К 1993 году в мире работало примерно 10 установок EOF (в Бразилии, Индии, Италии, США, Венгрии) производительностью 200 - 600 тыс. т в год каждая.

Дуговая печь Energy Optimizing Furnace показана на рисунке 3.12.

Технико – экономические показатели различных типов электропечей приведены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Технико – экономические показатели различных типов электропечей

Название печи/показатели	Расход электроэнергии, кВтч/т	Расход электродов, кг/т	Производительность, т/ч	Температура нагрева шихты, °С	Время плавки, мин.
Топливоно дуговой сталеплавильный агрегат	180	1,2	100	700	40
Электропечь Contiarc	260	0,8	100	900	35
Электропечь Comelt	235	0,9	150	900	40
Двухэлектродная печь	260	0,4	250	800	40
Шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами	206	0,3	140	800	40
Электропечь EOF	75	0,4	30	850	35



1 – жидкая ванна; 2 – горелки; 3 – зона газовой фазы; 4 – нагреватель металлического лома; 5 – нагреватель воздуха; 6 – подача жидкого топлива; 7– подача угля; 8 – куски лома; 9 – электроды; 10 - эркерный выпуск

Рисунок 3.12 - Дуговая печь Energy Optimizing Furnace

На основе анализа литературных и производственных данных можно сделать выбор в пользу дуговой печи шахтного подогревателя лома. Эта конструкция обеспечивает постоянство снижения электроэнергии, время плавки, расход электродов и что самое главное, производительность.

Расчетные тепловые балансы представлены в таблице 3.4.

Таблица 3.4 - Результаты расчета теплового баланса

Статьи прихода	ГДж	Статьи расхода	ГДж
Тепло вносимое шихтой	0,4	Физическое тепло: - стали; - стали теряемой со шлаком;	108,4 1,34
Тепло вносимое чугуном	12,3	- шлака.	28,57
Энергия, вносимая дугами	140,56	Тепло уносимое газами	50,6
Тепло от горения топлива	30,9	Потери тепла теплопроводностью	1,27
		Потери тепла с водой	21,21
Тепло экзотермических реакций	40,1	Потери тепла в период простоя	10,79
Итого	222,26	Итого	222,18

Предварительный подогрев металлошихты применяется с целью экономии электрической энергии за счет утилизации тепла отходящих газов. Технология предварительного подогрева металлошихты представлена на рисунке 3.13.

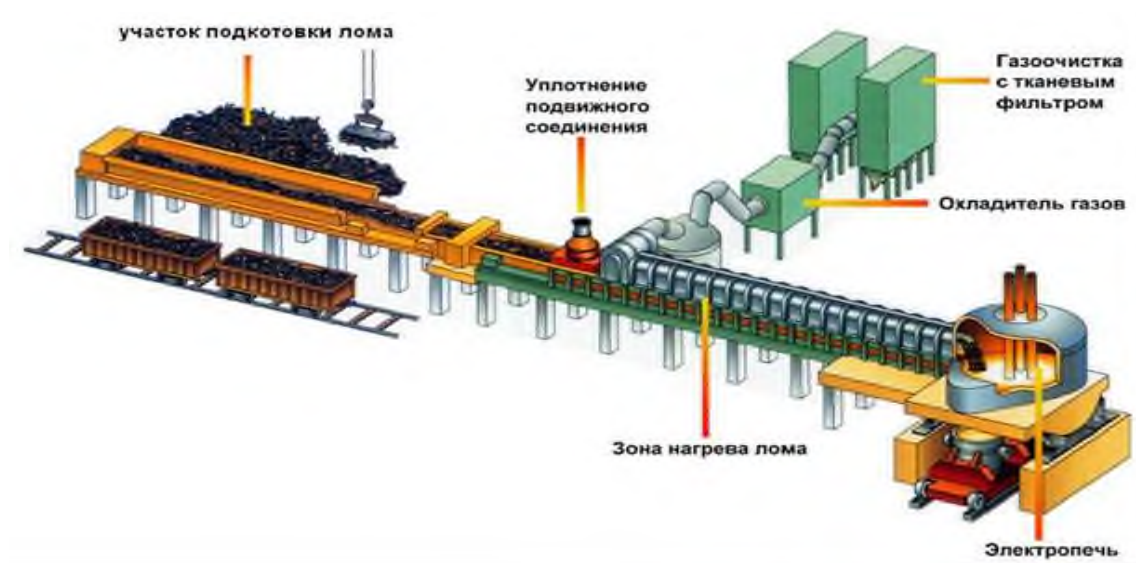


Рисунок 3.13 –Технология предварительного нагрева лома

Наиболее удобным способом является технология, когда металлошихта, перед тем как попасть в печь проходит на транспортёре через участок предварительного нагрева, нагреваясь выходящими из печи горячими газами, движущимися противотоком. Преимущество такого способа заключается и в непрерывной работе печи.

При сжигании природного газа непосредственно на месте выплавки стали экономия электрической энергии значительно выше, чем выработка электрической энергии при сжигании того же количества природного газа на ТЭЦ.

Такой подход к проблеме определяет актуальность проекта с точки зрения энергосбережения и экономии средств предприятием черной металлургии.

Процесс загрузки в печь будет осуществляться порционно по 40 т, но без останова печи. Для этого предусматривается участок подготовки лома, на котором будет происходить брикетирование лома (рисунок 3.13).

Таким образом в ходе предлагаемого технического решения был спроектирован проект предварительного подогрева непосредственно для дуговой сталеплавильной печи емкостью 120 т.

В работе на основании анализа литературных и производственных данных была выбрана оптимальная конструкции дуговой сталеплавильной печи с предварительным, подогревом стального лома. Эта установка отвечает всем заданным критериям, и подходит по конструктивному исполнению. В результате снижается расход электроэнергии на 25%, расход электродов на 8%. Снижение времени плавления в ДСП – 120 на 10-15 минут, обеспечивается нагретым ломом. Производительность печи увеличилась.

### 3.2 Разделение рабочего пространства печи на зоны

Данная технология заключается в том, что пространство печи разделяется на две зоны в одной из которых проходит процесс плавления шихты, а в другой (или других) – нагрев стального лома с последующей утилизацией его тепла, требует принципиально новых подходов в части увязки продолжительности и режимов технологических операций в ванне печи с процессом нагрева шихтовых материалов. Организация зоны предварительного нагрева требует дополнительного пространства. При этом возрастает масса электропечи, ее габариты, растет сопротивление газоотводящего тракта и, как следствие, цена печного оборудования и даже здания цеха, возрастают затраты на организацию тщательной подготовки лома, эксплуатацию газоочистных сооружений.

Основная причина ограниченного применения данного способа в развитых странах – ужесточение экологических норм и возрастающий риск запрета эксплуатации агрегата.

Порционный нагрев лома в рабочем пространстве электропечи с последующей его передачей в ванну решает проблему «грязной» завалки. В агрегатах такой конструкции камера подогрева отделена от ванны специальными устройствами: толкателями, удерживающими пальцами и т.п., которые пропускают печные газы и позволяют регулировать подачу шихты в зону плавления.

Компаниями ИНИ (Япония) и АВВ (Швеция) разработана шахтная печь с толкателями шихты. Первая такая печь введена в эксплуатацию на заводе Tokyo Steel (Япония) в 1996 г. и имеет емкость 250 т (мощность трансформатора 100 МВ А, производительность 0,8 млн. т/год). Рабочее пространство печи состоит из двух основных элементов – овальной ванны и шахтного подогревателя. Последний имеет криволинейную форму и загрузочное устройство с двумя толкателями, расположенными на разных уровнях. Лом нагревается в шахте технологическими газами до температуры примерно 800 °С. Для обеспечения постоянства технологических параметров по ходу плавки, печь работает с очень большой массой жидкого остатка (110 т при массе выпускаемой стали 140 т).

Преимущества такой печи заключаются в следующем: расход электроэнергии 260 кВт ч/т при расходе вдуваемого углерода 25 кг/т и кислорода 33 м<sup>3</sup>/т; уменьшение уровня шума (на 15–20 дБ по сравнению с обычной дуговой печью постоянного тока); снижение уровня фликера на 50–60% по сравнению с одно-электродной дуговой печью постоянного тока; уменьшение пылевыведения и т.п.

Шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами устраняет одни из недостатков шахтных печей компании Fuchs Sistemtechnik – загрузку первой порции шихты в ванну в холодном состоянии. Для этого шахта электропечи в нижней части оборудована специальным фиксатором (водоохлаждаемыми пальцами), которые удерживают лом в зоне подогрева шихты (рисунок 3.14).

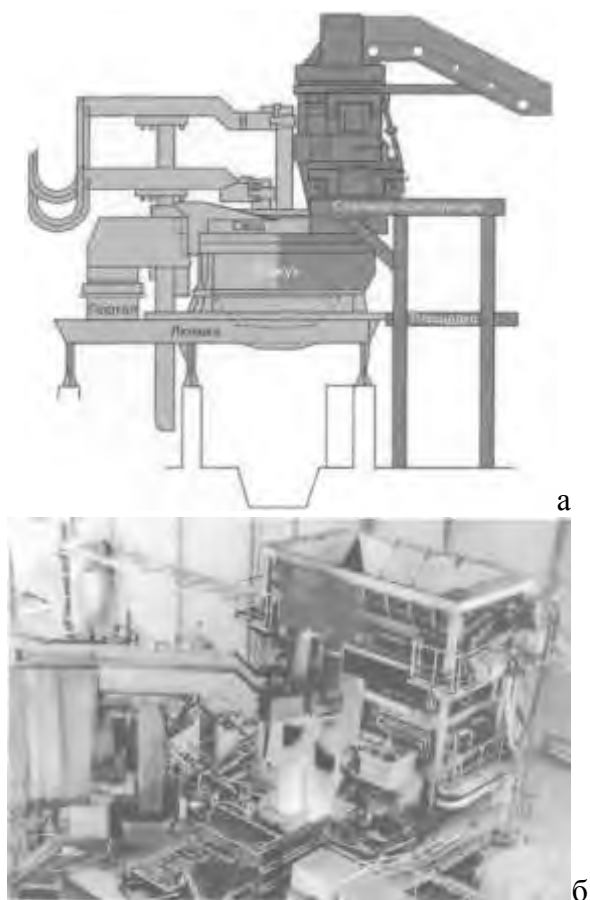


Рисунок 3.14 – Схема шахтной ДСП (а) и внешний вид в цехе (б)

После выпуска плавки пальцы «открываются» и нагретый лом загружается в остаток жидкого металла, после чего в шахту загружается вторая порция лома. Показатели работы шахтной дуговой печи с удерживающими пальцами и обычной ДСП приведены в таблице 3.5. Экономия от применения печей такой конструкции достигается снижением расхода электрической энергии и повышением производительности.

Таблица 3.5 – Показатели работы ДСП завода ISTIL Ukraine и шахтной печи ОАО «Северсталь»

Показатель	ДСП	Шахтная печь с удерживающими пальцами
Вместимость печи, т	120	120
Мощность печного трансформатора, МВА	50/63	85
Продолжительность плавки, мин	68	52
Удельный расход:		
электроэнергии, кВт·ч/т	343	280
электродов, кг	2,0	1,5
кислорода, м <sup>3</sup>	43,3	33,5
природного газа, м <sup>3</sup>	6,72	5,0
порошкового углерода, кг	н.д.	8,0
Производительность, т/ч	104,1	144

На действующих установках нагрева лома используют две схемы эвакуации печных газов: по первой схеме дымовые газы после установки нагрева лома отводятся непосредственно на газоочистку (система без рециркуляции газов); по второй схеме газы после установки возвращаются в камеру дожигания (система с рециркуляцией газов).

При использовании тепла всего потока отходящих газов система предварительного нагрева лома без рециркуляции отличается более высокой тепловой эффективностью и меньшими энергетическими затратами. Однако эти системы имеют принципиальный недостаток, ограничивающий их применение, – они могут быть использованы только для нагрева чистого лома, не содержащего масел, пластмасс и других веществ. В противном случае, печные газы не только отравляют атмосферу цеха, но и, поступая в газоотводящий тракт без дожигания, могут создать взрывоопасную ситуацию. Наличие в отходящих газах масел и других примесей ухудшает также эффективность работы газоочистных устройств.

При нагреве лома до 300–1000 °С в печных газах появляются токсичные соединения – диоксины и фураны. Так, например, в продуктах шредерной обработки корпусов автомобилей (после снятия сидений и шин) содержится до 2% углеводородов. При нагреве их в сочетании с поливинилхлоридными материалами образуются токсичные соединения, которые отрицательно воздействуют на иммунную систему человека и вызывают ряд серьезных заболеваний.

Законодательство об охране окружающей среды стран Европы ограничивает концентрацию диоксинов и фуранов величиной, равной 0,5 нг/м. В современном оборудовании ДСП для термического разложения диоксинов и фуранов в системе газоотвода при нагреве лома отходящими газами устанавливается блок газокислородных горелок, а затем камеру быстрого охлаждения газов, при котором подавляется синтез диоксинов и фуранов.

Для очистки технологических газов от диоксинов и фуранов применяют дорогостоящее оборудование, обеспечивающее дожигание и очистку печного газа от аэрозолей и пыли, на которых адсорбируются диоксины, например, в скрубберах типа «Airfine». Один из самых дорогих способов очистки заключается во вдувании адсорбента в технологические газы и обеспечивает снижение содержания диоксинов в печных газах до уровня менее 0,1 г/м<sup>3</sup>.

Известны различные варианты подачи печных газов: сверху или снизу шахты, различные варианты конструкций подачи нагретой шихты в дуговую печь (толкателями, по транспортной трубе, пальцевыми захватами и т.п.). Несмотря на проблемы, связанные с подготовкой и загрузкой шихты через шахту, усложнение конструкции печи, в мире работают более 40 шахтных печей.

Электродуговая печь с одинарным (SSP) и многоразовым (MSP) подогревом скрапа является результатом развития идеи разделения рабочего пространства печи. Такие печи построены компанией Daido по лицензии SMS Demag и успешно работают в Японии на заводах Ямато (130-т

ДППТ) и Одзи (110-т ДППТ). Для системы MSP при 100%-ной загрузке печи скрапом расход электроэнергии составил 290 кВт·ч/т, кислорода – 30 м<sup>3</sup>/т, природного газа – 3 м<sup>3</sup>/т.

Необходимо отметить, что печи с шахтными подогревателями лома сложны в эксплуатации и требуют специальной подготовки лома.

Общие технологические недостатки концепции предварительного нагрева лома: дисбаланс термической нагрузки в объеме рабочего пространства печи и повышенные потери тепла при асимметричной или овальной форме ванны; повышенное окисление лома и уменьшение выхода годного; тяжелые термические условия работы разделительных устройств; вероятность взрыва газа в зоне дожигания.

### 3.3 Применение полых электродов

Несмотря на интенсификацию процесса выплавки стали в современных ДСП существуют резервы повышения энергоэффективности выплавки электростали.

Одним из методов интенсификации электроплавки является применение графитированных трубчатых (полых) электродов.

Вопрос о возможности использования трубчатых электродов рассматривался давно, однако их практическое использование в промышленных ДСП находится на стадии исследований.

Е. А. Миляев в 1932 г. выступил с предложением применения угольных трубчатых электродов в печах с зависимой электрической дугой с целью осуществления процесса прямого получения железа из руды. Внутреннее отверстие в вертикальном электроде трубчатого сечения использовалось для подачи угольного порошка<sup>2</sup>, который является восстановителем железной руды, в рабочее пространство печи. Так же это отверстие можно было использовать для ввода в печь различных добавок в мелкоизмельченном или порошкообразном виде.

В дуговых печах трубчатые электроды рекомендовалось применять как устройство для ввода в печь шлакообразующих и шихтовых материалов; для замера температуры поверхности, горения электрической дуги в руднотермических печах; в сталеплавильных печах для выравнивания режима горения электрической дуги.

Исследования трубчатых электродов, с целью изучения их влияния на стабилизацию электрической дуги, были проведены в нескольких странах (США, ГДР, ЧССР, ПНР, СССР) в начале 50-х годов двадцатого века. Исследования были выполнены на печах емкостью 5 - 125 т. Основное внимание уделялось изучению электрического режима. Проведенные опыты с использованием трубчатых электродов выявили, что на столб электрической дуги отверстие в электроде оказывает фокусирующее действие.

Горение электрической дуги при работе на сплошном (А) и трубчатом электроде (Б) показано на рисунке 3.15

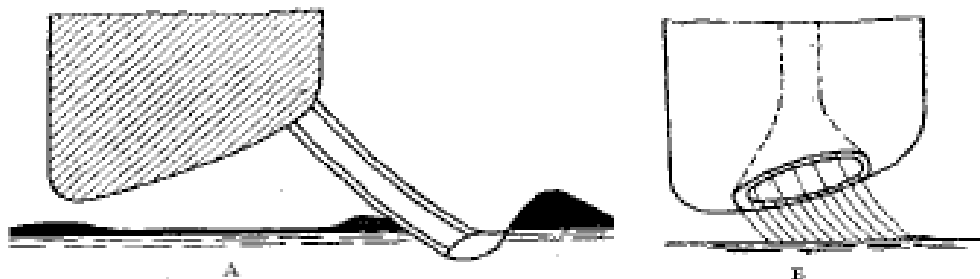


Рисунок 3.15 - Горение электрической дуги при работе на сплошном (А) и трубчатом электроде

Из рисунка 3.15 видно, что электрическая дуга фокусируется на кромке отверстия электрода трубчатого сечения вследствие наиболее благоприятных условий ионизации, занимает наиболее вертикальное положение и становится массивней. При использовании электродов трубчатого сечения мощность электрической дуги используется эффективнее, особенно этот эффект наблюдается в период расплавления шихты. Так же можно отметить увеличение использова-

ния мощности в периоды беспокойного электрического режима с 84-85 до 93-94 % и возможность снижения расхода электроэнергии до 15 %.

Кроме того, что мощность электрической дуги увеличивается длительность периода плавления сокращается и достигается снижение удельного расхода электроэнергии в среднем на 3 – 5 %; использование трубчатых электродов, в некоторых случаях, способствует повышению стойкости футеровки стен на 12 % и свода на 9 %, что можно объяснить меньшей величиной выдувания электрических дуг из-под торца электродов. Однако в обозначенных выше работах было отмечено, что при использовании трубчатых электродов увеличивается их удельный расход.

### **3.4 Использование металлизированного сырья**

При выплавке стали в современных дуговых печах широкое распространение получила технология замены металлического лома металлизированным сырьем, в роли которого в основном выступают металлизированные окатыши и горячбрикетированное железо.

Преимущества плавки с использованием металлизированного сырья:

- используется чистая шихта без примесей цветных металлов, которые накапливаются при повторных переплавах малое содержание серы, фосфора, меди, никеля, хрома и других примесей, обычно содержащихся в стальном ломе (Pb, Sn, Bi, Zn, As). (медь, свинец, цинк, олово мышьяк);
- с ломом в печь попадают примеси: ржавчина, углеводороды, песок и др.
- возможность непрерывной загрузки через сводовую воронку, что снижает энергозатраты, расход электродов, время плавки, повышает стойкость футеровки;
- металлизированные окатыши более дешевые по сравнению с металлоломом.

Диаметр окатышей 10–20 мм, их основу составляет железо с содержанием углерода от 0,2 до 2,0–2,4%; они содержат также некоторое количество невосстановленных оксидов железа (3–12%) и пустую породу (в основном  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), количество которой должно быть не более 3–7% от массы окатышей. Важная характеристика окатышей – степень металлизации, т.е. отношение количества восстановленного (металлического) железа к общему количеству в окатыше; обычно она составляет 88–97%.

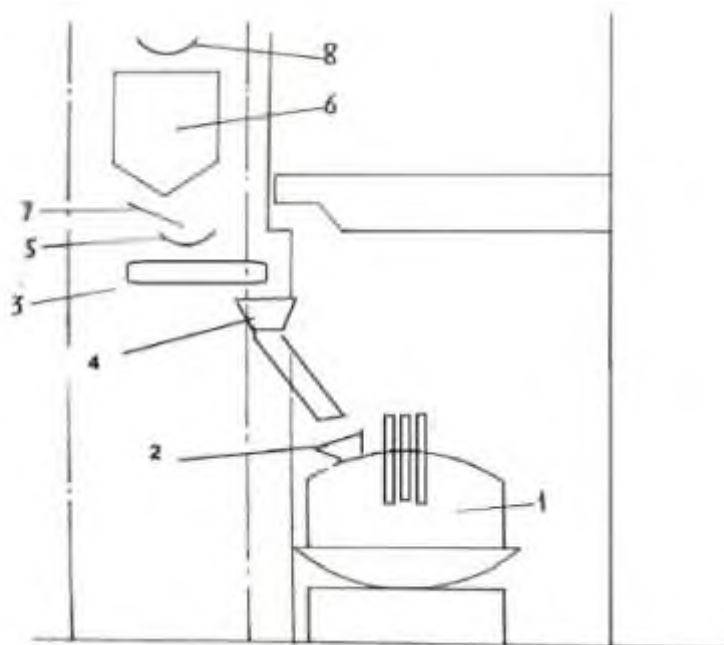
Отличительная особенность этого сырья – это упрощает процесс выплавки и обеспечивает получение стали высокой степени чистоты (суммарное содержание примесей в стали получается в 3–10 раз меньше, чем при выплавке из стального лома).

Если содержание металлизированных окатышей в шихте не превышает 25–30% от ее массы, то технология электроплавки существенно не отличается от обычной. Переработка же шихты, основу которой составляют металлизированные окатыши, требует применения специфической технологии. Основы ее (разработаны в последние годы, и отдельные элементы продолжают совершенствоваться. Существенными особенностями этой технологии являются:

- непрерывная загрузка окатышей со скоростью, пропорциональной подводимой в печь электрической мощности, причем загрузка должна начинаться после формирования в печи ванны жидкого металла;
- совмещение периода плавления с окислительным (обезуглероживанием);
- упрощение технологии плавки в связи с малым содержанием в шихте вредных примесей – серы и фосфора. Оптимальное содержание окатышей в шихте составляет 60–70% от ее массы; при большем их содержании возрастает длительность расплавления и плавки в целом.

Пример системы загрузки в печь металлизированных окатышей представлена на рисунке 3.16.





1 – печь; 2- воронка; 3 – вибропитатель; 4- наклонная течка; 5 – ленточные весы;  
6 - расходный бункер; 7 – электровибрационный питатель; 8 - конвейер  
Рисунок 3.16 - Схема загрузки металлизированных окатышей в дуговую сталеплавильную печь

На Оскольского электрометаллургического комбинате применяется ДСП 150.

После заправки в печь корзиной загружают стальной лом в количестве 25–40% от массы шихты и немного извести и плавикового шпата для наведения первичного шлака. Иногда при выплавке углеродистых сталей, когда в металле по расплавлению нужно иметь повышенное количество углерода, а его содержание в окатышах невелико, для увеличения содержания углерода, являющегося восстановителем оксидов железа окатышей, добавляют кокс. Его загружают на под печи или в начале плавления в проплавливаемые в слое лома колодцы.

После завалки лома включают печь и примерно через 20 мин, когда в шихте проплавлены колодцы и образовалась жидкая ванна, начинают непрерывную загрузку окатышей; обычно их загружают в зону электрических дуг с помощью автоматизированной системы через отверстие в своде печи. Поступающие в ванну окатыши нагреваются и плавятся, а содержащиеся в них пустая порода и оксиды железа переходят в шлак; плавление окатышей сопровождается реагированием углерода металла с оксидами железа шлака, т.е. восстановлением железа углеродом с образованием CO, вызывающим кипение ванны. Вместе с окатышами непрерывно загружают известь для офлюсования пустой породы окатышей ( $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ); ее дают столько (~ 100–120 кг на 1т окатышей), чтобы получался шлак с основностью 1,7–2,1. После проплавления половины окатышей из печи сливают часть шлака.

Скорость подачи окатышей согласуют с подводимой в печь электрической мощностью так, чтобы температура ванны была не ниже 1550–1610 °С. При чрезмерном расходе окатышей температура ванны снижается, в результате чего существенно замедляется плавление окатышей. Наряду с этим процесс стараются вести так, чтобы плавление сопровождалось интенсивным кипением ванны (окислением углерода), поскольку кипение (перемешивание) ускоряет нагрев ванны и плавление окатышей. Интенсивность кипения будет мала при высокой степени металлизации окатышей (малом содержании в них оксидов железа) и низким содержанием в них углерода. Для интенсификации кипения на отдельных плавках применяют продувку ванны кислородом, загрузку окисленных окатышей, добавку науглероживателя (кокса).

После окончания плавления окатышей из печи сливают большую часть окислительного шлака и при необходимости проводят кратковременную продувку кислородом до получения заданного содержания углерода в жидком металле, а также нагревают металл до требуемой температуры. Далее металл без шлака выпускают в ковш, куда вводят раскислители и легирующие, а после них

известь с плавиковым шпатом для создания в ковше шлакового покрова. Затем ковш передают на установки внепечной обработки.

### **Контрольные вопросы**

- 1 Перечислите основные способы интенсификации плавки в ДСП.
- 2 Дайте характеристику способам предварительного подогрева лома.
- 3 Перечислите преимущества применения полых электродов.
- 4 Перечислите преимущества применения металлизированного сырья.

## 4 Индукционные тигельные печи

Явление нагрева металлических тел в переменных магнитных полях известно с первых работ Фарадея по электромагнитной индукции (1830–1834 гг.). Токи индукции, возникающие в сплошных металлических массах под действием переменного поля и нагревающие их, получили название токов Фуко (по имени ученого) или электрических вихревых токов.

Применение индукционного нагрева для плавки черных и цветных металлов относятся к началу XX в.

Индукционные плавильные печи делят на печи с железным сердечником и печи без сердечника. В свою очередь, печи с железным сердечником существуют в виде двух типов: с открытым горизонтальным каналом и с закрытым вертикальным или горизонтальным каналом.

Печи с железным сердечником применяют преимущественно для плавки цветных металлов и чугуна, а также в качестве миксера в литейных цехах.

Наиболее распространенная индукционная печь с железным сердечником и закрытым каналом имеет катушку, являющуюся первичной обмоткой, и сердечник. Эта печь отличается от печи с открытым каналом тем, что наполненный металлом канал небольшого сечения находится под шахтой.

Металл, заполняющий узкий канал, нагревается индуктивным током. Благодаря возникающей интенсивной циркуляции жидкого металла загруженная в шахту металлошихта плавится.

Печи с железными сердечниками и закрытым каналом работают на токах нормальной частоты и имеют достаточно высокий  $\cos \varphi$  (0,7-0,8) благодаря большому активному сопротивлению металла в узком канале.

Угар при плавке цветных металлов в таких печах невелик, так как при перегреве расплава пары его конденсируются на холодной шихте в шахте.

Недостатки индукционных печей с железным сердечником и закрытым каналом являются:

- относительно холодный шлак;
- необходимость оставлять в печи 20% металла;
- малая стойкость огнеупорной футеровки канальной зоны при выплавке тугоплавких сплавов.

Печи указанного типа имеют вместимость до 50 т и более (миксеры).

Для выплавки легированных сталей и сплавов применяют индукционные печи без железного сердечника.

### 4.1 Открытые и вакуумные индукционные печи

По сравнению с дуговыми сталеплавильными печами индукционные печи без железного сердечника позволяют:

- выплавлять металл в любой контролируемой атмосфере и в вакууме;
- обеспечить минимальный угар металлошихты (1,5-2%) и окисляющихся примесей (хром, ванадий, титан, марганец);
- избежать науглероживания металла за счет графитированных электродов и насыщения его водородом и азотом за счет дуг;
- получать весьма однородный по химическому составу и температуре металл путем перемешивания;
- осуществлять с меньшими затратами автоматическое управление технологическим процессом плавки.

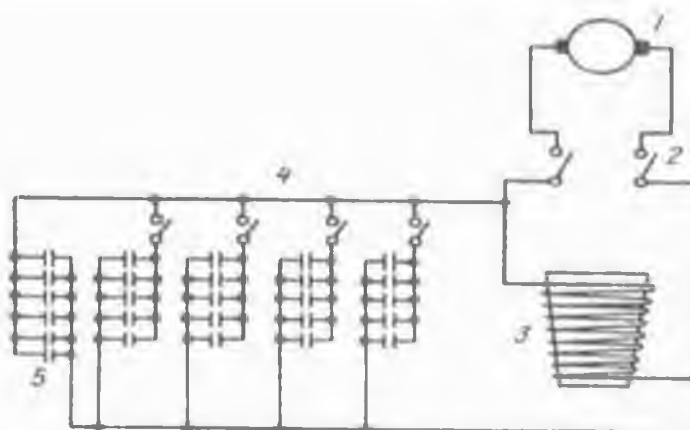
К недостаткам индукционных печей относятся:

- низкая температура и повышенная вязкость шлака из-за его нагрева от жидкого металла;
- отсутствие условий для удаления серы и фосфора из металла;
- недостаточная стойкость основной футеровки тигля;
- повышенный расход электроэнергии;
- малая производительность.

Иногда в индукционных печах шлак и металл в тигле подогревают дугами графитированных электродов или плазменными горелками.

Индукционная печь без железного сердечника характеризуется большим расстоянием между индуктором (первичной обмоткой) и металлом (футеровкой тигля, изоляцией), поэтому поток рассеяния электроэнергии значителен, полезный магнитный поток мал, реактивная мощность в несколько раз больше активной и  $\cos\varphi = 0,1$ . для устранения этого недостатка и компенсации реактивной мощности к питающему печь генератору подключают батарею конденсаторов (рисунок 4.1).

При параллельном включении емкости (конденсаторов) и самоиндукции (тигля) сдвиг фаз между напряжением и током установки уменьшается и при соответствующем соотношении самоиндукции и емкости, когда реактивный ток конденсаторов  $I_C$  будет равен реактивному току самоиндукции  $I_{б.в.}$ , этот сдвиг устраняется. Угол сдвига фаз  $\varphi \rightarrow 0$ , тогда  $\cos\varphi \rightarrow 1$ , а результирующий ток станет равным активному току цепи.



1 – генератор; 2 – выключатель; 3 – индуктор; 4, 5 – соответственно переменная и постоянная группы конденсаторов

Рисунок 4.1 – Электрическая схема индукционной печи без железного сердечника

Обычно емкость батареи конденсаторов  $C$  (Ф) выбирают из условия:

$$C = \frac{1}{\omega L} = \frac{1}{4\pi^2 f^2 L},$$

где  $\omega$  – угловая частота ( $\omega = 2\pi f$ );  $L$  – коэффициент самоиндукции, Гн.

Реактивную мощность батареи ( $P_p$ , кВА) определяют по формуле:

$$P = 2U_k^2 \pi f C \cdot 10^{-3},$$

где  $U_k$  – напряжение на конденсаторах, В.

Из данных соотношений следует, что с увеличением частоты емкость батареи конденсаторов снижается. В то же время, с увеличением частоты возрастают реактивные токи, увеличивается нагрев батареи, возрастают потери тепла с водой на охлаждение конденсаторов.

При работе индукционных печей на пониженной частоте наблюдают вспучивание мениска жидкого металла в печи с образованием так называемого «гребешка». Это явление объясняется отталкиванием двух концентрических проводников: внешнего (индуктора) и внутреннего (жидкого металла), по которым ток идет в разных направлениях.

На действующих индукционных печах разной емкости интенсивное перемешивание металла обеспечивают без обнажения мениска и стекания шлака к стенкам тигля.

Для лучшего использования мощности генераторов крупные индукционные печи комплектуют двумя генераторами: один – основной – для расплавления твердой садки; другой – менее

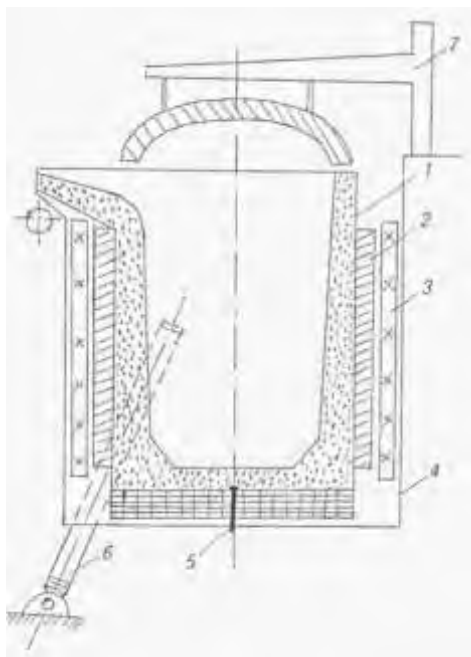
мощный – для подогрева металла и расплавления корректирующих добавок легирующих. После расплавления шихты основной генератор переключают на расплавление садки во втором тигле, а плавку в первом заканчивают на генераторе меньшей мощности.

Индукционные печи без железного сердечника выполняют открытыми (рисунок 3.2) для ведения плавки на воздухе и закрытыми (рисунок 3.2) для выплавки стали и сплавов в вакууме и атмосфере заданного состава

#### 4.2 Оборудование открытых и вакуумных индукционных печей

Основное электрическое и механическое оборудование для открытых и вакуумных индукционных печей (ВИП) практически одного типа. Питание индукционных печей высокой частоты осуществляют от ламповых или машинных генераторов. Ламповый генератор состоит из выпрямителя, собственно генератора и Настроенного силового контура.

Трехфазный ламповый выпрямитель питает генератор постоянным Током высокого напряжения. Генератором являются несколько триодных ламп, подающих переменный ток высокой частоты в выходной контур, состоящий из индуктивных сопротивлений и конденсаторов, настроенных на рабочую частоту. Настройку силового контура в резонанс с избранной частотой осуществляют подачей на сетки генераторной лампы сигнала обратной связи от выходного контура. Изменения частоты достигают варьированием емкости конденсаторов, включенных в резонансный контур. Индукционная открытая печь без железного сердечника представлена на рисунке 4.2.



1 – тигель; 2 – индуктор; 3 – ферромагнитный экран; 4 – кожух; 5 – сигнализатор;  
6 – механизм наклона; 7 – механизм отворота свода

Рисунок 4.2 – Индукционная открытая печь без железного сердечника

Мощность изменяют регулированием напряжения путем соответствующей подгонки сопротивлений. Для крупных индукционных печей применяют машинные генераторы. Наиболее часто используют генераторы индукторного типа, в которых роторы имеют зубцы, а не обмотки. Обмотки возбуждения высокой частоты располагают на статоре. Обмотку возбуждения генератора питают постоянным током от динамомшины и получают магнитное поле, постоянное по величине и направлению.

Ток на обмотку возбуждения поступает от шунтовой динамомшины, приводимой во вращение короткозамкнутым асинхронным двигателем трехфазного тока. Силу тока возбуждения регулируют реостатами в цепи динамо и в цепи обмотки возбуждения генератора. При вращении рото-

ра генератора против паза оказывается зубец или впадина, вследствие чего силовые линии поля либо пересекают проводники, либо исчезают. Получаемый при этом характер магнитной индукции не переменный, а пульсирующий, так как поле имеет все время одно направление. Благодаря этому, в находящихся в пазах проводниках индуктируется переменная э.д.с. с частотой, соответствующей числу зубцов: ротора и скорости его вращения (Гц):

$$f = \frac{nz}{60},$$

где  $n$  – частота вращения ротора, мин;  $z$  – число зубцов.

Частота индукторных генераторов отечественного производства колеблется в пределах 500–1000 Гц. Их используют для печей емкостью от 10 до 6000 кг и более, в последнее время находят распространение тиристорные преобразователи частоты, обеспечившие получение существенной экономии электроэнергии, изменение частоты по ходу технологического процесса и улучшение управления режимом плавки.

Для повышения соя в индукционных печах используют батареи конденсаторов с водомасляным охлаждением, имеющие малые габариты и высокую реактивную мощность. Конденсаторы подключают параллельно или последовательно с печью. Первая схема носит название резонанса токов, вторая – резонанса напряжения.

В батареях конденсаторов выделяют постоянную группу и отдельные секции, которые подключают целиком или по частям в ходе ведения плавки и изменения магнитных свойств металлошихты. Этим устраняют отклонения величины сор от единицы. Для переключения конденсаторов под нагрузкой (без отключения печи) используют автоматические регуляторы, основанные на измерении реактивного тока, идущего от генератора, и поддержании его значения около нуля. При возбуждении обмотки реактивным током определенной величины срабатывает реле реактивного тока и напряжение на генераторе снижается до нуля автоматическим регулятором напряжения, и без размыкания цепи возбуждения или силовой цепи выбирается необходимая емкость конденсаторной батареи, а затем восстанавливается прежнее рабочее напряжение печи. Полный цикл операции не превышает 2 с.

Наиболее крупные индукционные печи питают током промышленной частоты (50 Гц) через понижающий трансформатор, создающий вторичное напряжение в пределах 100–1000 В. Первичную сторону трансформатора снабжают переключаемыми отводами для изменения вторичного напряжения.

Эти печи имеют меньший расход электроэнергии и более высокий коэффициент мощности. Они проще в обслуживании и требуют меньших производственных площадей.

Печи сетевой частоты применяют для выплавки чугуна и стали, не требующих длительной выдержки жидкого металла в тиглях.

Средний расход электроэнергии в указанных печах составляет, кВтч/т: при выплавке чугуна – 550, при выплавке стали – 730. Важным узлом индукционной печи является индуктор, имеющий вид соленоида, выполненного из медной трубы круглого или прямоугольного сечений. Индуктор должен иметь:

- минимальные электрические потери;
- определенное число витков по длине;
- достаточное пространство между нитками для изоляции;
- эффективное охлаждение водой.

Плотность тока в индукторе составляет 20–40 А/мм<sup>2</sup>. Электрические потери активной мощности достигают 15–20%.

Для придания прочности конструкции и исключения смещения при наклоне печи индуктор скрепляют с вертикальными изоляционными стойками, а также с нижней и верхней керамическими плитами.

Воду в индуктор подают шлангами под давлением  $\approx 0,2$  МПа и контролируют ее температуру на выходе (35–45 °С). При более холодной воде индуктор покрывается влагой («потеет») и возрас-

тает вероятность межвитковых коротких замыканий. Горячая вода способствует образованию на стенках индуктора накипи, затрудняющей его охлаждение.

Для придания требуемой жесткости конструкции и обеспечения наклона печи при выпуске металла индуктор с огнеупорной футеровкой плавильного тигля помещают в специальный кожух или каркас. Каркас для малых печей изготавливают из асбоцементных плит и стоек, скрепленных латунными уголками и болтами. Для больших печей каркас изготавливают из немагнитной стали. С целью исключения образования замкнутого магнитного поля на крупных печах со стальным каркасом используют специальные экраны в виде медных листов, покрывающих его внутреннюю поверхность, или в виде магнитопроводов, собранных из пакетов трансформаторного железа и располагаемых вокруг индуктора. К каркасу печи крепят стойки с индуктором и нижнюю и верхнюю керамические плиты. Нижняя плита состоит из шамотных блоков, имеющих отверстия и пазы для крепления их латунными болтами и скобами в основании рамы каркаса. В верхней раме каркаса крепят фасонные шамотные блоки, один из которых служит для слива металла.

Подвод тока к индуктору осуществляют гибкими водоохлаждаемыми кабелями или медными шинами. Кабели позволяют при необходимости наклонять тигель без отключения тока, тем самым ускоряется плавление шихты.

Шинный подвод тока выполняют в виде ласточкина хвоста или ножа, который крепят к низу каркаса печи. При таком способе питания наклон тигля вызывает размыкание цепи тока.

Наклон печи осуществляют разными способами. Для этого на каркасе печи укрепляют две пары цапф – верхние на уровне сливного носка и средние, проходящие через центр тяжести печи. Во время загрузки и плавления печь покоится на средних цапфах и упоре, расположенном под печью. Для слива металла печь поворачивают с помощью лебедки, тельфера или гидравлического подъемника.

Поворот печи осуществляют вначале на средних цапфах, затем, до угла 90-95° – на верхних, что существенно облегчает слив металла из тигля в ковш. Наклон тельфером удобен, прост в исполнении и позволяет обслуживать несколько печей. Гидравлический подъемник обеспечивает более плавный наклон печи и меньшее сотрясение футеровки тигля, но требует больших затрат при обслуживании и значительных производственных площадей.

Емкость открытых и закрытых (вакуумных) индукционных печей превышает 50 т. Вакуумная индукционная печь (ВИП) отличается от открытой (ОИП):

- замкнутым герметичным кожухом, позволяющим изолировать металл от окружающей среды и проводить плавку в вакууме;
- вакуумным оборудованием, создающим требуемое разрежение над поверхностью металла в тигле;
- различными устройствами и приспособлениями для герметизации отдельных секций печи, дозирования добавок ферросплавов и раскислителей, взятия проб металла и измерения температуры;
- наличием ряда других средств, обеспечивающих контроль и автоматизацию технологического процесса.

Источник питания для ВИП выбирают с учетом возможности электрического пробоя между частями установки с разным электрическим потенциалом и необходимости перемешивания ванны. Пробой или тлеющий разряд возникают при остаточном давлении 2,6–260 Па и напряжении 400 В. При более высоком напряжении на индукторе ВИП необходима более тщательная изоляция витков слоями лака и специальной стеклоткани.

По емкости вакуумные индукционные печи подразделяют на лабораторные (до 25 кг), полупромышленные (до 100 кг) и промышленные (свыше 100 кг). По конструкции ВИП относятся к агрегатам периодического и полунепрерывного действия. На печах первой группы корпус разгерметизируют после каждой плавки. На печах второй группы можно выплавлять несколько плавов, не открывая корпус. В таких печах смену изложниц для слитков осуществляют через специальный люк разгрузочной камеры, отделенной от корпуса с плавильным тиглем шлюзовым приспособлением, соединенным с вакуумпроводом.

Печь загружают шихтой через шлюзовое устройство, расположенное над тиглем соосно с ним. Загрузочная камера отделена от плавильного пространства шибером и соединена с вакуумной откачной системой, сверху камера закрывается крышкой.

Печи полунепрерывного действия наиболее распространены и имеют преимущества в расходе электроэнергии и по производительности, в удобстве обслуживания, повышенной стойкости огнеупорной футеровки тигля и в возможности более рациональной автоматизации процесса.

Для создания в ВИП разрежения используют механические и пароструйные насосы. Основные характеристики насосов – быстрота (скорость) откачки, предельный вакуум и величина предварительного разрежения.

Максимальное разрежение, достигаемое насосом при работе, называют предельным вакуумом. Конструкция некоторых насосов предусматривает их включение на откачку после достижения некоторого предварительного разрежения.

Показатели работы ОИП и ВИП в большой степени зависят от стойкости футеровки плавильных тиглей.

### 4.3 Футеровка тиглей индукционных печей

Огнеупорная футеровка плавильных тиглей должна обеспечивать:

- относительно высокую стойкость тигля при минимальной толщине стенок;
- отсутствие электрической проводимости;
- минимальные объемные изменения материалов в процессе эксплуатации;
- достаточную эрозионную стойкость против воздействия металла и шлака;
- высокую механическую прочность.

Футеровку тиглей изготавливают из кислых, основных и нейтральных огнеупоров.

Для кислой футеровки используют кварцит, содержащий не менее 95%  $\text{SiO}_2$  и борную кислоту (в качестве связующего). Положительно зарекомендовала себя кислая футеровка (стойкость до 150 плавок), состоящая из кварцита (70% фракции 1,5–3 мм и 30% фракции 0–1,5 мм) с добавкой 2–4% борной кислоты.

Основную футеровку изготавливают из магнезитовых, магнезитохромитовых, известковых, доломитовых и других материалов. Основные тигли имеют меньшую стойкость, чем кислые.

Для набивки основных тиглей применяют массу, состоящую из 80% порошка плавящего магнезита (смесь зерен разной крупности: 12% фракции 2–4 мм, 12% фракции 1–2 мм и 56% фракции 0–1 мм) и 20% порошка электрокорунда (размер зерен 0–1 мм), а также 1,25% (сверх 100%) порошка плавикового шпата. Все материалы после дробления и измельчения подвергают магнитной сепарации. Огнеупорные тигли индукционных печей изготавливают: набивкой по шаблону в печи и в пресс-форме вне печи, выкладкой из фасонных огнеупорных изделий и послойной наваркой. При исполнении в качестве связующей добавки борной кислоты огнеупорную массу не увлажняют.

Тигли в печи набивают с помощью сварного железного шаблона, наружные размеры которого соответствуют внутренним размерам тигля. Шаблон изготавливают из котельной стали с толщиной стенки 4–6 мм. Для удаления влаги в процессе спекания футеровки тигля служат просверленные в стенках шаблона 100–150 отверстий диаметром 3–5 мм. Основание шаблона для кислой футеровки выполняют в виде усеченного конуса, а для основной футеровки оно сферообразное. Перед набивкой тигля индуктор печи очищают, продувают и опрессовывают под давлением 0,8–1,0 МПа.

Внутреннюю поверхность индуктора обмазывают изолирующим составом из кварцевой муки и алебаstra (63:35), увлажненным водой до консистенции густой сметаны. В ряде случаев используют для обмазки индуктора массу из 70% талька и 30% бакелитового лака. Для повышения прочности обмазку окрашивают смесью тонкомолотого магнезитохромитового порошка с жидким стеклом и просушивают в течение 30–40 мин легким пламенем газовой горелки. После сушки изоляционный слой покрывают гидролизированным этилсиликатом и оклеивают стеклотканью.

Набивку футеровки ведут пневматическими трамбовками. Каждый раз массу засыпают сло-



ями на толщину 25–30 мм для основного и 50–70 мм для кислого тигля и плотно утрамбовывают.

Перед засыпкой каждого последующего слоя поверхность предыдущего тщательно разрыхляют острым прутком на глубину 3–5 мм. Недостаточное разрыхление прибитого слоя может явиться причиной образования поперечных трещин в процессе эксплуатации тигля. Слой считают достаточно уплотненным, если масса при ударах трамбовки не разлетается в стороны. Порядок набивки откосов и стен кислого и основного тиглей аналогичен изготовлению набивки подины.

После набивки подины на нее устанавливают шаблон и центрируют его так, чтобы стенки тигля имели на одной высоте во всех направлениях одинаковую толщину. Шаблон укрепляют в индукторе деревянными клиньями и грузом. Перед набивкой откосов верхний слой футеровки подины, не прикрытый шаблоном, взрыхляют и на него насыпают слой массы. При набивке обеспечивают равномерное распределение зерен разных размеров в набиваемом слое. Скопление в одном месте или в нескольких местах футеровки только крупных или только мелких зерен приведет к нарушению спекаемости массы и может вызвать преждевременный выход тигля из строя. Когда футеровка готова, удаляют из шаблона груз, тщательно убирают площадку вокруг печи, индуктор снаружи обдувают сжатым воздухом и приступают к сушке и спеканию тигля.

После набивки основной тигель выдерживают 24 ч, затем сушат равномерным пламенем газовых горелок в течение 12–14 ч. После этого тигель загружают шихтой на первую обжиговую плавку. В начале плавления поверх набивки выкладывают кольцо (воротник) из шамотного кирпича (для кислой футеровки) или из магнезитохромитового термостойкого кирпича (для основной футеровки).

Тигли емкостью до 300 кг изготавливают вне печи в разборных пресс-формах с шаблонами. Перед набивкой пресс-форму смазывают машинным маслом. Сначала набивают стенки, а затем дно тигля. Готовый тигель подвергают воздушной сушке (до 15 сут.).

После набивки основания магнезитовым порошком в смеси с 10% каустического магнезита или 1,5% борной кислоты просушенный тигель устанавливают в индуктор. Пространство между ним и индуктором засыпают порошком огнеупорного материала. Спекание футеровки тигля осуществляют или с помощью графитового блока, близкого по габаритам к размерам тигля, или в процессе первой плавки. Перед загрузкой шихты в тигель вставляют металлический шаблон без днища.

При изготовлении футеровки индукционной печи методом кладки используют обожженный и необожженный фасонный и фигурный кирпичи с шпунтовыми соединениями. При кладке швы засыпают соответствующим мертелем. Зазор между индуктором и кладкой тигля (25–30 мм) утрамбовывают порошкообразной массой, служащей изоляцией и буферным слоем.

Футеровку тигля методом послойной наварки осуществляют с помощью торкретирования, трамбовки и послойного спекания, а также газоплазменным напылением. Торкрет-массу наносят на стенки тигля пневмопушкой и слой спекают графитовыми шаблонами разных диаметров. В процессе эксплуатации после выпуска каждой плавки тигель очищают от остатков металла и шлака и осматривают. Быстрое потемнение отдельных участков футеровки тигля указывает на уменьшение ее толщины. Восстановление изношенных участков футеровки осуществляют подваркой. Так, при уменьшении толщины стен на него вставляют металлический шаблон из 2-мм железа без днища и заполняют шихтой. В пространство между футеровкой и шаблоном засыпают кварцевую массу и уплотняют ее стальным прутком.

Подварочную плавку ведут на пониженной мощности с увеличением ее продолжительности на 1–1,5 ч. На поврежденные участки основной футеровки тигля наносят тестообразную огнеупорную массу из мелкого магнезитохромитового порошка и 10% глины на жидком стекле. Для лучшего спекания эти участки защищают листовым железом и мелкой шихтой.

При непрерывной работе стойкость основной футеровки возрастает. При длительных паузах основную футеровку подогревают газовыми горелками или графитовым блоком.

Совершенствование конструкций индукционных печей

Индукционные печи являются экономичными установками периодического действия. Так, удельный расход огнеупоров для этих печей является минимальным. для индукционной печи про-

изводительностью 1 т/ч масса футеровки составляет 160 кг при толщине стенки тигля 100 мм, а для дуговой печи аналогичной производительности – около 7 т.

В индукционных печах достигают минимального угара легирующих элементов, кроме того, отсутствуют расходы на электроды, меньше затраты на рабочую силу, ниже тепловые потери.

Для индукционных печей емкостью более 500 кг удельный расход электроэнергии составляет 550–650 кВт·ч/т, что несколько выше (на 10–30 кВт·ч/т) расхода энергии в дуговой печи. Снижение удельного расхода электроэнергии и улучшение технико-экономических показателей работы индукционных печей достигаются за счет:

- совершенствования конструкции агрегатов;
- выбора наиболее приемлемой мощности генератора;
- лучшей компоновки конденсаторов и максимального приближения их к печи;
- обслуживания одним генератором двух плавильных тиглей;
- предварительного подогрева шихты и ускорения расплавления с помощью газовых горелок или плазмы;
- сокращения числа контрольных проб металла и времени на анализ и других мероприятий.

Индукционные печи весьма приспособлены для работы с вакуумом, в атмосфере инертного газа и окислительной атмосфере, а также для комбинированной плавки, сочетающей подогрев металла плазмой и продувку расплава газом через пористые элементы футеровки днища. Продувка металла инертным газом и порошкообразными веществами в тиглях индукционных вакуумных печей через погружную фурму существенно ускоряет процесс рафинирования стали и сплавов от серы, фосфора, газов и неметаллических включений и позволяет увеличить емкость тиглей и массу обрабатываемого металла, что положительно сказывается на технико-экономических показателях.

#### **4.5 Выплавка стали в открытых и вакуумных индукционных печах**

Химический состав стали и сплавов, по существу, определяет материал для изготовления плавильного тигля индукционной печи. Металл с повышенным содержанием марганца, титана, алюминия и циркония выплавляют в тиглях с основной футеровкой. Марганец активно взаимодействует с кислой футеровкой тигля и быстро разрушает ее с образованием легкоплавких силикатов марганца. Алюминий, титан и цирконий восстанавливают кремний из кислой футеровки и повышают его содержание в стали. Успешное проведение плавки в индукционных печах по установленной технологии во многом зависит от качества металлошихты, шлакообразующих, ферросплавов и раскислителей. В индукционной плавке обычно используют материалы с минимальным содержанием серы, фосфора, цветных металлов и других нежелательных примесей.

Плавки ведут способами переплава легированных отходов или сплавления компонентов шихты с ферросплавами. Подбор шихты по габаритности и плотная укладка составляющих в плавильный тигель обеспечивают ускоренное расплавление материалов и низкий расход электроэнергии. Загрузку малых печей осуществляют вручную, большегрузных – с помощью загрузочных корзин. По мере плавления и оседания в тигель загружают оставшуюся часть шихты. Для разрушения «мостов» и зависаний используют газообразный кислород. По мере плавления шихты в тигель присаживают шлакообразующие материалы, уменьшая тем самым контакт жидкого металла с атмосферой.

После расплавления шихты шлак скачивают и наводят новый, состоящий из 70% кварцита, 20% извести и 10% шамота для кислых тиглей или 60–65% извести, 5–15% магнезита и 20–30% плавикового шпата для основных. Затем приступают к раскислению и доводке металла до требуемого химического состава. Для раскисления шлака используют порошки кокса, ферросилиция, силикокальция, алюминия и боркалька (33% CaO и 67% Al). Последний изготавливают смешиванием порошка алюминия с гашеной известью и применяют после прокаливания смеси при температуре –600 °С. Глубинное раскисление металла осуществляют введением в расплав алюминия, силикокальция, алюмокальция, алюмобария и других раскислителей.

Корректировку химического состава осуществляют после получения анализа отобранных

проб металла не позднее, чем за 10–20 мин до выпуска плавки. Температуру металла по ходу плавки и перед выпуском контролируют термометрами погружения. Угар отдельных элементов при индукционной плавке следующий, %: Cr 4–6, Mn 4–8, V 3–8, W – 2, Ni 1,5–3, Mo – 3, Si 5–15.

Плавка в индукционной вакуумной печи состоит из периодов: загрузки шихты, откачки печи до рабочего давления (кроме печи полунепрерывного действия), расплавления шихты, доводки и рафинирования металла, выпуска и разливки, очищения тигля.

Требования к материалам для плавки в вакуумных печах более высокие, чем для открытых индукционных печей. Обычно в качестве шихты применяют отходы легированных сталей и сплавов, образующиеся в передельных цехах, и специальную заготовку известного химического состава. Перед загрузкой шихту подвергают дробеструйной очистке для удаления поверхностных загрязнений, а в отдельных случаях – обжигу для удаления влаги и масел. Для легирования применяют металлические материалы и высокопроцентные прокаленные ферросплавы. После загрузки включают ток и расплавляют шихту на полной мощности. При переплаве углеродсодержащих материалов скорость плавления регулируют величиной подводимой мощности с учетом бурления жидкого металла или пространство над тиглем заполняют аргоном до остаточного давления 6,7–13 кПа.

Обычно скорость расплавления в крупных вакуумных индукционных печах составляет без подогрева шихты 2,7–3,2 т/ч.

После успокоения ванны и расплавления всей садки давление в печи снижают до рабочего. Для сокращения периода плавления (75% всего времени плавки) в тигель заливают жидкий полупродукт из другого сталеплавильного агрегата (конвертера, дуговой печи и др.).

В вакуумной печи достаточно полного раскисления металла достигают углеродом. Применение вакуума смещает равновесие реакции раскисления углерода в правую сторону и обеспечивает получение весьма низких содержаний кислорода. Константа равновесия реакции  $[C] + [O] = CO$ :

$$K = \frac{P_{CO}}{a_{[C]}a_{[O]}} \quad \text{или} \quad a_{[O]} = \frac{P_{CO}}{a_{[C]}K}$$

Раскисление металла углеродом в вакууме зависит только от парциального давления CO в газовой фазе над металлом. Чем ниже давление, тем выше раскислительная способность углерода и тем меньше кислорода должно находиться в равновесии с данной концентрацией углерода. Одновременно с раскислением металла происходит и его обезуглероживание. Выделяющиеся пузырьки CO создают условия для более активного удаления азота и водорода, а также всплывания неметаллических включений. Наиболее активно раскисление металла происходит в первый период плавки, когда при переходе металла из твердого состояния в жидкое, условия зарождения пузырьков CO наиболее благоприятны. Некоторые расплавы на основе железа и никеля раскисляют водородом, вводимым в металл через пористую огнеупорную вставку днища тигля. Для предотвращения взрыва в печи поддерживают низкое парциальное давление водорода и подают смесь аргона и водорода.

Минимальное содержание кислорода в металле достигается присадкой металлических раскислителей (кальция, магния, алюминия) и их сплавов с никелем и другими веществами (лигатуры). В процессе выдержки металла в вакууме из него удаляются газы и примеси цветных металлов. Ускоряют процессы дегазации и испарения продувкой металла нейтральными и активными газами. Присадкой в шихту ВИП извести (80%) и плавикового шпата (20%) достигают степени десульфурации стали к моменту расплавления садки на уровне 70–80%.

Чистый металл по неметаллическим включениям получают за счет минимальной выдержки расплава в тигле под вакуумом (20–30 мин) и соблюдения правил присадки легирующих и раскислителей, оговоренных в технологических инструкциях на выплавку тех или иных сталей и сплавов.

Металл из ВИП разливают в слитки или литые заготовки без нарушения вакуума и в атмосфере инертного газа. ВВП обеспечивает существенное повышение механических, электротехни-

ческих, антикоррозионных и других свойств сталей и сплавов и производство таких металлических материалов, которые невозможно изготовить обычной плавкой в атмосфере.

### **Контрольные вопросы**

- 1 Перечислите основные виды индукционных печей.
- 2 Дайте характеристику способу нагрева в индукционной печи.
- 3 Перечислите преимущества применения индукционных печей.
- 4 Перечислите недостатки применения индукционных печей.

## 5 Основные методы внепечной обработки стали

Существуют следующие способы внепечной обработки [15-21]:

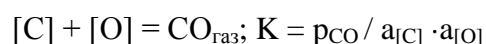
- обработка синтетическими шлаками (твердыми и жидкими);
- продувка инертными газами;
- вакуумирование.

Наиболее широкое распространение получили способы обработки стали в вакууме, обработка синтетическими шлаками, порошками, нейтральными газами, раскисление и модифицирование РЗМ и ЩЗМ их сплавами и соединениями, ускоренная или направленная кристаллизация металла. ЭШП, ВДП, ВИП, ПЛП.

### 5.1 Вакуумирование стали

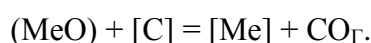
Вакуумирование стали [steel vacuum treatment (processing)] - обработка жидкой стали под вакуумом с целью улучшения ее качества за счет уменьшения в ней содержания газов ( $H_2$ ,  $N_2$ ,  $O_2$ ) и неметаллических включений, а при специальных методах выплавки и некоторых других элементов (например, Mn, Pb, Zn, Cu).

Основная идея технологии вакуумной обработки стали основана на термодинамической возможности смещения равновесия химических реакций в сторону выделения газообразных продуктов в результате снижения атмосферного давления. Прежде всего, это относится к растворенным в стали водороду, азоту, а также кислороду. При этом в результате химической реакции с углеродом кислород выделяется из расплава в виде CO и  $CO_2$ , обеспечивая, наряду с раскислением, обезуглероживание стали. Как отмечалось выше, равновесие реакции:



сдвигается вправо, кислород реагирует с углеродом, образуя оксид углерода (II). Следовательно, обработка стали в вакууме позволяет уменьшить концентрацию кислорода в расплаве пропорционально снижению остаточного давления.

В тех случаях, когда кислород в металле находится в составе оксидных неметаллических включений, снижение давления над расплавом приводит к частичному или полному их разрушению по реакции



MnO или  $Cr_2O_3$ , восстанавливаются почти полностью. Для восстановления более прочных включений, ( $Al_2O_3$  или  $TiO_2$ ) требуется очень глубокий вакуум.

Обработка металла вакуумом также влияет на содержание в стали водорода и азота.

С присутствием водорода в стали связан такой дефект, как флокены. Верхние границы концентраций водорода, при которых металл свободен от флокенов, зависят от состава стали, сечения проката и скорости охлаждения.

Содержание водорода в металле определяется при прочих равных условиях давлением водорода в газовой фазе:

$$[H] = k \cdot \sqrt{P_{H_2}},$$

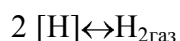
где [H] – содержание водорода в металле;

$P_{H_2}$  – парциальное давление  $H_2$  над расплавом;

K – коэффициент растворимости  $H_2$  в расплаве.

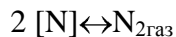
Аналогично для азота.

При снижении давления над расплавом равновесие реакции



сдвигается вправо. Водород в жидкой стали отличается большой подвижностью, коэффициент диффузии его достаточно велик ( $D_H = 1,2 \div 1,5 \cdot 10^{-3}$  см/с), и в результате вакуумирования значительная часть содержащегося в металле водорода быстро удаляется из металла.

Равновесие реакции будет следующим:



при снижении давления также сдвигается вправо, однако азот в металле менее подвижен, коэффициент диффузии его в жидком железе на порядок меньше, чем водорода [ $D_N = (1 \div 4) \cdot 10^{-4}$  см/с], в результате интенсивность очищения расплава от азота под вакуумом значительно ниже, чем у водорода. Требуется более глубокий вакуум и продолжительная выдержка, чтобы достигнуть заметного очищения металла от азота.

Процесс очищения металла от водорода и азота под вакуумом ускоряется одновременно протекающим процессом выделения пузырьков окиси углерода. Эти пузырьки интенсивно перемешивают металл и сами являются маленькими «вакуумными камерами», так как в пузырьке, состоящем только из CO, парциальные давления водорода и азота равны нулю ( $P_{H_2} = 0$  и  $P_{N_2} = 0$ ).

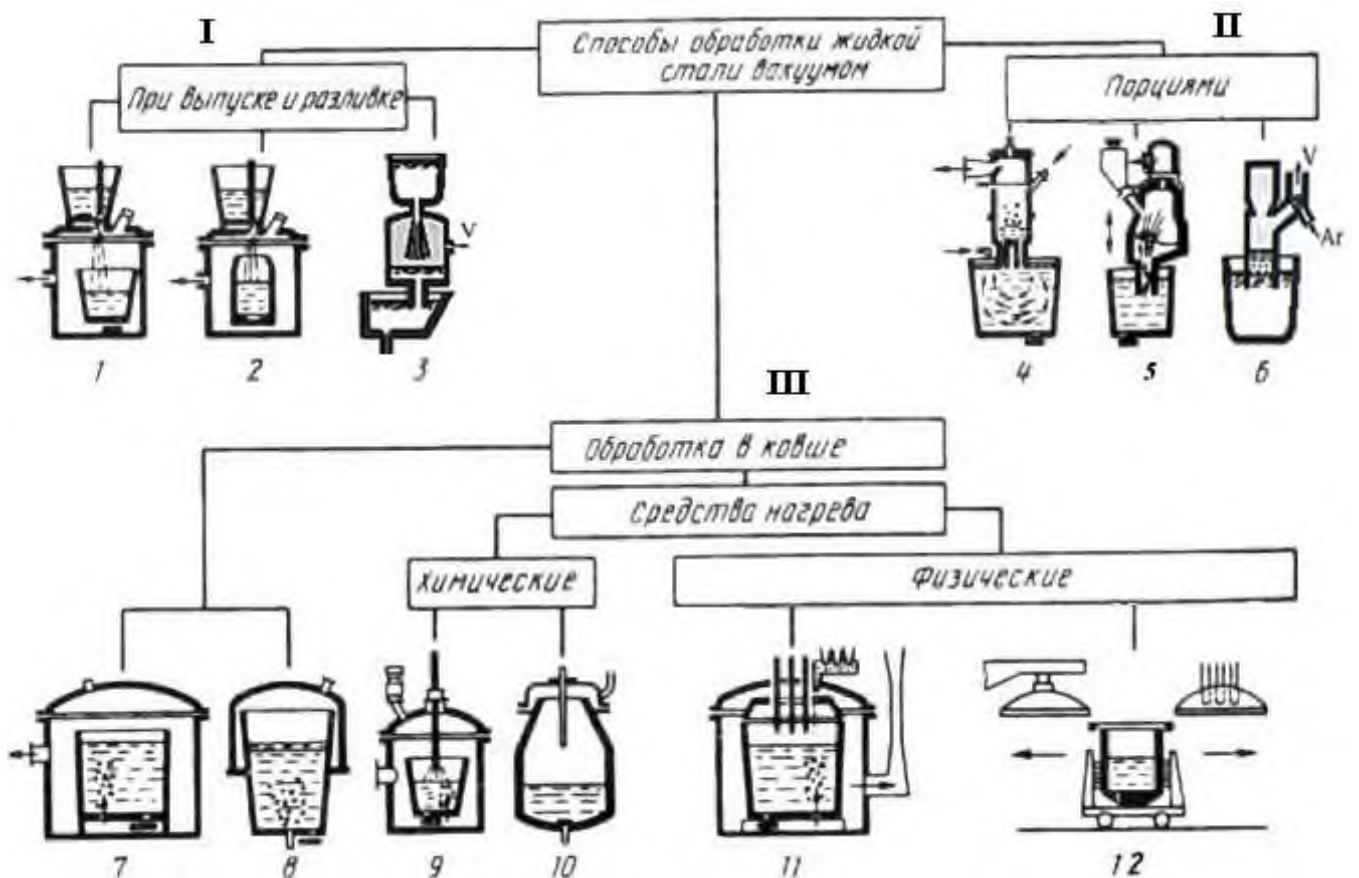
Для обеспечения достаточной площади поверхности раздела фаз вакуумную обработку раскисленной стали совмещают с продувкой расплава инертным газом. При продувке, массу металла пронизывают тысячи пузырьков инертного газа (обычно аргона). Каждый пузырек представляет собой маленькую «вакуумную камеру», так как парциальные давления водорода и азота в таком пузырьке равны нулю. При этом под вакуумом достигим принципиально новый количественный результат перемешивания металла инертным газом, так как величина мощности перемешивания при снижении давления увеличивается в 4-5 раз. Следует отметить, что при атмосферном давлении такая величина мощности перемешивания практически недостижима.

Таким образом, при обработке металла вакуумом уменьшается содержание растворенных кислорода, водорода, азота и содержание оксидных неметаллических включений; в результате выделения большого количества газовых пузырьков металл перемешивается, становится однородным, происходит «гомогенизация» расплава.

Кроме того, в тех случаях, когда металл содержит в повышенных концентрациях примеси цветных металлов (свинца, сурьмы, олова, цинка и др.), заметная часть их при обработке вакуумом испаряется. Примеси цветных металлов в некоторых случаях, особенно при производстве высокопрочных сплавов, заметно ухудшают свойства металла, и обработка вакуумом является по существу единственным способом уменьшить это вредное влияние.

Поэтому обработка стали вакуумом используют при производстве сталей высокого качества, необходимых для производства целого ряда изделий авиационной, радиоэлектронной, приборостроительной промышленности, а также для изготовления конструкций (например, трубопроводов, мостов и т. п.), работающих на крайнем Севере, для космической техники и т. п.

В настоящее время в промышленно развитых странах успешно работают сотни установок внепечного вакуумирования различной конструкции. Схемы наиболее распространенных конструкций представлены на рисунке 5.1.



I – вакуумирование в струе: 1 – при переливе из ковша в ковш; 2 – при разливки в изложницу; 3 – поточное вакуумирование;  
 II – вакуумирование в вакуум-камере: 4 – циркуляционное вакуумирование; 5 – порционное вакуумирование; 6 – поточное вакуумирование;  
 III – вакуумирование металла в ковше: 7, 8 – вакуум-кислородное рафинирование; 9, 10 – вакуум-кислородное рафинирование; 11, 12 – комбинированные с дуговым нагревом и вакуумированием.

Рисунок 5.1 – Способы вакуумирования стали

### Струйное вакуумирование.

Струйное вакуумирование основано на пропускании через герметичную камеру, соединенную с вакуумным насосом, струи металла при выпуске его из сталеплавильного агрегата, переливе из ковша в ковш, в изложницу или в промежуточную емкость МНЛЗ (рисунок 5.2).



Рисунок 5.2 – Способы струйного вакуумирования стали

В вакуумной камере, которая накрывается крышкой с отверстием, перекрываемым алюминиевой пластиной, перед началом обработки создается разрежение. При открывании стопора или шиберного затвора сталеразливочного ковша струя вытекающей стали прожигает алюминиевую пластину и, попадая в разреженное пространство, разделяется на капли различной величины. При переливе спокойной стали угол раскрытия струи составляет  $20 - 40^\circ$ , для нераскисленной — до  $140^\circ$ .

Развитая поверхность раздела металла и разреженного пространства обеспечивает благоприятные условия для раскисления стали, удаления водорода и азота. Дальнейшая дополнительная дегазация происходит с поверхности металла, заполняющего приемную емкость. Во время перелива металла могут быть введены раскислители, а при переливе в ковш, кроме того может быть использована продувка ванны аргоном через донную пробку.

При всех вариантах вакуумной обработки струи в результате увеличенного теплового излучения расширенной струи, большого периода нахождения поверхности металла без шлака и значительной продолжительности процесса происходят существенные тепловые потери, особенно при переливе из ковша в ковш, причем в некоторых случаях требуется перегрев металла в печи до  $150^\circ\text{C}$ . Ковш, используемый для заполнения металлом в процессе обработки, устанавливается в вакуум-камере, которая накрывается крышкой, или ковш непосредственно накрывается крышкой с помощью вакуум-плотного фланцевого соединения. В первом случае обеспечивается возможность заполнения вакуумированным металлом, как ковша, так и изложницы, упрощается обслуживание и исключается необходимость в защите кромки ковша от брызг и пыли. Достоинства второго варианта заключаются в уменьшении откачиваемого объема, габаритов и металлоемкости вакууматора, возможности смены разливаемых ковшей без нарушения вакуума над поверхностью расплава в изложнице, недостатки — в необходимости иметь в цехе, по крайней мере, два типа ковша с разными посадочными поверхностями, существенно усложняющими их подготовку и эксплуатацию. Кроме того, в этом случае затрудняется размещение на крышке шлюзового устройства для ввода раскислителей.

Внутренние поверхности крышки и вакуум-камеры футеруются, для предотвращения образования настывшей на огнеупорной кладке ковша или стенках изложницы вследствие разбрызгивания струи в крышке вакуум-камеры устанавливают огнеупорную направляющую трубу. В крышках размещаются смотровые окна, шлюзовые устройства для ввода кусковых материалов и клапаны для заполнения камеры инертным газом после вакуумирования. Все варианты струйного вакуумирования обеспечивают максимальную степень дегазации в связи с развитой поверхностью капель металла и эффективную защиту его от повторного окисления. Однако в связи с ограниченными технологическими возможностями их применение целесообразно в сочетании с другими, более универсальными методами внепечной обработки, а также при отливке крупных слитков из высококачественной стали.

Разновидностью струйного вакуумирования является поточное, которое представляет собой вакуумную дегазацию струи металла, заливаемого в промежуточную емкость МНЛЗ. В основу этой технологии положены теоретические разработки проф. Г. А. Соколова.

С учетом опыта эксплуатации подобного агрегата на НЛМК был разработан агрегат поточного вакуумирования нового поколения, предназначенный для оснащения вертикально-криволинейной МНЛЗ с радиусом кривизны 6 м для отливки слябов сечением  $160 \times 1000$  и  $160 \times 1600$  мм. В разработке принимали участие комбинат "Запорожсталь", ЦНИИЧЕРМЕТ, ВНИИМЕТМАШ, ПО "ЮЖУРАЛМАШ".

В существующих цехах с ограниченной высотой может быть применен другой вариант конструкции поточного вакууматора, обеспечивающий непрерывное вакуумирование серии плавок. Устройство содержит вакуум-камеру с крышкой и вакуум-проводом, сталеразливочный ковш с затвором и юбкой, герметично состыкованной с вакуум-камерой, шлюзовую камеру с вакуумным затвором и механизмами вертикального и горизонтального перемещения, промежуточный ковш.

Вакуумирование стали в вакуум-камере.

Порционные и циркуляционные вакууматоры характеризуются обработкой относительно небольшой части металла, циркулирующего через вакуумную камеру. Это позволяет существенно



повысить интенсивность вакуумирования без ограничений массы обрабатываемой плавки. Известны следующие виды вакуумирования:

- пульсационное — интенсивное перемешивание путем периодического всасывания порции металла в вакуум-камеру и слива в ковш за счет периодического изменения давления (используется редко);
- порционное — порции металла поступают в вакуум-камеру и сливаются обратно за счет возвратно-поступательных вертикальных перемещений вакуум-камеры;
- циркуляционное — металл непрерывно циркулирует через вакуум-камеру за счет подачи инертного газа во всасывающий патрубок (рисунок 5.3).



Рисунок 5.3 – Способы вакуумирования стали в вакуум-камере

В настоящее время широкое распространение получили порционный и циркуляционный вакууматоры. По технической сущности и достигаемым результатам, они длительное время конкурировали между собой, однако по мере улучшения качества огнеупоров и повышения стойкости футеровки предпочтение все чаще отдается циркуляционному вакуумированию. Во многих случаях с учетом технологического и конструктивного подобия порционные вакууматоры за рубежом были переоборудованы в циркуляционные.

Порционное вакуумирование.

Порционный способ внепечного вакуумирования, разработанный фирмой "Dortmund - Hörder Hüttenunion", ФРГ, обычно называют способом ДН. Первая промышленная установка этого типа введена на заводе этой фирмы в Дортмунде в 1956 г. Вакуумированию подвергали сталь, выплавленную в мартеновских печах. Емкость ковша составляла 40...110 т.

Метод порционного вакуумирования жидкой стали заключается в вакуумной обработке расплавленного металла путем многократного его всасывания из сталеразливочного ковша порциями в вакуумную камеру.

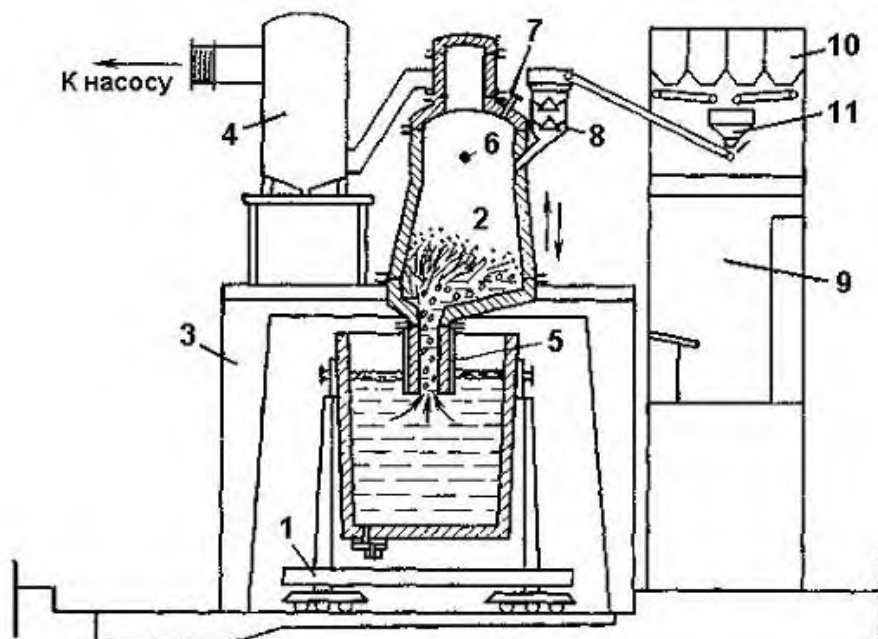
При порционном вакуумировании в ковш с металлом опускается патрубок вакуум камеры (рисунок 5.4) и отбирает определенный объем стали для обработки.

Конец патрубка все время оставался опущенным в ковш, и металл из камеры после обработки сливается обратно. Затем камера опускается и в нее под действием вакуума засасывается очередная порция металла (отсюда название «порционное вакуумирование»).

В установках рассматриваемого типа порция металла поступает через огнеупорный патрубок из сталеразливочного ковша в вакуум-камеру за счет создания в ней значительного разрежения на высоту, примерно 1,4 м.

При опускании вакуумной камеры в нее натекает из ковша порция металла (15...18 т), которую, собственно, и подвергают вакуумной обработке. При последующем подъеме вакуумной камеры в пределах рабочего хода происходит соответственно слив обратно в ковш дегазированного металла. Вследствие последующего вертикального возвратно-поступательного движения вакуум-

ной камеры в пределах рабочего хода через нее проходят новые порции металла. Сливающиеся порции металла из вакуумной камеры опускаются на дно сталеразливочного ковша. В некоторых случаях поднимается и опускается не вакуумная камера, а ковш с металлом, а камера остается неподвижной.



1 – тележка со сталеразливочным ковшом; 2 – вакуумная камера; 3 – стенд гидравлического подъема и опускания камеры; 4 – охладитель газа; 5 – всасывающий патрубок; 6 – графитовый нагреватель; 8 – бункер для подачи ферросплавов; 10 – бункера ферросплавов; 11-дозировочные весы

Рисунок 5.4 – Схема порционного вакуумирования стали

Масса одновременно поступающего в вакуумную камеру металла должна составлять не менее 10...12 % от общей массы металла в ковше. Амплитуда этих перемешиваний может превышать 2 м. Скорость подъема и опускания 6...7 м/мин (3...4 качка в минуту по общепринятой практике). Длительность одного цикла, включающего наполнение и опорожнение вакуум-камеры, составляет 15...30 секунд.

Число необходимых циклов, оценивают коэффициентом рециркуляции, устанавливаемым эмпирически, в зависимости от массы засасываемого за один цикл металла, состава стали, полноты ее раскисления и конкретной задачей вакуумирования. Коэффициент рециркуляции выражают отношением суммарной массы стали, прошедшей через вакуум-камеру за время дегазации к массе стали в ковше.

Количество циклов вакуумирования при обработке металла с целью удаления из него водорода и сокращения продолжительности противоблуженной обработки проката должна составлять не менее:

- при обработке раскисленного металла - 70 циклов;
- при обработке нераскисленного металла - 50 циклов.

Считают, что массу стали 100 т, необходимо пропустить через установку 3,5 раза. Для этого делают 45...50 качков. Время обработки составляет примерно 15 минут. После ввода раскислителей и легирующих, не нарушая вакуума, дополнительно осуществляют определенное число циклов (4...6), для выравнивания состава и температуры металла в объеме ковша.

Остаточное давление в вакуум-камере создаваемое многоступенчатым парожеткаторным насосом к концу дегазации чаще всего составляет 0,5 мм рт. ст. Футеровка вакуумной камеры перед вакуумированием нагревается системой электроподогрева или газокислородными горелками до 1500...1550 °С, что сокращает потерю тепла металлом. За время вакуумирования его температура

снижается на 10...25 °С [15].

Порционное вакуумирование является наиболее эффективным средством удаления водорода (по некоторым оценкам, эффективность удаления водорода вдвое, а азота на 60 %, превышают соответствующие показатели циркуляционных вакууматоров).

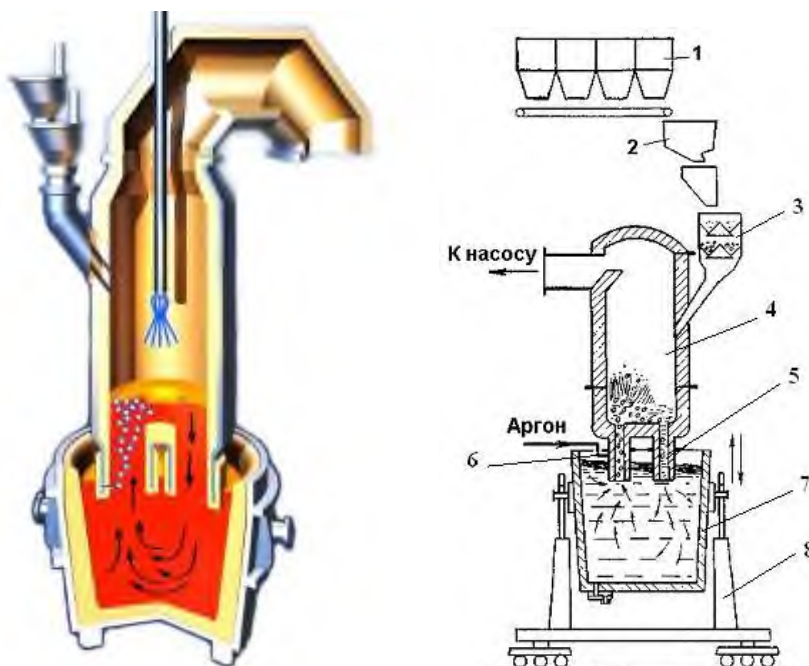
Существует большое количество действующих агрегатов порционного типа, сохраняется потребность в стали с особо низким содержанием водорода, в том числе для роторов ЦНД, поэтому остается актуальной задача оптимизации параметров технологического процесса порционного вакуумирования, конструкции и размеров вакуум-камеры.

Циркуляционное вакуумирование.

О циркуляционном принципе вакуумной обработки металла, реализованном в промышленности фирмой «Тиссен», впервые сообщили в 1959 году. Принцип получил название, как процесс RH (от названия фирм Ruhrstahl-Heraeus, ФРГ).

Процесс RH осуществляют в камере с огнеупорной футеровкой, оснащенной двумя патрубками, которые погружают в жидкий металл.

Схема процесса циркуляционного вакуумирования представлена на рисунке 5.5.



1 – бункера для ферросплавов; 2 – лотковый дозатор; 3 – бункер для подачи ферросплавов; 4 – вакуумная камера; 5 – погружной патрубок; 6 – сопла для подачи аргона; 7 – сталеразливочный ковш; 8 – тележка со сталеразливочным ковшом

Рисунок 5.5 – Схема циркуляционного вакууматора

Патрубки погружены в расплавленный металл в ковше. Погружение патрубков осуществляют путем опускания самой камеры или при подъеме ковша. Когда из камеры начинают откачивать воздух, под действием атмосферного давления расплавленный металл поднимается в вакуумную камеру на барометрическую высоту, равную примерно 1,4 м, и покрывает подину камеры. Одновременно в нижнюю часть всасывающего патрубка подводится транспортирующий газ (аргон), который, увеличиваясь в объеме, поднимается по патрубку, приводит в движение металл и приподнимает уровень зеркала металла в камере. При этом из всасывающего патрубка, в вакуумную камеру поступает смесь примерно из одной части металла и 10 частей газа со скоростью - более 5 м/с. Над всасывающим патрубком расплав выпучивается, и из него выбрасываются брызги стали, причем для нераскисленной стали высота подъема брызг может достигать 10 м. Дегазированный металл под действием ферростатического напора, создаваемого разностью уровней 50-100 мм, со скоростью 1-2 м/с стекает по сливному патрубку в ковш, где перемешивается и вновь поступает на

циркуляцию. Благодаря динамическому напору струя стали, попадая в ковш, достигает его дна, создавая эффективное перемешивание и усреднение состава и температуры стали.

Содержание растворенного кислорода в стали с начальной концентрации  $[O] - 0,006 \%$ , при давлении 6,5–0,65 кПа в течение 10 мин обработки понижается до 0,002 %. Одновременно снижается суммарная концентрация кислорода, за счет удаления оксидных включений под влиянием турбулентных потоков металла.

Продолжительность вакуумной обработки определяют в зависимости от массы металла в сталеразливочном ковше и скорости циркуляции. Коэффициент циркуляции должен быть в пределах от 3 до 4. Количество расплава, поступающего в камеру за 1 мин, достигает 30% от массы стали в ковше, поэтому общая продолжительность обработки составляет 10–15 мин. В результате этого содержание водорода в стали снижается до  $(0,9-1,3) \cdot 10^{-4} \%$ .

Снижение температуры металла в процессе обработки при нагреве футеровки вакуумной камеры до 1450–1550 °С составляет 1,0–1,5 °С/мин. В случае более низкой температуры подогрева камеры скорость охлаждения металла может достигать 3–5 °С/мин и более. Это должно учитываться при определении температуры металла перед выпуском из сталеплавильного агрегата [16].

Ковшовые вакууматоры.

Ковшовые вакууматоры основаны на одновременной обработке в вакууме всей массы металла, находящегося в ковше. При этом для эффективной вакуумной дегазации необходимо интенсивное перемешивание металла, осуществляемое, как правило, вдуванием инертного газа через донные или боковые фурмы. Вакуумная дегазация в ковше (процесс VD) может сочетаться с электродуговым нагревом (VAD — вакуумно-дуговая дегазация) или с продувкой металла кислородом (VOD — вакуум-кислородная дегазация, или окислительное вакуумирование) (рисунок 5.6).



Рисунок 5.6 – Способы ковшевого вакуумирования стали

Если вакуумно-дуговая дегазация в новейших агрегатах, внедряемых на металлургических заводах, не применяется из-за сложной конструкции и низкой производительности оборудования, то комбинированные агрегаты VD/VOD в последние годы все чаще находят применение при обработке особо низкоуглеродистых сталей.

В случае непосредственно накрывания ковша вакуум-плотной крышкой фланец вакуумного ковша и вакуумное уплотнение из-за близкого размещения к расплаву должны быть защищены от брызг, пыли, теплового излучения различными методами, среди которых увеличение свободного борта, применение теплового экрана, контролируемое снижение давления, применение ручных операций и другие. Так как при ковшовом вакуумировании обработке подвергается вся плавка, необходимо интенсивное перемешивание металла аргоном, который подводится через огнеупорные пробки, расположенные в нижней части ковша.

Применение того или иного технологического варианта вакуумирования определяется, прежде всего, сортаментом выплавляемой стали, химического состава жидкого полупродукта и воз-

возможности выполнения ряда других технологических операций по маршруту внепечной обработки (раскисление, прецизионное легирование, десульфурация, доводка по температуре и гомогенизация).

Сравнительный анализ эксплуатационных и металлургических характеристик циркуляционных и ковшевых способов вакуумирования приведен в таблице 5.1.

Таблица 5.1 - Сравнение циркуляционных и ковшевых вакууматоров

Показатель	Вакууматоры циркуляционного типа		Вакууматоры камерного типа	
	RH-OB	RH	VD	VODF
Масса вакуумируемого металла	100	100	85	100
Длительность обработки	100	108	140	118
Капитальные затраты	100	80	40-50	50-70
Затраты на обслуживание	100	90	50	70
Удельный расход огнеупоров	100	95	30	55
Удаление:				
углерода	Отлично	Отлично	Хорошо	Отлично
водорода	Среднее	Среднее	Отлично	Среднее
серы	Отсутствует	Отсутствует	Средне	Среднее
азота	Слабо	Слабо	Хорошо	Хорошо
включений	Среднее	Среднее	Среднее	Отлично

Примечание: за 100 % приняты характеристики вакууматора типа RH-OB

Применение RH вакууматора требует более производительную (в 2 раза), вакуумную станцию, что и определяет повышенное по сравнению с VD установкой потребление рабочего пара. Также из-за технологической особенностей, RH процесс потребляет в 100 раз большее количество транспортирующего газа - аргона, чем требуется для эффективного перемешивания металла в ковше.

При эксплуатации парожетторного насоса, средняя оценочная стоимость вакуумирования тонны металла на вакууматоре RH составляет 3,5-4,5 доллара, и 1,5-2 доллара на вакууматоре VD.

При этом в рамках первичного анализа, произведен учет расхода только непосредственно во время цикла вакуумирования. При эксплуатации RH установки надо учитывать расходы на замену футеровки, прогрев футеровки и стоимость работ по обслуживанию комплекса вспомогательного оборудования вакуумкамеры RH.

Результаты расчета потребления энергосред при использовании вакуумных механических насосов на процессе VD показывают, что обладая в 3-3,5 раза более высокой ценой по сравнению с парожетторными насосами, механические вакуумные насосы обладают в 8 - 9 раз более низкой стоимостью эксплуатации. Средняя оценочная стоимость вакуумирования при эксплуатации механически насосов составляет 0,25 - 0,4 доллара за тонну.

Сравнение вакуумных установок RH и VD/VOD показывает, что:

1) на установке RH обработка металла осуществляется без участия шлака, а на установке VD/VOD - с активным рафинированием шлаком. Данное отличие играет определяющую роль при выборе «свободного борта» ковша.

2) Рафинирование стали на установке RH сопровождается значительным снижением температуры металла (до 8 °С/мин), а на установке VD/VOD падение температуры ниже и зависит от вместимости сталеразливочного ковша (от 2,0-2,5 °С/мин для 200-т до 4,5 С/мин для 20-т ковша);

3) Скорость обработки стали на единицу времени выше на установке RH, чем на VD/VOD, примерно на 50%. Однако годовая производительность установок ограничивается коэффициентом готовности вакуумной камеры. Для RH установки такой коэффициент составляет 80-85% от общего рабочего фонда комплекса вакуумирования, в то время как камера VD/VOD обеспечивает 95-98% готовность в течении цикла эксплуатации.

4) Величина стартовых капиталовложений в RH вакуумкамеру превосходит стоимость камеры VD в два раза. При этом стоимость годового обслуживания камеры VD типа ниже в десятки раз.

5) При производстве стали с особо низким содержанием углерода (типа IF) предпочтительнее использовать вакуумные установки RH, а для сталей смешанного сортамента целесообразнее применять установки VD с непрерывной донной продувкой металла в ковше аргонном.

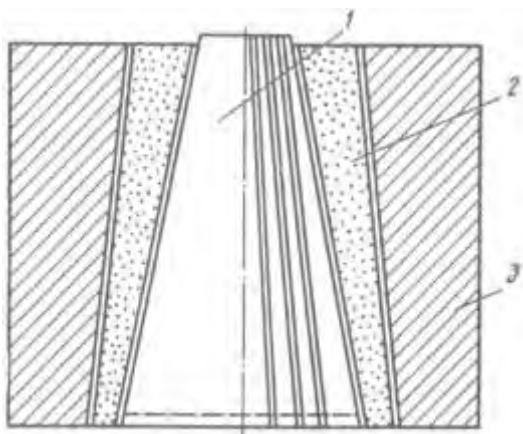
## 5.2 Продувка металла инертными газами в ковше

Влияние продувки металла инертными газами на качество металла аналогично обработке вакуумом. Необходимо иметь в виду, что продувка инертным газом сопровождается снижением температуры металла (газ нагревается и интенсивно уносит тепло), поэтому ее часто используют для регулирования температуры металла в ковше.

Технически операция продувки больших масс металла инертными газами в ковше проще и дешевле, чем обработка вакуумом, поэтому там, где это возможно, продолжительная по времени продувка инертными газами заменяет обработку вакуумом. Во многих случаях продувку металла инертным проводят одновременно с обработкой вакуумом, так как вызываемое продувкой энергичное перемешивание металла ускоряет процессы вакуумирования, делает вакуумирование более эффективным.

Наиболее широко для этой цели используют газообразный аргон при давлении 0,2–0,5 МПа. Удельный расход аргона может изменяться от 0,04 до 0,2 м<sup>3</sup>/т, продолжительность продувки составляет 5–15 мин. В промышленных условиях применяют три способа продувки металла аргонном:

- через ложный стопор, оканчивающийся огнеупорной пробкой с радиально расположенными отверстиями диаметром 0,5–1,0 мм (рисунок 5.7);
- через пористые огнеупорные вставки в днище ковша (рисунок 5.8);
- через футерованную фурму, опускаемую в металл сверху.



1 - вставка с каналами для прохода газов; 2 - огнеупорный корпус; 3 - гнездовой кирпич

Рисунок 5.7 – Конструкция пористой пробки (вставки) для продувки металла аргонном

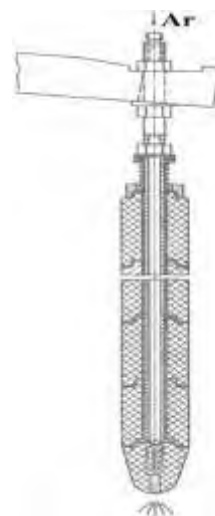


Рисунок 5.8 – Фурма в виде ложного «стопора» для дувания порошкообразных реагентов в металл

Наибольшее распространение получили способы продувки снизу через пористую огнеупорную пробку, имеющую открытую пористость в пределах 25–40%, и сверху через футерованную трубу.

При продувке металла инертными газами достигается:

- энергичное перемешивание расплава, облегчение протекания процессов удаления в шлак нежелательных примесей;
- усреднение состава металла;
- уменьшение содержания газов в металле (кислорода и водорода);

- облегчение условий протекания реакции окисления углерода;
- снижение температуры металла.

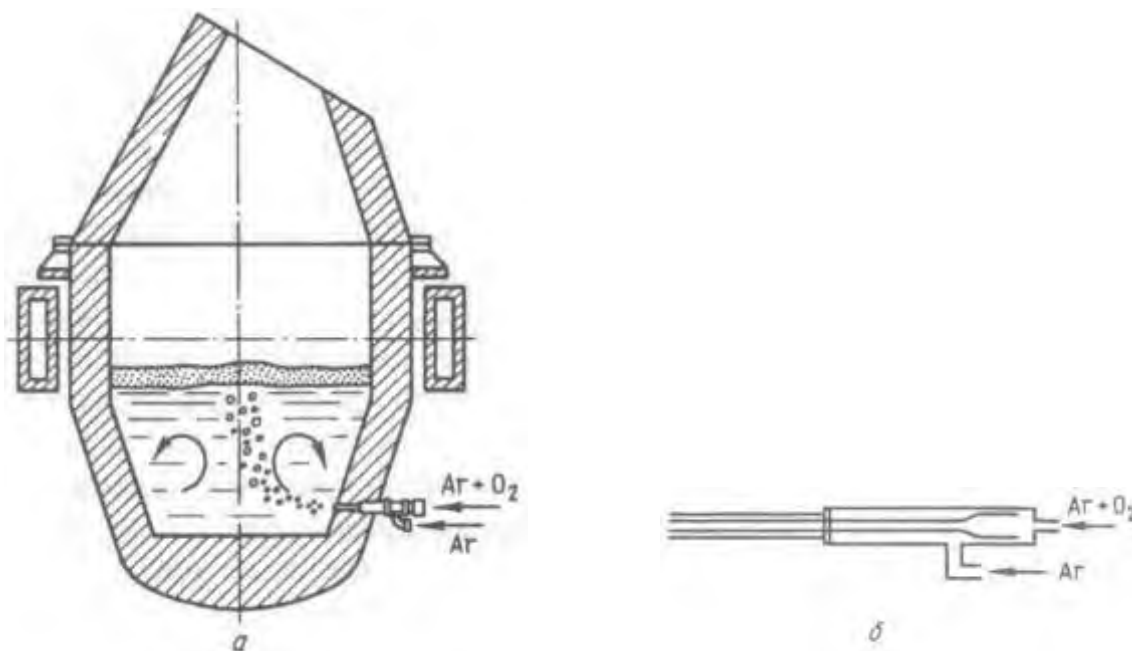
Как показывает опыт, обработка аргоном при расходе газа не менее  $0,2 \text{ м}^3/\text{т}$  позволяет снизить содержание кислорода и водорода, а также уменьшить загрязненность металла неметаллическими включениями. Содержание азота в металле изменяется незначительно. Продувка аргоном позволяет в течение 2–3 мин усреднить состав стали в объеме ковша, выровнять и снизить ее температуру до заданных пределов.

### 5.3 Аргонно-кислородная продувка

Влияние продувки металла инертным газом на уменьшение парциального давления монооксида углерода, образующегося при окислении углерода, использовано при разработке такого процесса, как аргонокислородное обезуглероживание или аргонокислородное рафинирование (АКР).

При продувке металла кислородом равновесие реакции  $[\text{C}] + 0,5\text{O}_{2(\text{r})} = \text{CO}$  определяется парциальным давлением кислорода и образующегося монооксида углерода. Продувая металл смесью кислорода с аргоном можно добиться «разбавления» пузырей CO аргоном и соответствующего сдвига вправо равновесия реакции. Окислительный потенциал газовой фазы при этом достаточен для проведения реакций окисления примесей ванны.

Для осуществления процесса аргонокислородного рафинирования создан агрегат AOD-конвертер (рисунок 5.9). Конструкция фурм для подачи смеси аргона и кислорода позволяет в широких пределах регулировать соотношение  $\text{O}_2:\text{Ar}$ . При этом соответственно меняется окислительный потенциал вдуваемой газовой смеси, вплоть до продувки одним аргоном (обычно в заключительной стадии плавки). Если при этом продувку вести под высокоосновным шлаком, обеспечивается также эффективная десульфурация расплава.



а - конвертер; б - фурма

Рисунок 5.9 – Конструкция конвертера для аргонокислородной продувки (АКР-процесс)

Простота организации аргонокислородной продувки, высокая производительность агрегатов и возможность изменять в широких пределах окислительный потенциал газовой фазы приводят к непрерывному расширению сферы распространения этого метода. Этот метод используют для производства не только коррозионностойких, но также и электротехнических, конструкционных и других сталей. Этот метод позволяет получать в конвертере высокохромистые стали непосредственно из чугуна с использованием в качестве шихтового материала хромистой руды. Жидкий чугун подвергают внедоменной обработке (обескремниванию, дефосфорации), после чего заливают

в конвертер. В процессе продувки в конвертере осуществляют обезуглероживание, десульфурацию и легирование хромом. Часть хрома вводят в металл с феррохромом, а часть - с хромистой рудой, оксиды которой восстанавливаются углеродом чугуна.

#### **Внепечная десульфурация.**

Переход серы из металла в шлак – процесс, протекающий с ограниченной скоростью, зависящей от состава шлака и металла и поверхности взаимодействия фаз. Удаление серы в сталеплавильных процессах осуществляется путем перевода ее в соединения, не растворимые в металле и хорошо растворимые в шлаке. Таким соединением является  $\text{CaS}$ .

Степень десульфурации растет с увеличением активности  $\text{CaO}$  в шлаке, поверхности раздела металл–шлак и количества шлака, а также при снижении активности кислорода в металле.

В условиях сталеплавильных процессов при высокой окисленности шлака ( $\Sigma(\text{FeO})$  до 10–12 % и выше) коэффициент распределения серы ( $L_s = (\text{S})/[\text{S}]$ ) между шлаком и металлом не превышает 4–8. Для получения в готовой стали не более 0,01% S при содержании ее в шихте ~0,04% необходимо многократное обновление шлака, что резко снижает производительность сталеплавильных агрегатов и ухудшает их технико-экономические показатели. Процесс удаления серы может быть ускорен при обработке стали в ковше синтетическим шлаком, обладающим высокой десульфурующей способностью, при одновременном сокращении продолжительности плавки.

Обработка стали синтетическими шлаками. Технологическая схема процесса: порцию шлака в количестве 3–6% от массы стали заливают в сталеразливочный ковш, а затем в этот же ковш выпускают сталь, рафинированную до заданных содержаний углерода и фосфора и нагретую до необходимой температуры.

Практическую проверку прошли три разновидности этого способа: а) обработка стали жидкими известково-железистыми шлаками с целью снизить содержание фосфора; б) обработка основной стали кислым шлаком с целью снижения содержания кислорода и оксидных неметаллических включений; в) обработка стали известково-глиноземистыми шлаками с целью десульфурации и раскисления металла. На практике распространение получила последняя разновидность этого способа.

Наиболее широко для десульфурации используют известково-глиноземистый шлак, содержащий 53–55%  $\text{CaO}$ , 43–45%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и небольшое количество примесей  $\text{SiO}_2$  (<3%) и  $\text{FeO}$  (<1%). Шлак указанного состава выплавляется в электродуговой печи с угольной футеровкой.

Струя жидкой стали, падающая в ковш с высоты >3,0 м, эмульгирует шлак, поэтому поверхность раздела «шлак–металл» в десятки раз превышает поверхность взаимодействия металла и шлака в подовых сталеплавильных процессах. Вследствие этого резко возрастает скорость перехода серы из металла в шлак.

Как показывает опыт, за время выпуска плавки (10–15 мин) содержание серы снижается с 0,015–0,033 до 0,005–0,012%, а фактический коэффициент распределения серы между металлом и шлаком колеблется в пределах от 27 до 77.

Поскольку в таком шлаке практически нет окислов железа, он является одновременно хорошим раскислителем.

Степень удаления серы колеблется в пределах 50–80%.

Следует учитывать, что обработка стали известково-глиноземистым шлаком сопровождается некоторым восстановлением алюминия, поэтому присадка алюминия может быть сокращена.

Достаточно высокая степень десульфурации (~40%) достигается также и при обработке стали в ковше при выпуске твердыми порошкообразными синтетическими материалами или экзотермическими шлакообразующими смесями.

Эффективным методом внеагрегатной десульфурации может служить вдувание в металл порошкообразных материалов ( $\text{CaO}$ ,  $\text{CaO} + \text{CaF}_2$ ,  $\text{CaC}_2$ ,  $\text{SiCa} + \text{CaO}$ ) и др. в струе инертного газа. Обычно подача порошков производится при помощи футерованной трубы, погружаемой в металл на глубину до 3 м. Порошкообразные материалы можно вводить в сталь также в виде специальной проволоки.

Положительная сторона метода состоит в том, что реагент в металл вдувается струе газоносителя, который сам оказывает определенное воздействие на металл. Газом-носителем может



быть и окислитель (кислород или воздух) и восстановитель (природный газ) и нейтральный газ (аргон).

Обработка стали, предварительно раскисленной алюминием, в течение 10–30 мин смесью  $\text{CaO} + \text{CaF}_2$  в количестве 5–15 кг/т в токе аргона позволяет снизить содержание серы в готовой стали на 40–90%. При этом степень десульфурации зависит от материала футеровки ковша. Минимальная десульфурация (40%) характерна для обработки стали в ковшах, футерованных шамотным кирпичом (35%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ). При использовании высокоглиноземистых огнеупоров (75%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) удаляется ~80%, а в основных ковшах (магнезит, доломит) до 90% серы. Содержание серы в готовой стали может быть снижено до 0,003%

Одновременно с этим изменяется количество и состав неметаллических включений в стали. В обработанном металле практически не обнаруживаются включения глинозема и сульфиды типа  $\text{MnS-FeS}$ . Они заменяются алюминатом кальция, содержащими  $\text{CaF}_2$  и окруженными оболочкой комплексных сульфидов  $\text{CaS-MnS}$ . Количество включений уменьшается, они приобретают сферическую форму и более равномерно распределены в объеме металла. В результате этого повышается ударная вязкость и пластичность стали, а также уменьшается анизотропия механических свойств.

В процессе обработки происходит значительное снижение температуры металла, которое достигает 20–30 °С за 5–10 мин продувки в ковшах емкостью 250 т. Для компенсации падения температуры во время обработки необходимо металл в плавильном агрегате перегреть либо подогреть его в процессе обработки за счет тепла дуг на установках типа «ковш–печь».

#### 5.4 Обработка ЦЗМ и РЗМ

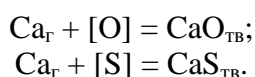
При выплавке качественных сталей используют способность кальция, магния, бария, церия, лантана и других ЦЗМ и РЗМ и их сплавов образовывать прочные соединения с кислородом и серой, не растворимые в жидком железе. При благоприятных условиях значительная часть образующихся оксидов и сульфидов удаляется из жидкой стали, а остающиеся в металле соединения имеют сферическую форму, которая практически не изменяется в процессе пластической деформации.

Из ЦЗМ в производстве стали наибольшее применение получил кальций, который обычно вводят в хорошо раскисненную сталь в виде сплавов с кремнием, алюминием, барием и др., содержащих до 30% Са.

Обычно сплавы кальция вводят либо в ковш при выпуске плавки, либо вдувают в измельченном виде в струе инертного газа через футерованную фурму.

В первом случае воздействие добавки на металл кратковременное, а так как давление испарения кальция при 1600 °С достигает 0,16 МПа, то >90% элемента испаряется.

Во втором случае при постепенном введении сплава в порошкообразном состоянии в количестве 0,7–0,8 кг/т в токе инертного газа (аргона) [0,04–0,06 м<sup>3</sup>/(т·мин)] кальций испаряется и в виде пузырей достаточно длительное время поднимается в расплаве. В процессе всплывания пары кальция взаимодействуют с кислородом и серой по реакциям:



При вдувании кальция в металл, раскисненный алюминием, концентрация кислорода в нем снижается до очень низких значений (~0,0001 %), что объясняется совместным действием алюминия и кальция, а также образованием сравнительно легкоплавких алюминатов кальция, способных быстро удаляться из металла. Алюминаты кальция образуются по реакции  $m\text{CaO}_T + n\text{Al}_2\text{O}_3_T = (m\text{CaO} \cdot n\text{Al}_2\text{O}_3)_{\text{ж}}$ .

При раскислении алюминием и кальцием оксиды и сульфиды марганца практически не образуются. Сульфидная фаза неметаллических включений состоит в основном из  $\text{CaS}$ . Включения указанного состава имеют довольно высокую температуру плавления, поэтому они образуются на

ранней стадии охлаждения и кристаллизации стали и практически не деформируются при температуре пластической деформации металла. Кальций способствует образованию неметаллических включений глобулярной формы. При этом сульфиды кальция поглощаются силикатами и алюминатами кальция и располагаются в наружной оболочке включений. Таким образом, в металле, обработанном кальцием, комплексные оксиды находятся в более пластичной сульфидной оболочке, что уменьшает их влияние как концентраторов напряжений, уменьшает анизотропию механических характеристик и повышает ударную вязкость и пластичность.

Из РЗМ в сталеплавильных процессах наиболее широкое применение нашли церий, лантан, их сплавы/ РЗМ вводят в сталь в виде мишметалла или ферроцерия (70- 95% РЗМ). Используют также различные лигатуры. Например, сплав мишметалла с кремнием (силикомишметалл), содержащий 35-40% РЗМ. Наряду с этим находят применение и соединения РЗМ — фториды, хлориды, оксиды.

Температура плавления РЗМ близка к температуре плавления кальция, а температура кипения значительно выше, чем кальция, поэтому присадка их в сталь не сопровождается бурной реакцией. Введение РЗМ в сталь позволяет повысить механические свойства металла и особенно ударную вязкость и пластичность при отрицательных температурах.

### **Контрольные вопросы**

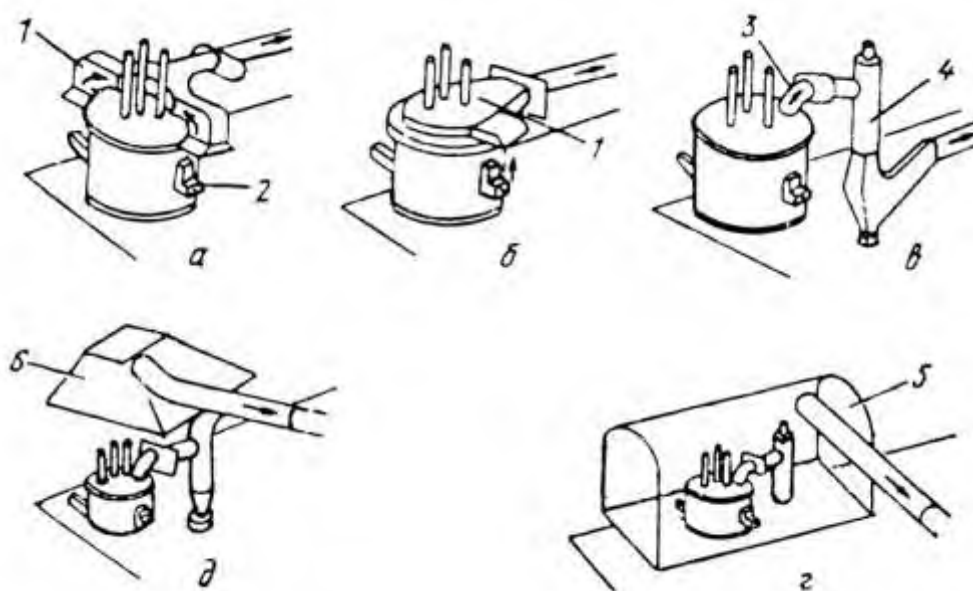
- 1 Перечислите основные виды выпечной обработки стали.
- 2 Дайте характеристику вакуумированию стали
- 3 Перечислите основные виды вакууматоров.
- 4 Перечислите преимущества применения продувки металла аргоном.
- 5 Перечислите преимущества обработки металла синтетическим шлаком.

## **6 Экология электрометаллургического производства**

В электросталеплавильных цехах главным источником загрязнения атмосферы и окружающей среды являются высокотемпературные пылегазовые выбросы, связанные с работой печи: выделения из печи во время плавки, при сливе металла и шлака, при загрузке печи. Основная часть загрязнений – от пылегазовыделений из печи при плавке. Их удельное количество изменяется от 2,1 до 10 м<sup>3</sup>/(т·мин), причем наибольшее количество газов выделяется в период плавления при продувке ванны кислородом [20-21].

В разные периоды плавки эти газы имеют температуру от 800 до 1400-1600 °С и содержат 4-68% СО, 30-90% N<sub>2</sub>, до 30% СО<sub>2</sub>, до 21%О<sub>2</sub>, токсичные оксиды азота и серы, цианиды, диоксины и фториды. Кроме того, газы содержат дисперсную пыль (в основном оксиды железа) в количестве 30, а при продувке кислородом до 60-100 г на 1 м<sup>3</sup> газа.

Для уменьшения загрязнения окружающей среды в электрометаллургических цехах улавливают ту или иную часть отходящие газы и, перед выбросом в атмосферу, очищают их от пыли. В некоторых старых цехах с малыми печами выделяющиеся газы отсасывают через зонт, установленный над сводом с электродами и отворачиваемый при загрузке печи. Устраивают также местные отсосы от неплотностей рабочего пространства печи, например, над рабочим окном и выпускным желобом (рисунок 9.1а) или над рабочим окном и электродными отверстиями (рисунок 6.1б). Такие зонты громоздки и не улавливают все газовыделения.



1 - зонт; 2 - рабочее окно; 3 - сводовый газоотводящий патрубок, 4 - газоочистка;  
5 – дымошумоизолирующая камера; б - подкрышный зонт.

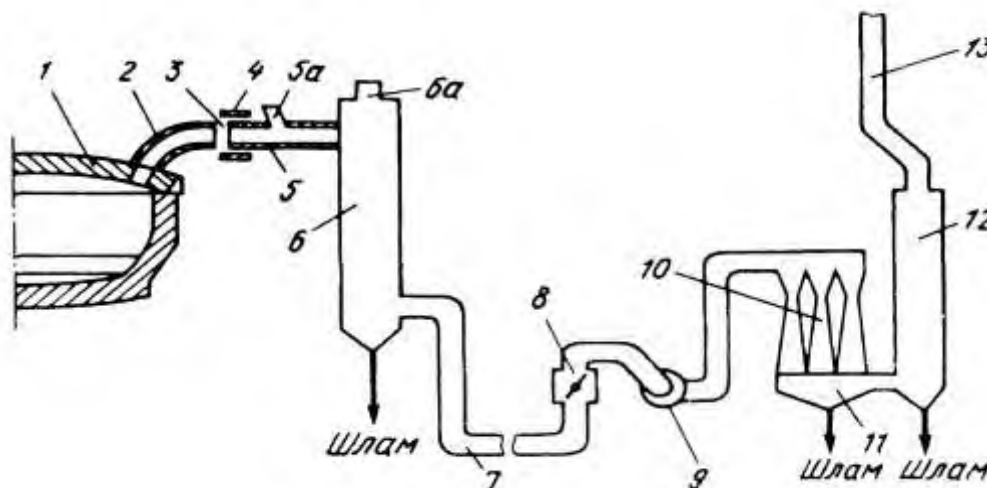
Рисунок 6.1 – Системы улавливания и отвода газов дуговых печей

На современных печах организован отсос печных газов через выполняемое в своде четвертое отверстие и укрепленный над ним на своде изогнутый футерованный патрубок (рисунок 6.1е). В ряде цехов наряду с отводом печных газов через сводовое отверстие, над печью под крышей цеха устанавливают зонты больших размеров (рисунок 6.1д), для улавливания газов, выделяющихся через неплотности рабочего пространства, при сливе металла и шлака и загрузке печи.

Лучшим способом в настоящее время признан отвод печных газов через сводовое отверстие в сочетании с улавливанием всех остальных выделений с помощью сооружаемой вокруг печи герметичной шумодымоизолирующей камеры (рисунок 6.1з), которая вмещает также сталеразливочный ковш и чашу для слива шлака. Камера снабжена раздвижными дверями для подачи к печи загрузочной корзины, ковша и шлаковой чаши. Улавливаемые камерой газы направляют на очистку от пыли.

Очистку газов от пыли ведут с использованием труб Вентури и реже либо электрофильтров, либо тканевых фильтров. Ниже описана применяемая на многих отечественных дуговых печах система отвода печных газов через свод и их очистки с применением труб Вентури (рисунок 6.2).

Образующиеся в печи газы за счет тяги, создаваемой дымососом 9, через отверстие в своде поступают в закрепленный на своде 1 печи футерованный коленообразный патрубок 2 и из него в стационарный футерованный газоход (камеру дожигаания CO) 5. Между сводовым патрубком и камерой дожигаания имеется зазор 3, который позволяет отворачивать свод с патрубком 2 от печи и через который в камеру 5 подсасывается воздух. Содержащийся в печных газах оксид углерода (CO), соединяясь с кислородом воздуха, сгорает, что делает газ взрывобезопасным.



- 1 - свод печи; 2 - футерованный коленообразный патрубок; 3 - зазор; 4 - кольцевая муфта;  
 5 - газоход (камера дожигаания CO); 6 - охладитель; 7 - подземный канал; 8 - дроссель;  
 9 - дымосос; 10 - трубы Вентури; 11 - бункер; 12 - каплеуловитель; 13 - труба выброса газов  
 в атмосферу

Рисунок 6.2 – Схема системы отвода и очистки газов дуговой печи

Количество воздуха, подсасываемого в камеру 5, регулируют перемещая вправо или влево кольцевую муфту 4. Из камеры дожигаания газы попадают в охладитель 6; последний может представлять собой камеру, в которую для охлаждения газов подают воздух через клапан 6а или скруббер, в который форсунками подают распыленную воду.

После охлаждения отводимые газы по подземному каналу 7 через регулируемый дроссель 8 подаются дымососом 9 в ряд вертикально расположенных труб Вентури 10, в которые с помощью форсунок вводят распыленную воду.

В трубах Вентури частицы пыли поглощаются каплями воды, наиболее крупные из них осаждаются в бункере 11. Остальные капли с частицами пыли отделяются от газового потока в каплеуловителе 12, скапливаясь в его нижней части. Сюда, так же как и из бункера 11, взвесь частиц пыли в воде (шлам) периодически сливают. Очищенные газы после прохождения каплеуловителя 12 выбрасываются в атмосферу рез трубу 13.

За рубежом начали строить газоочистки, улавливающие вредные газы, например, диоксины.

### Контрольные вопросы

- 1 Перечислите основные виды систем улавливания отходящих газов.
- 2 Дайте характеристику составу печных газов.
- 3 Приведите примеры схемы системы отвода и очистки газов дуговой печи.
- 4 Перечислите достоинства и недостатки рассмотренных Вами систем улавливания отходящих газов.

## Библиографический список

1. Гудим, Ю. А. Производство стали в дуговых печах. Конструкции, технология, материалы: монография / Ю. А. Гудим, И. Ю. Зинуров, А. Д. Киселев. – Новосибирск : Изд-во НГТУ, 2010.– 547 с.
2. Каблуковский А.Ф. Производство электростали и ферросплавов. - М.: ИКЦ «Академкнига», 2003. 511 с.
3. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. - М.: Мир, 2003. - 528 с.
4. Теоретические основы сталеплавильных процессов. / Под ред. П.С. Харлашина. - М.: МИСиС, 2002. 320 с.
5. Каблуковский А.Ф., Молчанов О.Е., Каблуковская М.А. Краткий справочник электросталева-ра. - М.: Металлургия, 1994. 352 с.
6. Лопухов, Г. А. Новая система подогрева лома для дуговой сталеплавильной печи / Г. А. Лопухов // Электрометаллургия. - 2000. № 2. С. 43 -44.
7. Арджента, П. Выплавка электростали с непрерывной загрузкой горячей шихты / П. Арджента, М. Бианти Ферри // Электрометаллургия. - 2003. № 5. С. 27 -34.
8. Модульная технология «Динарк» Danieli // Электрометаллургия. - 2007. № 8. С. 44 -45.
9. Смоляренко, В. Д. Энерготехнологические особенности процесса электроплавки стали и инновационный характер его развития / В. Д. Смоляренко // Электрометаллургия. - 2003. № 11. С. 12 -19.
10. Лопухов, Г. А. FAST - бесшлаковая система выпуска стали из дуговой печи / Г. А. Лопухов // Электрометаллургия. - 2004. № 11. С. 43 -47
11. Рябов А.В., Чуманов И.В., Шишимиров М.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах. – М.: Теплотехник, 2007. 100 с.
12. Чередниченко В.С., Аньшаков А.С., Васильев А.С., Деминодович В.Б., Дзлиев С.В., Кувалдин А.Б. Современные электротехнологии. – Новосибирск: Сибэлектротерм, 2010. 200 с.
13. Гончаров, В.В. Совершенствование технологии выплавки стали в дуговой печи на ОАО «ОЭМК» // доклад на IX Международном конгрессе сталеплавильщиков. Старый Оскол, 1995. 21 с.
14. Смирнова, Е. Ю. Использование тепла отходящих газов ДСП для подогрева шихты / Е. Ю. Смирнова, А. Н. Миронова // Электрометаллургия. - 2003. - № 10. -С. 13 - 19.
15. Лякишев, Н. П. Электрометаллургия - динамично развивающаяся отрасль сталеплавильного производства / Н. П. Лякишев // Сталь. - 2006. - №11. - С. 58 - 63.
16. Протасов А. В. Порционные и циркуляционные вакууматоры // Энциклопедия "Машиностроение", т. IV-5 "Машины и агрегаты металлургического производства". — М. : Машиностроение, 2000. С. 109 - 127
17. Бигеев А. М. Металлургия стали: Теория и технология плавки стали [Текст]/ А. М. Бигеев, В. А. Бигеев. - М., 2000. 544 с.
18. Протасов В.П. Циркуляционное вакуумирование стали // Обзор «Информ-сталь». 1989. вып. 21. С. 30-36.
19. Морозов А.П., Агапитов Е.Б. Совершенствование комплексной обработки стали в циркуляционных вакууматорах: Монография. Магнитогорск: МГТУ, 2002. 73 с.
20. Сафонов, В.М. Современная электродуговая печь: основные параметры и концептуальные решения/под ред. В.М. Сафонов, А.Н.Смирнов. - М.: Электрометаллургия, 2005. 112 с.
21. Братковский Е.В., Заводяный А.В. Электрометаллургия стали и спецэлектрометаллургия. - Новотроицк: НФ МИСиС, 2008. 115 с

БРАТКОВСКИЙ ЕВГЕНИЙ ВЛАДИМИРОВИЧ  
ЗАВОДЯНЫЙ АЛЕКСЕЙ ВАСИЛЬЕВИЧ  
ШЕВЧЕНКО ЕВГЕНИЙ АЛЕКСАНДРОВИЧ

## **ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ**

Учебное пособие  
для бакалавров по направлению подготовки  
22.03.02 «Металлургия»,  
всех форм обучения