

ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО ОБРАЗОВАНИЮ

федеральное государственное образовательное учреждение
высшего профессионального образования

ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
МОСКОВСКИЙ ИНСТИТУТ СТАЛИ И СПЛАВОВ

Новотроицкий филиал

Кафедра металлургических технологий

Е.В. Братковский, А.В. Заводяный

ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ И СПЕЦЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ

Учебно-методическое пособие

для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов»
для всех форм обучения

Новотроицк 2008

Братковский Е.В., Заводяный А.В. Электрометаллургия стали и спецэлектрометаллургия. Учебно-методическое пособие для студентов специальности 150101 «Металлургия черных металлов» всех форм обучения. – Новотроицк: НФ МИСиС, 2008. – 115 с.

Учебное пособие содержит основные сведения о конструкциях их оборудовании электропечей для производства и рафинирования стали. Приведена современная классификация агрегатов электрометаллургии стали и специальной электрометаллургии. Достаточно подробно изложены вопросы подготовки шихтовых материалов, выплавки стали в открытых электродуговых и индукционных печах, а также основные способы обработки стали вакуумом, инертными газами, синтетическими шлаками и порошкообразными материалами.

На основе материалов периодической печати, а также последних проектов реконструкций и модернизаций электропечей на различных металлургических предприятиях, проведен анализ современного состояния мировой электрометаллургии, дана характеристика современных направлений в конструировании электропечей переменного и постоянного тока, проведено сравнение технологических показателей работы новейших отечественных и зарубежных печей. Рассмотрены варианты дальнейшего совершенствования конструкций электропечей.

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов специальности «Металлургия черных металлов», изучающих теоретические основы электрометаллургического производства, а также для расчетов параметров электропечей, выбора технологии выплавки и внепечное обработки стали при выполнении курсовой работы по дисциплине «Электрометаллургия стали и спецэлектрометаллургия».

Одобрено на заседании кафедры МТ

Протокол № _____ от _____ 2008 г.

© Новотроицкий филиал ФГОУ ВПО
«Государственный технологический
университет «Московский институт
стали и сплавов»
(НФ МИСиС), 2008.

Содержание

Введение	4
1. Структура электрометаллургии. История развития электрометаллургии стали	6
2. Классификация и характеристика электрических печей	9
3. Конструкция и оборудование дуговых сталеплавильных печей	17
3.1 Рабочее пространство ДСП	18
3.2 Рабочее пространство высокоомощных водоохлаждаемых печей	21
3.3 Механическое оборудование печей	28
3.4 Электрооборудование дуговой печи	31
3.5 Электроды и механизмы для их зажима и перемещения	34
3.6 Электрический режим работы печи	36
3.7 Методика расчет рациональных размеров рабочего пространства дуговой электропечи	39
3.8 Расчет параметров печного трансформатора	44
4. Технология выплавки стали в дуговых печах с основной футеровкой	51
4.1 Шихтовые материалы	52
4.2 Подготовка печи к плавке	55
4.3 Загрузка шихты	56
4.4 Период плавления	57
4.5 Окислительный период	58
4.6 Восстановительный период	59
4.7 Технология выплавки стали в высокоомощных печах	61
4.8 Плавка с использованием металлизированных окатышей	63
5. Выплавка стали в кислых дуговых печах	65
6. Современные направления конструирования электропечей и технологии выплавки стали	69
6.1 Современная электродуговая печь: основные параметры и концептуальные решения	69
6.2 Особенности технологического процесса в плазменных печах и ДППТ с керамическим тиглем	82
7. Индукционные печи	86
7.1 Открытые и вакуумные индукционные печи	86
7.2 Оборудование открытых и вакуумных индукционных печей	88
7.3 Футеровка тиглей индукционных печей	92
7.4 Совершенствование конструкций индукционных печей	95
7.5 Выплавка стали в открытых и вакуумных индукционных печах	95
8. Основы внепечной обработки стали	98
8.1 Вакуумирование стали	98
8.2 Продувка металла инертными газами в ковше	105
8.3 Аргонно-кислородная продувка	106
8.4 Внепечная десульфурация	108
6.4 Обработка ИЦМ и РЗМ	109
9. Экология электрометаллургического производства	111
Список литературы	114

Введение

В настоящее время доля электростали, то есть стали, выплавленной в дуговых сталеплавильных печах, приближается в мировом масштабе к 31-33%. В некоторых странах эта цифра намного превышает среднемировой показатель, например, в США доля электростали 45%, странах ЕС в среднем – 40% (но в ряде европейских государств существенно выше: в Германии – 50%, а в Норвегии – все 100%). Из крупнейших мировых производителей стали только в Японии доля электростали ниже – 25%. В России в электропечах выплавляется также примерно 25% стали (рисунок 1).

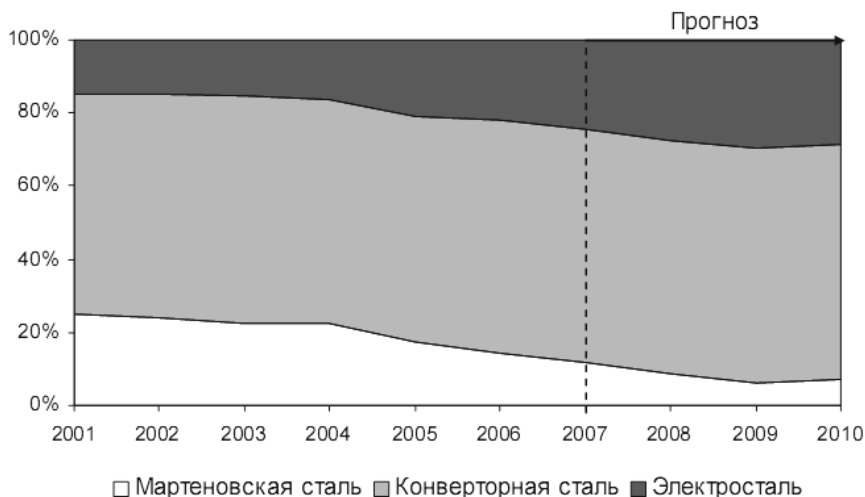


Рисунок 1 – Динамика структуры производства стали различными способами в России

По абсолютному производству электростали наша страна, находясь почти на уровне Германии, Индии и Италии, заметно уступает США, Китаю, Японии и Южной Корее. Но уже в ближайшие несколько лет Россия должна вплотную приблизиться к среднемировым показателям по удельному весу стали, получаемой электрическим способом.

Быстрое увеличение доли электрометаллургии в общем объеме выплавки стали началось с 60-х годов прошлого века (рисунок 2).

Мартеновские печи повсеместно заменялись дуговыми сталеплавильными электропечами, в ряде стран Европы такая замена закончилась 12-15 лет назад. Кислородно-конвертерное производство в мировой выплавке стали в настоящее время составляет 56-58%. Сопоставление технико-экономических показателей заводов, производящих сталь по схемам домна - кислородный конвертер, и электросталь показывает, что полная удельная стоимость производства у последних намного ниже. Намного лучше и решение экологических проблем при электросталеплавильном производстве.

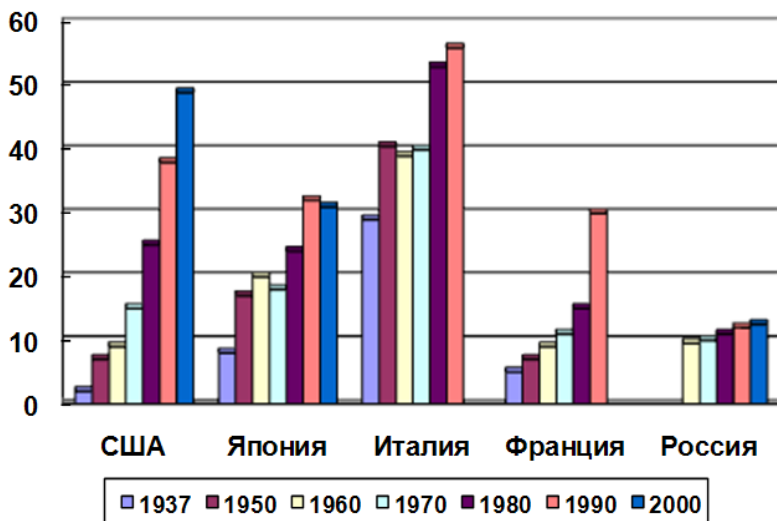


Рисунок – Доля производства электростали от общего объема для некоторых промышленно-развитых стран

Все это позволяет говорить о том, что кислородно-конвертерное производство может утратить свою доминирующую роль в мировой выплавке стали, уступая ее электросталеплавному.

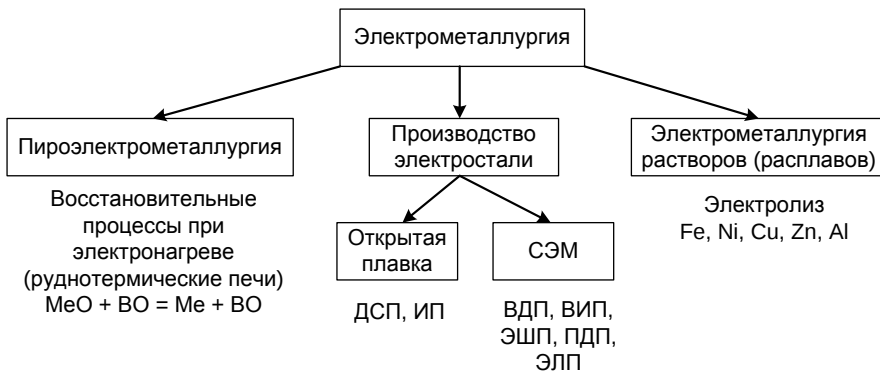
В связи с этим, основным направлением развития сталеплавленного производства в России является приоритетное развитие электрометаллургии с выводом из эксплуатации мартеновских цехов.

В учебно-методическом пособии рассмотрены основные современные направления развития конструкций электродуговых печей переменного и постоянного тока, а также передовые технологии выплавки стали, позволившие в последние годы сравнять производительность электропечей с конверторами, сохранив при этом конкурентоспособность и качество выплавляемой стали.

Приведена также методика упрощенного расчета параметров ДСП для выполнения соответствующего раздела курсовой работы.

1. Структура электрометаллургии. История развития электрометаллургии стали

Структура производства металла электрометаллургическими способами в настоящее время выглядит следующим образом.



Изменение соотношения производительности кислородных КК и ДСП.

$\frac{\text{КК}}{\text{ДСП}} = \frac{10}{1}$	$\frac{5}{1}$	$\frac{1}{1}$
50-е годы	60-70-е годы	2000 г.
$\tau_{\text{плКК}} = 30-40$ мин	$\tau_{\text{плДСП}} = 2-4$ ч	$\tau_{\text{плДСП}} = 40$ мин
$\tau_{\text{плДСП}} = 5-7$ ч		

Современные высокоомощные ДСП имеют простой сортамент сталей, такой же, как и в кислородно-конвертерном производстве.

Состав шихты при производстве сталей различными способами, %

	Лом	Чугун жидкий	Чугун чушковый
КК	20	80	
МП	40-50	50-60	
ДСП	70-100		0-30
	60-70	30-40	

История развития электрометаллургии

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). Основной процесс 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 мало-мощными. 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 плавков 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 вакуумный индукционный 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. Переплав ведут в инертной атмосфере аргона.

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:

- 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.

По способу превращения электрической энергии в тепловую все электрические печи можно разделить на четыре группы:

- печи сопротивления;
- дуговые печи;
- индукционные печи;
- установки электроннолучевого нагрева.

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

Сталеплавильные электрические печи подразделяют на группы по *назначению и конструктивному оформлению*:

- 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.

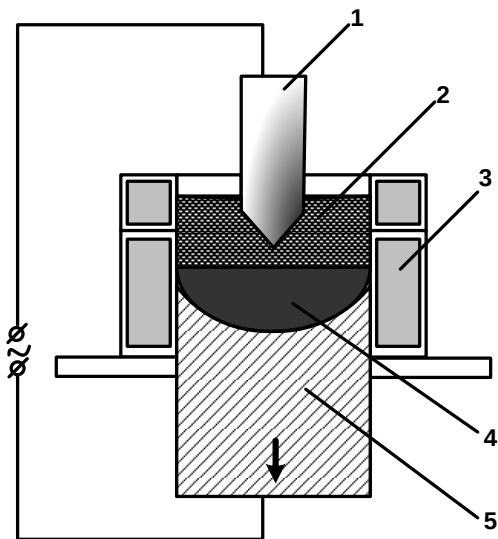
$$Q = I^2 R t.$$

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.

На рисунке 2.1 приведена схема установки электрошлакового переплава. Элементом сопротивления в этих установках является ванна расплавленного шлака 2.

При прохождении тока шлак, обладающий большим электрическим сопротивлением, сильно разогревается. За счет тепла шлака нагревается погруженный в него металлический электрод 1, который с торца оплавляется, металл каплями перетекает через шлак в водоохлаждаемый кристаллизатор 3, в котором постепенно формируется слиток 5.



1 - расходуемый электрод; 2 – расплавленный шлак; 3 – водоохлаждаемый кристаллизатор; 4 – жидкий металл; 5 – формируемый слиток

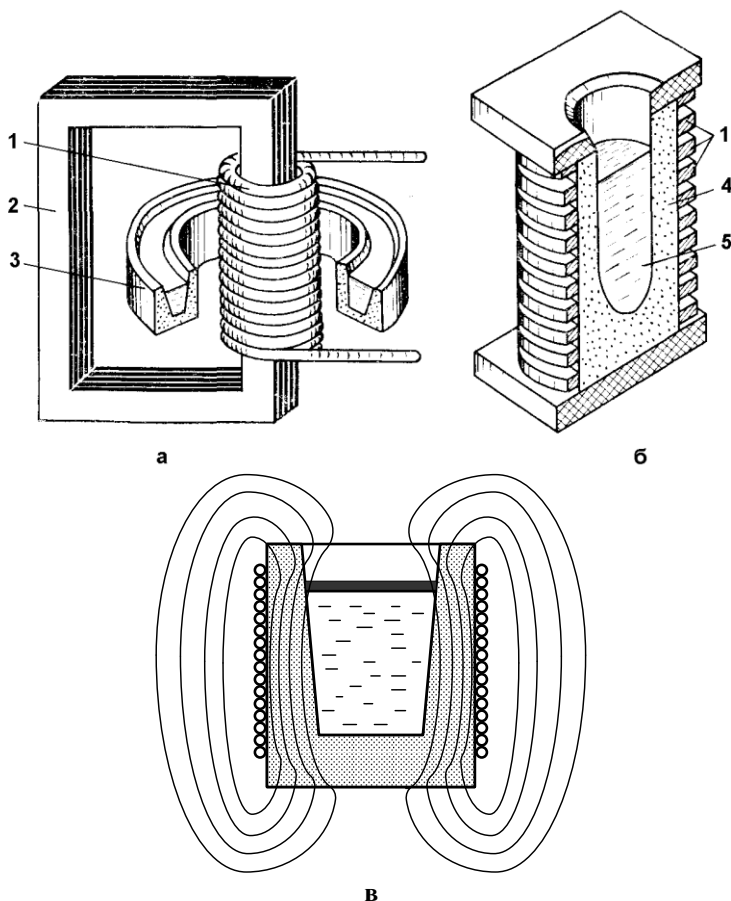
Рисунок 2.1 – Схема установки электрошлакового переплава

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 каналные (с сердечником) (рисунок 2.2).

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 каналных 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.

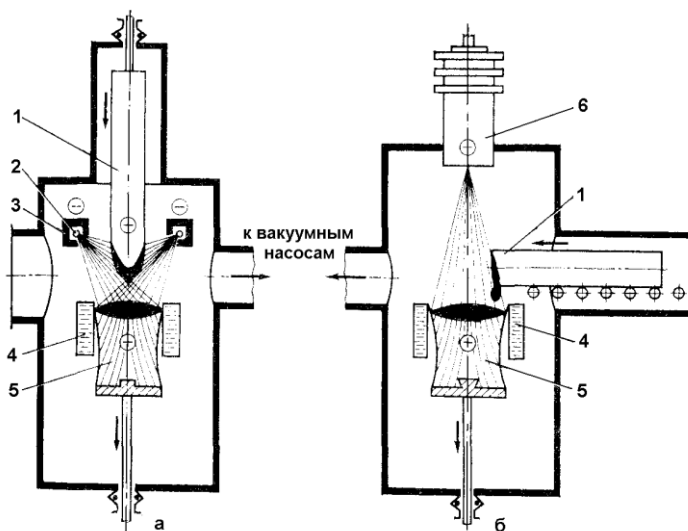


1 – индуктор; 2 – сердечник; 3 – кольцевой желоб с металлом; 4 – тигель; 5 – металл
 Рисунок 2.2 – Индукционная печь с сердечником (а), тигельная (б)
 и магнитный поток, создаваемый индуктором (в)

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.

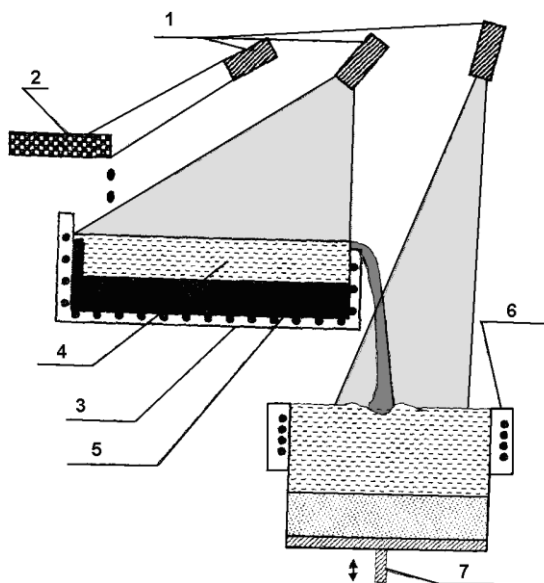
Важным достоинством тигельных печей являются простота конструкции и малые габариты. Благодаря этому индукционная тигельная печь может быть полностью помещена в вакуумную камеру и в ней возможна обработка металла в вакууме по ходу плавки.

Электронно-лучевая плавка (ЭЛП). Нагрев металла в установках этого типа осуществляется в результате бомбардировки поверхности металла пучком ускоренных электронов, которые передают часть своей кинетической энергии частицам металла, повышая его температуру. Источником электронов является кольцевой катод, радиальная или аксиальная электронная пушка (рисунок 2.3).



1 – расходимый электрод; 2 – кольцевой катод; 3 – экран; 4 – водоохлаждаемый кристаллизатор; 5 – наплавляемый слиток; 6 – аксиальная пушка

Рисунок 2.3 – Электронные плавильные установки с кольцевым катодом (а) и аксиальной пушкой (б)



1 – электронно-лучевые пушки; 2 – переплавляемая шихта; 3 – водоохлаждаемая медная промежуточная емкость; 4 – жидкий металл; 5 – металлический гарнисаж; 6 – медный кристаллизатор; 7 – вытягивающий шток

Рисунок 2.4 – Схема ЭЛП для получения слитков в кристаллизаторе с промежуточной емкостью

Электроннолучевые печи снабжены вакуумной системой, обеспечивающей рабочий вакуум порядка 10^{-2} Па.

Наиболее перспективна ЭЛП расходуемой заготовки в кристаллизатор с использованием промежуточной емкости (рисунок 2.4).

Электронный луч как независимый источник энергии позволяет изменять распределение энергии по нагреваемой поверхности и дает возможность полной автоматизации процесса плавки.

Использование промежуточной емкости позволяет создавать технологические схемы, в которых плавление, рафинирование и кристаллизация расплава металла осуществляется отдельно.

ЭЛП обеспечивает не только высокую очистку металла от газов, вредных примесей и неметаллических включений, но и улучшает структуру слитка.

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 2.5).

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 $1300\text{--}1400\text{ }^{\circ}\text{C}$, 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.

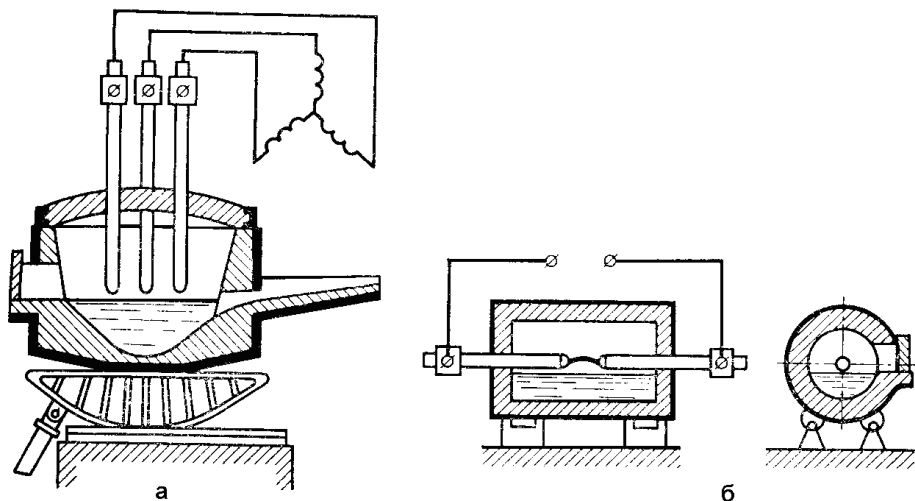
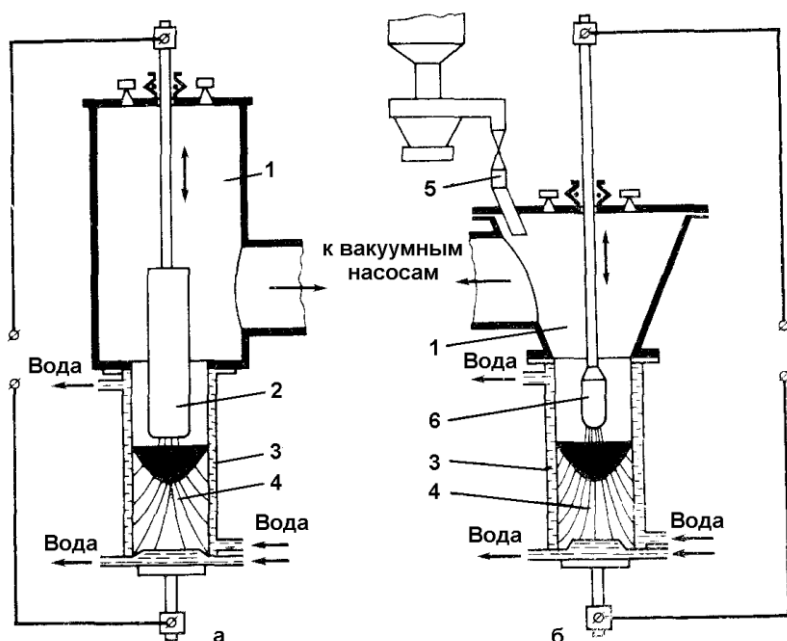


Рисунок 2.5 – Дуговые электропечи прямого нагрева (а) и косвенного действия (б)

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.

Получили распространение дуговые печи специального назначения, например дуговые вакуумные, которые также являются печами прямого действия. Существуют два принципиально разных типа таких печей: с расходуемым и нерасходуемым электродом (рисунок 2.6). В печах с расходуемым электродом дуга горит между переплавляемым электродом и поверхностью ванны жидкого металла, а в печах с нерасходуемым электродом – между графитовым или металлическим (из тугоплавкого металла) электродом и расплавляемым металлом. В обоих случаях плавление ведется в вакуумной камере.



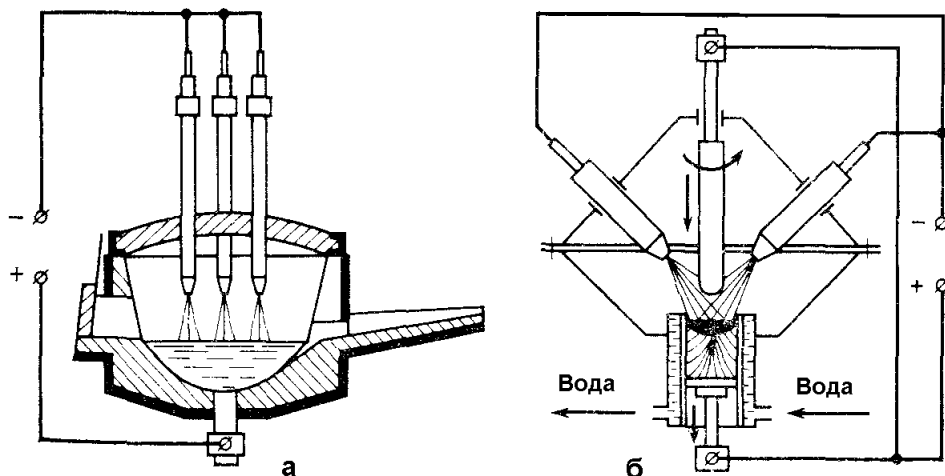
1 – вакуумная камера; 2 – расходуемый электрод, 3 – кристаллизатор; 4 – наплавляемый слиток; 5 – питатель для подачи шихты; 6 – тугоплавкая насадка нерасходуемого электрода

Рисунок 2.6 – Вакуумные дуговые печи с расходуемым (а) и нерасходуемым (б) электродами

В вакуумных дуговых печах (ВДП) отсутствует огнеупорная футеровка, а все элементы печи, подверженные воздействию высоких температур, охлаждаются во-

дой, поэтому в этих печах можно проводить процессы, требующие значительной концентрации тепла и высоких температур.

К дуговым печам прямого действия могут быть отнесены также **плазменные дуговые печи**, в которых анодом является плавящийся металл (рисунок 2.7). Источник тепла в этих печах - сильно сжатый в поперечном направлении дуговой разряд. Плотность тока в сжатой дуге во много раз выше, чем в обычной, следовательно, выше и ее температура. В среде инертных газов температура сжатой дуги может достигать 30000 °С. Такая концентрация тепла в плазменных печах позволяет проводить процессы с очень большой скоростью, благодаря чему плазменный нагрев обеспечивает большую производительность.



1- подовый анод, 2 – плазмотроны, 3 – электрическая дуга, 4 – плазмообразующий газ, 5 – переплавляемый металл

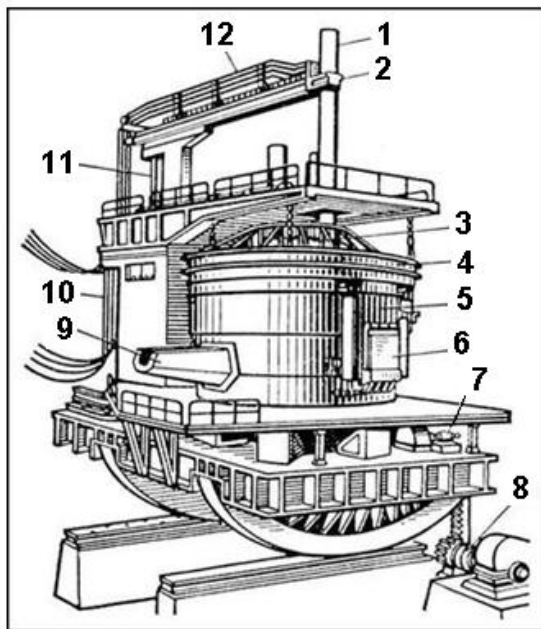
Рисунок 2.7 – Плазменные дуговые печи: а – с керамическим тиглем;
б – с водоохлаждаемым кристаллизатором.

Для выплавки металлов используют два типа плазменных печей: с керамическим тиглем или водоохлаждаемым кристаллизатором. Плазменные печи с керамическим тиглем подобны обычным открытым дуговым сталеплавильным печам, но отличаются более высокой производительностью и позволяют получать металл более высокого качества. Печи с водоохлаждаемым кристаллизатором используются для рафинировочного переплава, в результате которого свойства металла улучшаются благодаря дополнительной обработке активным газом и принудительной направленной кристаллизации в водоохлаждаемом кристаллизаторе.

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 и 200 т.

Дуговая электропечь (рисунок 3.1) состоит из рабочего пространства (собственно печи) с электродами и токопроводами и механизмов, обеспечивающих наклон печи, удержание и перемещение электродов, загрузку шихты.



1 – графитированный электрод диаметром 710 мм; 2 – электрододержатель; 3 – свод; 4 – водоохлаждаемое сводовое кольцо; 5 – цилиндрический кожух; 6 – водоохлаждаемая вспомогательная дверка; 7 – электромеханический механизм поворота печи вокруг вертикальной оси; 8 – электромеханический механизм наклона печи; 9 – сливной носок; 10 – подвижный токоподвод из водоохлаждаемых гибких кабелей; 11 – шток для вертикального перемещения системы стойка – рукав – электрододержатель – электрод; 12 – токоподвод из охлаждаемых медных труб.

Рисунок 3.1 – Дуговая сталеплавильная печь ДСП-200 ёмкостью 200 т

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 жёлобом для слива металла и шлака

в ковш или в виде сифона или эркера на высокомошных 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.

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 3.2.

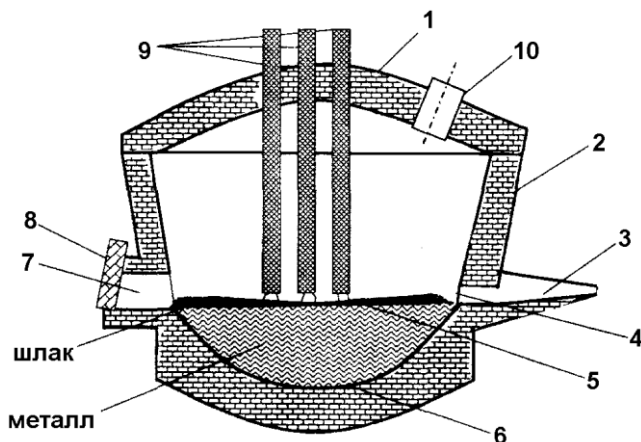


Рисунок 3.2 – Схема рабочего пространства дуговой электropечи

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.

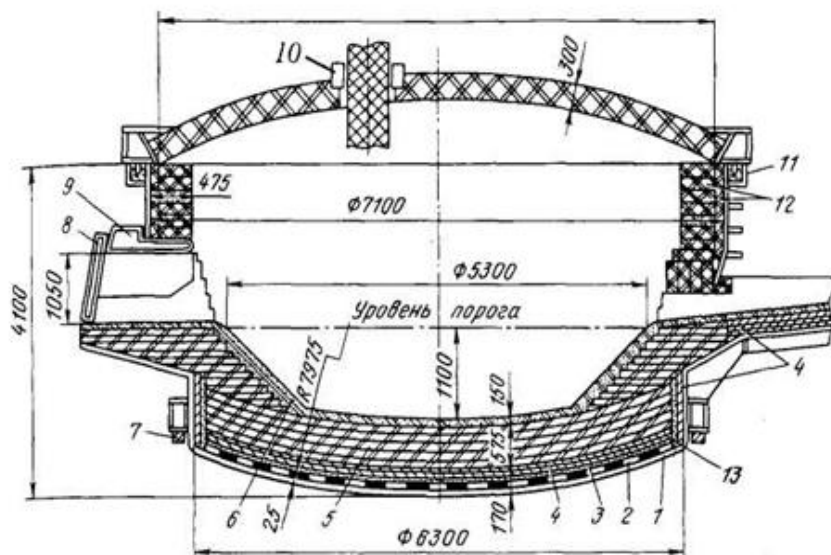
Шихтовые материалы загружают на подину печи, после их расплавления в печи образуется слой металла и шлака. Плавление и нагрев осуществляются за счет тепла электрических дуг 5, возникающих между электродами и жидким металлом или металлической шихтой.

Выпуск готовой стали и шлака осуществляют через сталевыпускное отверстие 4 и сливной желоб 3 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 3.3) 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 – кожух; 2 – листовый асбест; 3 – слой шамотного порошка; 4 – шамотный кирпич; 5 – магнезитовый кирпич; 6 – магнезитовый порошок; 7 – кольцевой рельс; 8 – заслонка; 9 – рама рабочего окна; 10 – уплотняющее кольцо; 11 – кольцевой желоб; 12 – магнезитохромитовый кирпич; 13 – молотый асбест

Рисунок 3.3 – Разрез рабочего пространства 100-т дуговой печи:

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 достиг-

нуто 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, хромомagneзитового, 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 плавов, на малых печах она достигает 350 плавов.

Местами наибольшего износа стен являются «горячие пятна» – участки, приближенные к электродам (электрическим дугам). Иногда эти участки выполняют из огнеупоров повышенной стойкости, например из магнезитоуглеродистого 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 обрушение, 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 плавов, она снижается с ростом вместимости печи, составляя 50–85 плавов 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 диасового 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).

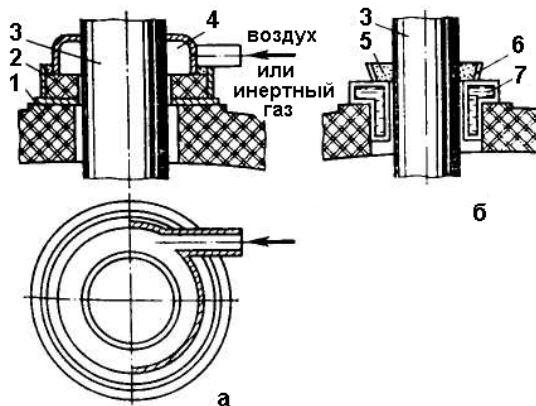
Шихту в современных печах загружают сверху в открываемое рабочее пространство с помощью корзины (бадьи) с открывающимся дном: лишь на отдельных

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 теплотерьер 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 рисунок 3.4а. 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 3.4б).



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

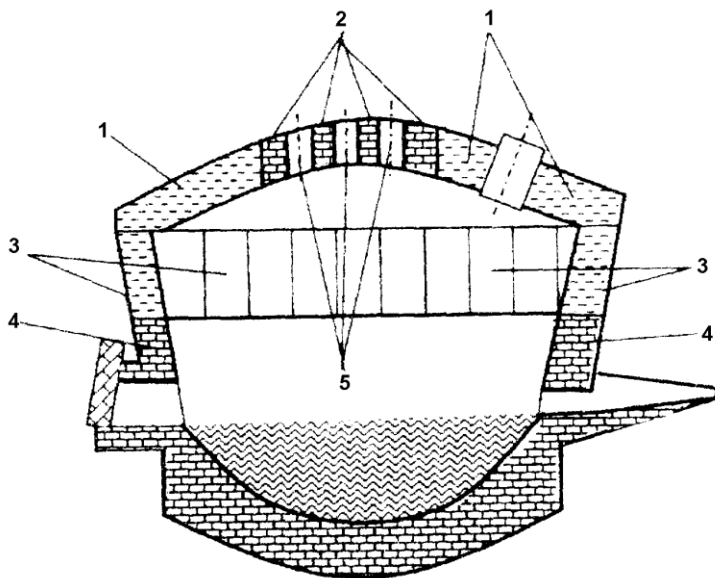
Рисунок 3.4 – Газодинамическое уплотняющее кольцо (а) и экономайзер (б)

3.2 Рабочее пространство высокомошных 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 высокомошных 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 3.5).

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 3.5 – ДСП с водоохлаждаемыми стенами и сводом

В последнее десятилетие возобладали новая концепция строительства и эксплуатации электродуговых печей. С целью сокращения расхода электроэнергии, длительности плавки и улучшения других технико-экономических показателей начали строить высокомошные 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 высокомошных электрических дуг вызывало перегрев и резкое снижение стойкости футеровки, и поэтому высокомошные печи стали строить с водоохлаждаемыми сводами и стенами.

Другим важным фактором послужило то, что из-за увеличенных теплотерь с охлаждающей водой работа по технологии с длительной выдержкой жидкого металла в печи оказалась неэкономичной и 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 свойств 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), высокомошные 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 высокоомощные 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 плавления, 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_v/H_v 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.

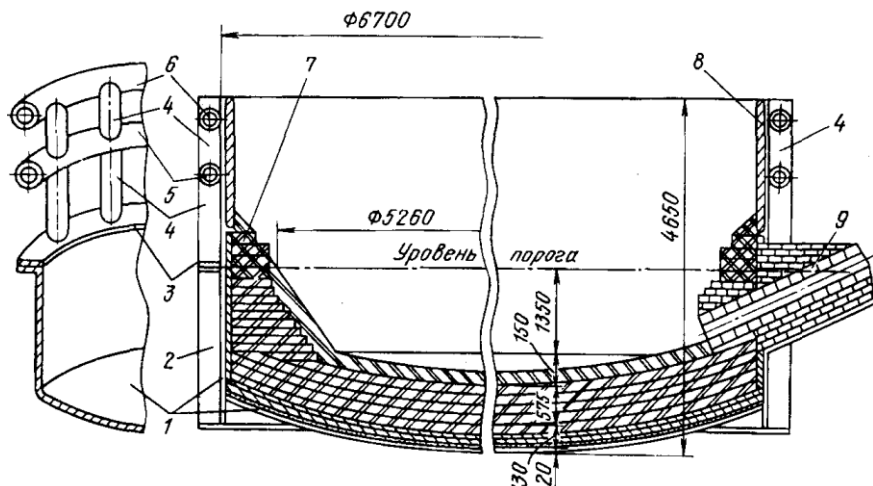
Уменьшение диаметра ванны и выполнение стен водоохлаждаемых печей цилиндрическими позволило уменьшить диаметр кожуха, особенно в его верхней части, и тем самым сократить площадь водоохлаждаемых поверхностей свода и стен и соответственно снизить теплопотери с охлаждающей водой. Уменьшилась также длина короткой сети и соответственно электрические потери. Диаметр рабочего пространства ($D_{\text{рп}}$) таких печей примерно равен: $D_{\text{от}} + 2\delta$, где $D_{\text{от}}$ – диаметр ванны на уровне откосов, а δ – 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).

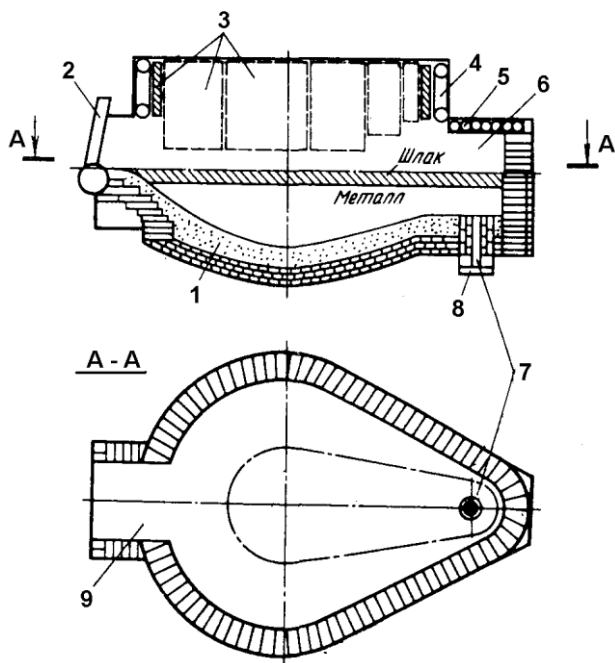
Сифонный и эркерный выпуск. Современная отечественная 100-т печь с сифонным выпуском (ДСП-100И7) представлена рисунке 3.6. Схема печи с эркерным выпуском - на рисунке 3.7.

Сифонный выпуск металла производят через образованное магнетитовыми 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 3.6 - 100-т печь с сифонным выпуском металла и водоохлаждаемыми стенами



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

Рисунок 3.7 - 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 днищем; 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 высокомошным 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 надежно-

стью, 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 высокомошных 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.

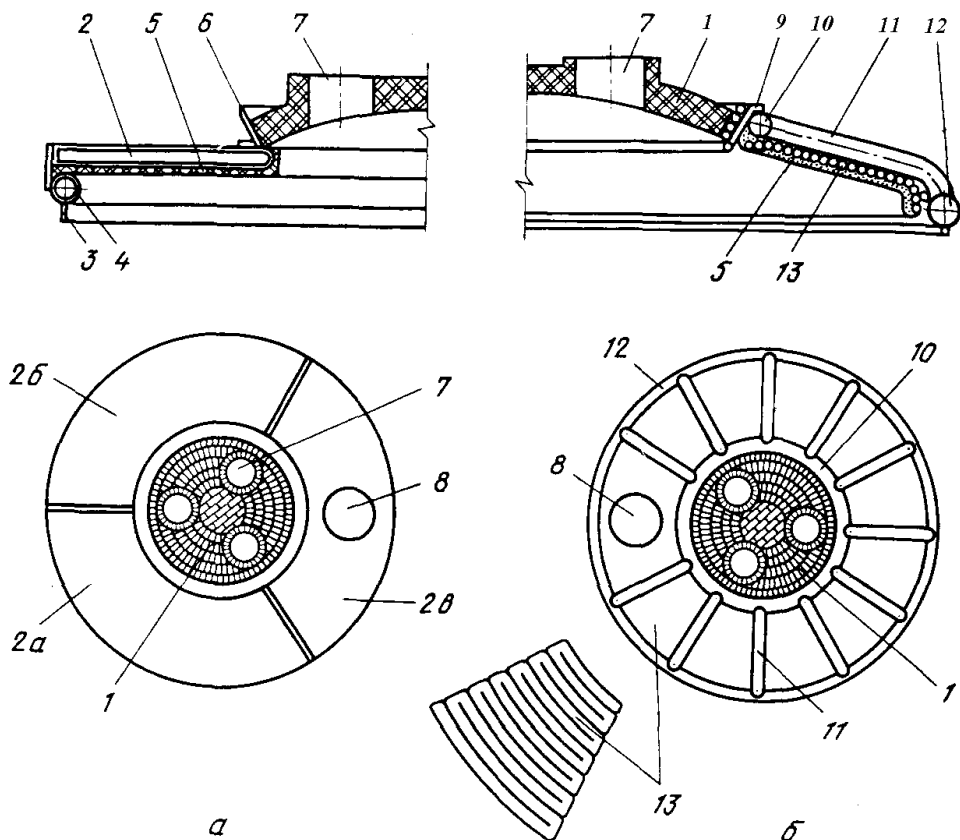
Они различаются формой поперечного сечения (плоские, куполообразные, выпуклые в виде усеченной пирамиды), устройством основных водоохлаждаемых элементов, формой центральной огнеупорной части. Эта часть может иметь круглую или же дельтавидную форму с отверстиями для электродов, располагаемыми в углах 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 3.8. 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 магнетитохромитовых 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 м^2 поверхности, стойкость охлаждаемой части достигает 2000 плавов.



1 – центральная часть свода; 2 – периферийная кольцевая часть из коробчатых секторов 2а, 2б и 2в; 3 – «нож»; 4 – сводовое кольцо; 5 – гарнизсаж; 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 3.8 – Водоохлаждаемые плоские коробчатые (а) и трубчатые куполообразные (б) свода электропечей:

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 магнетитохромитовых кирпичей, удерживаемых водоохлаждаемым трубчатым опорным кольцом 9.

Расход воды на подобных сводах составляет 6-9 м³/ч на 1м² поверхности. Для свода 100-т печи в целом он равен ~ 400 м³/ч. Стойкость водоохлаждаемой части свода на высокомошных печах достигает 2000-4000 плавок, стойкость центральной

огнеупорной части около 200 плавок, после чего ее заменяют. Скорость движения воды во избежание выпадения накипи в трубах панелей должна быть более 2 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 кг/т стали.

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 3.9). 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 перекатываются по горизонтальным фундаментным балкам опорных станин 7 печи, что вызывает наклон печи.

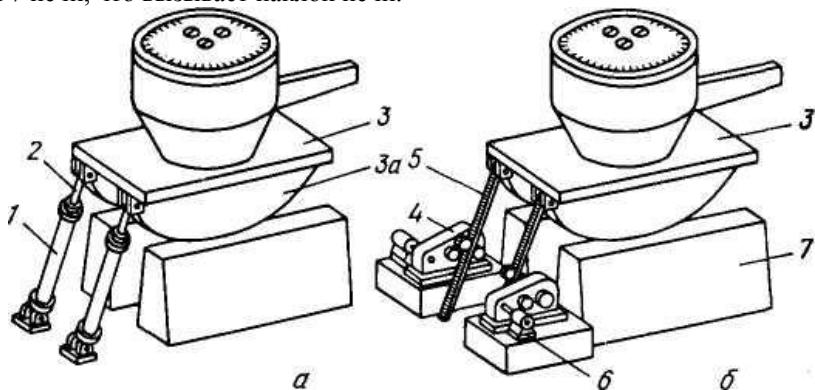


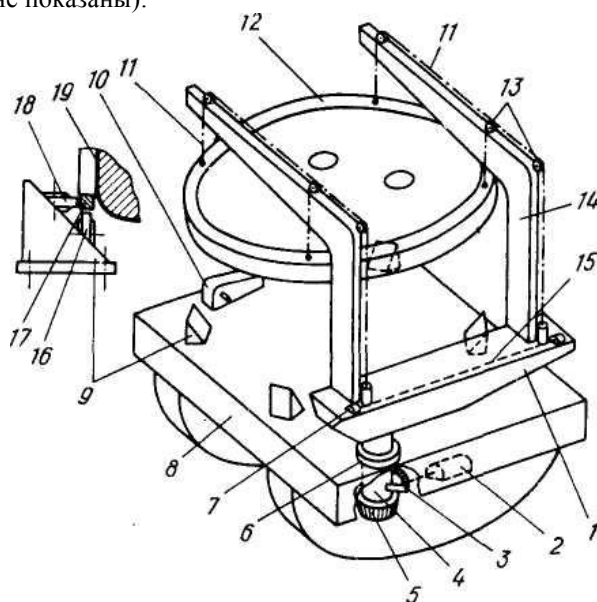
Рисунок 3.9 – Люлька и механизмы наклона печи с гидравлическим (а) и электромеханическим (б) приводом

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 рисунок 3.10.

Корпус печи (на рисунке не показан) 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

Диаметром 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).



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

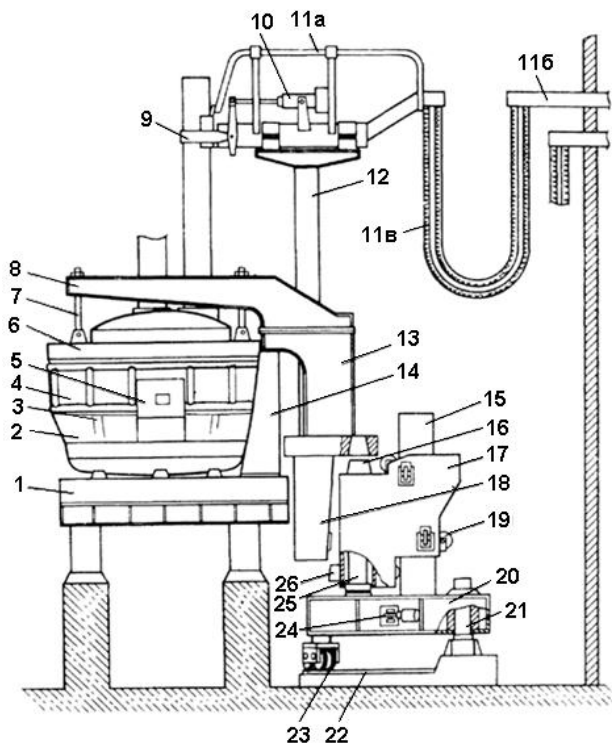
Рисунок 3.10 – Механическое оборудование печи с опорой механизмов подъема–поворота свода на люльку

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 проплавлять 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.

Печи с опорой механизма отворота свода на отдельный фундамент эксплуатируются уже много лет. Имеется несколько их разновидностей. Современный вариант устройства представлен на рисунке 3.11 на примере отечественной высоко-мощной печи ДСП-100И6.



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 - гидrocилиндры; 26 - выступ.

Рисунок 3.11 – Печь с опорой механизма подъема-поворота свода на отдельный фундамент

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. Двигающаяся 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 платформы 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.

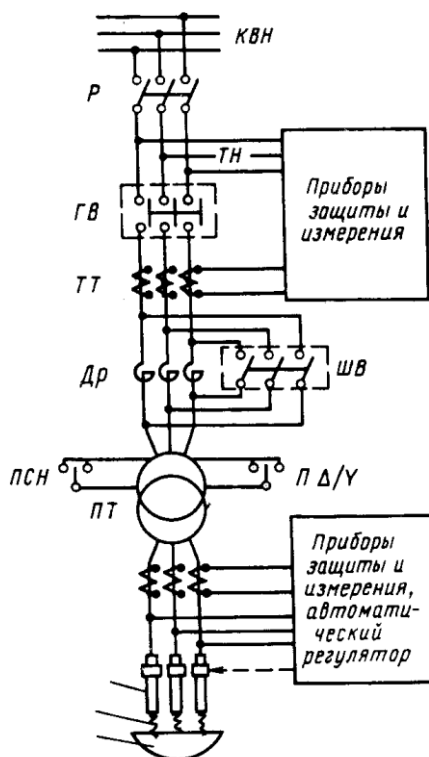
Эта печь, как и все новые высокомоощные, имеет гидравлические приводы основных печных механизмов, являющиеся более быстродействующими, чем электромеханические.

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 3.12.

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); ЩВ – шунтирующий выключатель; ПТ – печной трансформатор; ПСН – переключатель ступеней напряжения; ПΔ/Υ – переключатель «треугольник – звезда»; 1 – электрод; 2 – дуга; 3 – металлическая ванна.

Рисунок 3.12 – 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 соф установки снижается, поэтому начала устойчивого горения дуг дроссель отключают.

На печах с трансформатором мощностью >10 МВА индуктивное сопротивление трансформатора 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 высоко-мощными (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. Данные о мощности трансформаторов на вновь сооружаемых и старых печах приведены ниже:

Вместимость печи, т	6	12	25	50	100	150	200
Мощность трансформатора, МВА:							
рекомендуемая	4	8	12,5	32	80	90	125
на старых печах	2,8-4	5-8	9-12,5	15-50	25-50	–	45

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.

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 изготовляют из малозольных углеродистых материалов: нефтяного или пекового кокса с добавкой связующего – каменноугольного пека.

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

Обоженные заготовки подвергают механической обработке, придавая им форму цилиндра.

Удельное электросопротивление графитированных электродов равно $8\text{--}13\text{ мОм}\cdot\text{м}$. Допустимая плотность тока для электродов диаметром от 100 до 610 мм находится в пределах от 35 до $12\text{--}14\text{ А/см}^2$, уменьшаясь с ростом диаметра электрода. Для высокомошных печей в последнее время организовано производство графитированных электродов с особо низким удельным электросопротивлением, допускающим в электродах диаметром $500\text{--}600\text{ мм}$ плотность тока до $25\text{--}30\text{ А/см}^2$.

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

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

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. Для этого в каждом торце секций имеется гнездо с винтовой нарезкой, куда ввинчивают ниппель, соединяющий две секции.

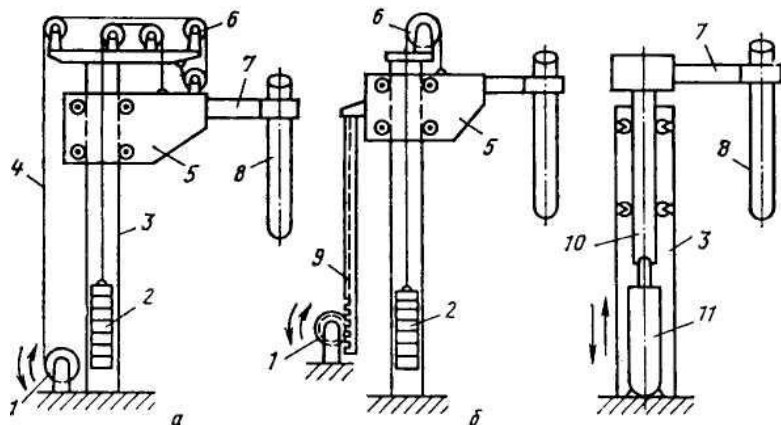
В процессе эксплуатации нижняя часть электрода окисляется и разрушается потоком электронов дуги, т.е. электрод укорачивается. Поэтому с целью поддержания постоянства длины дуги электрод постепенно опускают. Когда электрододержатель приближается к своду, производят «перепускание» электрода: разжимают элек-

трододержатель, 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 – кверху укоротившегося электрода с помощью ниппеля присоединяют очередную секцию.

Расход графитированных электродов на 1 т стали составляет при основном процессе 4-9 кг, при кислом 4-6 кг.

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 3.13а, 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

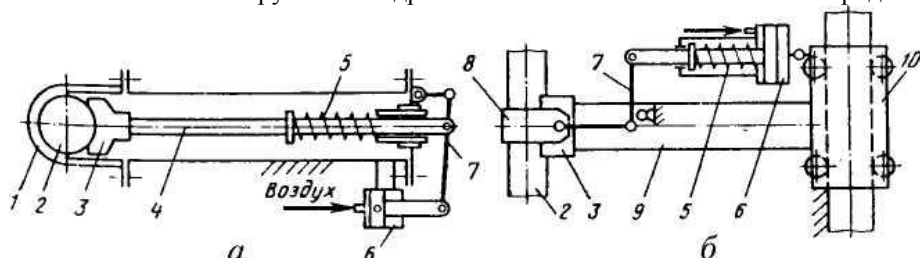
Рисунок 3.13 – Механизмы зажима и перемещения электродов с кареткой (а, б) и телескопической стойкой (в)

Во втором (рисунок 3.13в) 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 3.13в) или электромеханическим с передачей движения от электродвигателя с помощью системы канатов и блоков (рисунок 3.13а) или зубчатой рейки (рисунок 3.13б).

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 3.14а) головка выполнена в виде кольца или полукольца и подвижной нажимной колодки. Электрод в рабочем положении зажат в кольцо 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 3.14б) 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 3.14 – 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 полый 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.

3.6 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, расплавившаяся 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 на-

пряжение 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 последние 10–15 лет, как правило, 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 ~ 1550 °С), кВт·ч/т; τ – 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:

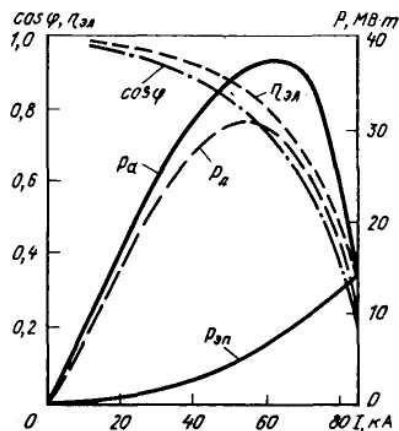
$$p_d = p_a \eta_{эл}$$

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 25.

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 сопротивления 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.



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

На высокомоощных 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 высокомоощными 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).

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 пузырями 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 высокомоощных печей.

3.7 Методика расчет рациональных размеров рабочего пространства дуговой электропечи

Составными частями печи являются: рабочее пространство, огнеупорная кладка, механическое и электрическое оборудование. Рабочее пространство печи, ограниченное внутри огнеупорной кладкой, предназначено для проведения всех процессов, связанных с получением стали. Рабочее пространство состоит из трех частей: ванны – а, свободного пространства – б и подсводового пространства – в.

Часть рабочего пространства, ограниченная снизу подом и откосами, а сверху уровнем откосов, называется ванной. Ванна является вместилищем для жидкого металла и шлака.

Свободное пространство печи, ограниченное снизу уровнем откосов, сверху уровнем пят свода, а с боков – стенами, образует дополнительный к ванне объем, необходимый для вмещения твердой шихты. Подсводовое пространство, ограниченное снизу уровнем пят свода, а сверху сводом, представляет объем, необходимый для обеспечения строительной прочности свода и отбора технологических газов CO , CO_2 .

В плане наиболее приемлемой формой рабочего пространства является круг.

Ответственной частью рабочего пространства является ванна, конфигурация которой должна обеспечивать быстрый сход шихты с откосов при ее проплавлении, полноту протекания физико-химических процессов, связанных с получением стали заданной марки или группы марок, а также накопление достаточного количества расплавленного металла при подходе электродов в нижнее положение после проплавления «колодцев».

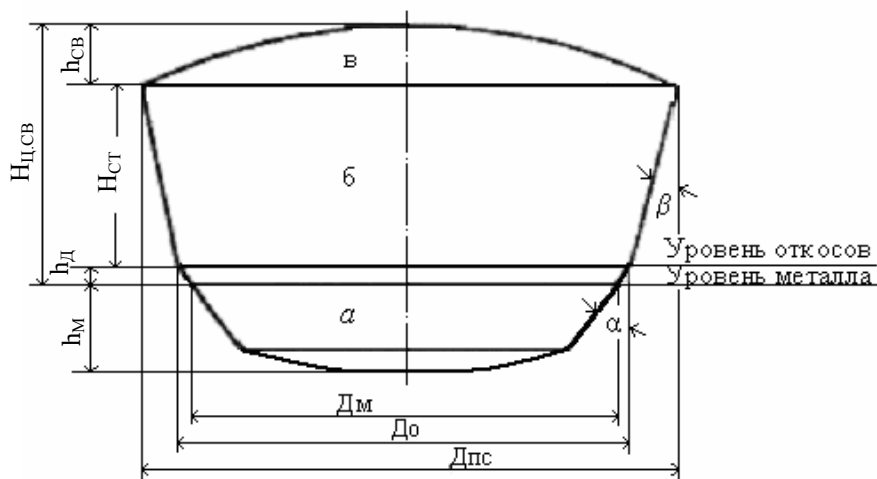


Рисунок 3.15 – Основные расчетные параметры ДСП

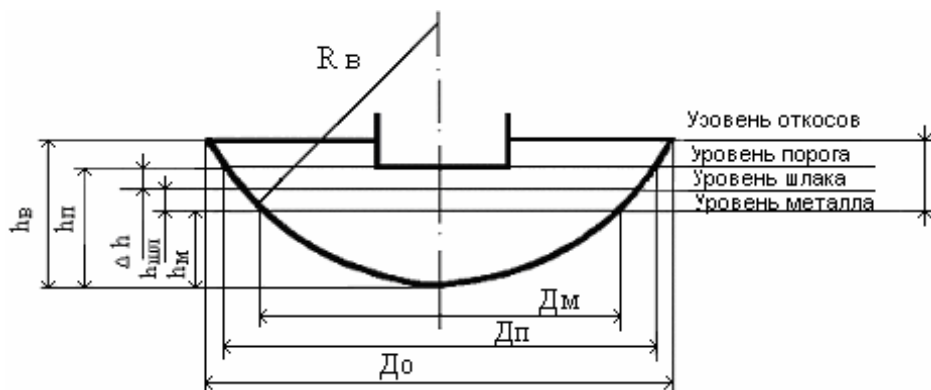
D_M – диаметр ванны по уровню металла; D_O – диаметр ванны на уровне откосов; $D_{сф}$ – диаметр сферической части ванны; $h_{сф}$ – глубина сферической части ванны; h_K – глубина конической части ванны; h_d – глубина дополнительной части ванны; $H_{ст}$ – высота стен; $D_{пс}$ – диаметр печи на уровне пят свода; $h_{св}$ – высота подъема свода над уровнем пят свода; β – угол наклона стен; α – угол наклона откосов.

3.7.1 Расчет ванны

При расчете ванны дуговой сталеплавильной печи чаще всего принимают сфероконической формы с углом откосов 45° и уровнем откосов над уровнем металла на 100-250 мм.

При эксплуатации печей фактическая емкость (завалка) на 15-25 % больше запроектированной, поэтому уровень шлака и металла поднимается выше уровня откосов. Постепенное размывание откосов и их поплавоочная заправка приводят к изменению конической формы, и фактически ванна становится сферической с углом откосов от 25 до 45° к вертикали.

В соответствии с этим более рационально рассчитывать ванну сферической с откосами, образованными касательной к окружности ванны и вертикалью.



h_B – глубина ванны; D_M – диаметр ванны на уровне металла; D_P – диаметр ванны на уровне порога; D_O – диаметр ванны на уровне откосов; h_d – высота дополнительной части ванны, образующая дополнительный объем ванны, необходимый для вмещения шлака; R_B – радиус ванны

Рисунок 3.16 - Продольный разрез сферической ванны:

Оценивая ванну с точки зрения полноты протекания рафинировочных процессов при ее проектировании, обычно, принимается величина:

$$a = D_M / h_M. \quad (3.1)$$

Это отношение D_M / h_M является основным параметром ванны, который определяет форму ванны, ее глубину и эффективность расплавления и прогрева металла дугами; определяет диаметр печи, близость стен к дугам и тепловую напряженность

на стенах; определяет величину поверхности металла в контакте со шлаком и скорость обменных процессов.

Для кислых дуговых печей, где удельная поверхность раздела шлак-металл не имеет большого значения, это соотношение находится в пределах 3,5-4,0.

При проектировании основных дуговых печей малой и средней емкости, выплавляющих высоколегированные стали электропечного сортамента под двумя шлаками, можно рекомендовать D_M / h_M в пределах 5,0-5,5, а для большегрузных ДСП при одношлаковом процессе с внепечной обработкой уменьшить это отношение до 4,5-5,0; для ДСП, работающих на металлizedированном сырье, увеличить D_M / h_M до 5,5-6,0, что дает возможность снизить тепловую напряженность футеровки основания стен печи.

Однако при сопоставлении этой величины с другой, характеризующей ванну, а именно с удельной поверхностью ванны (f):

$$f = \frac{F_M}{G_M} = \frac{\pi D_M^2}{4G_M} \cdot \frac{m^2}{t}, \quad (3.2)$$

где F_M – поверхность зеркала металла, m^2 ; G_M – емкость печи, т; оказывается, что при одном и том же значении «а» в печах различной емкости, величина « f » меняется.

Основываясь на этом, а также на показателях работы печей, можно принять за определяющую величину ванны ее удельную поверхность, т. е. « f ».

Из практических данных значение « f » дуговых печей колеблется от 0,18 до 0,6 m^2/t . Малые значения относятся к крупнотоннажным печам. Наличие на печах емкостью более 25 т устройства электромагнитного перемешивания металла позволяет принимать для расчета ванны значение « f » уменьшенное на 30 %.

Основываясь на принятом значении $f_{расч}$ и садке печи (G_M), параметры ванны определяют из выражений:

$$D = 1,13 \sqrt{f G_M}, \text{ м}, \quad (3.3)$$

$$h_M^3 + 0,956 f G_M h_M - 0,268 G_M = 0 \quad (3.4)$$

Для обеспечения стойкости нижней части стен (на стыке с откосами) на уровне шлакового пояса при бурном кипении ванны, возможности заправки откосов, компенсации возможного зарастания подины, в ванне создается дополнительный объем ВДОП, вмещающий шлак с запасом; т. е. помимо металла ванна должна вмещать шлак с учетом его вспенивания при кипении:

$$V_B = V_M + V_{шл} + V_{доп}, \quad (3.5)$$

$$h_B = h_M + h_{шл} + h_{доп}. \quad (3.6)$$

Объем $V_{шл}$ шлаковой ванны зависит от количества шлака и его плотности, составляющей в зависимости от состава и температуры шлака 2,9-3,2 t/m^3 .

Кратность шлака $G_{\text{шл}}$ (количество шлака, выраженное в процентах от массы металла) составляет 3-7 % в зависимости от марки выплавляемой стали.

Толщину шлака можно оценить, пренебрегая конусностью шлаковой ванны по выражению:

$$h_{\text{шл}} = \frac{1,27V_{\text{шл}}}{D_{\text{м}}^2} = \frac{0,03G_{\text{м}}}{D_{\text{м}}^2}. \quad (3.7)$$

Дополнительный объем $V_{\text{доп}}$ принимают равным 10-16 % $V_{\text{м}}$. Уровень порога рабочего окна принимают на 20-40 мм выше зеркала шлаковой ванны:

$$\Delta h = 0,02 - 0,04, \text{ м.}$$

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

$$h_{\text{п}} = h_{\text{м}} + h_{\text{шл}} + \Delta h.$$

Этот параметр для действующих отечественных ДСП может быть описан корреляционным уравнением:

$$h_{\text{п}} = 0,1884 G^{0,3786}_{\text{м}}. \quad (3.8)$$

Другой параметр ДСП – диаметр ванны на уровне порога рабочего окна $D_{\text{о}}$ можно определить по выражению:

$$D_{\text{п}} = D_{\text{м}} + 2(h_{\text{шл}} + \Delta h), \quad (3.9)$$

а для действующих ДСП описать уравнением:

$$D_{\text{п}} = 1,064 G^{0,33}_{\text{м}}. \quad (3.10)$$

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

$$h_{\text{доп}} = (0,03 - 0,10) + \Delta h$$

или по отношению к глубине ванны:

$$h_{\text{доп}} = (0,1 - 0,15)h_{\text{в}}. \quad (3.11)$$

Суммарная глубина ванны $h_{\text{в}}$ определяет такой важный параметр ДСП как диаметр рабочего пространства на уровне откосов $D_{\text{о}}$, являющийся также паспортной характеристикой ДСП:

$$D_0 = D_M + 2(h_{\text{шл}} + h_{\text{доп}}) = D_M + 2(h_{\text{шл}} + \Delta h) + (0,06 \dots 0,20). \quad (3.12)$$

3.7.2 Расчет размеров свободного плавильного пространства

Профиль и размеры свободного пространства должны обеспечить завалку шихты в один прием, максимальную строительную прочность свода, т.е. минимальный его диаметр, минимальную рабочую длину электродов и электрических и тепловых потерь, равномерный и минимальный тепловой поток от электрических дуг на участки футеровки.

Объем завалки при насыпной плотности шихты 1,4 т/м³ и при расходном коэффициенте, 1,06

$$V_{\text{зав}} = 0,75 G_M, \text{ м}^3. \quad (3.13)$$

Профиль плавильного пространства для равномерного облучения от дуг, как точечного источника тепла приближается к сфере. Наиболее теплонпряженными участками футеровки печи являются центр свода и нижний, горячий пояс стен, тепловой поток на которые от дуг нормален к поверхности, кВт/м²

$$q = K_{\Sigma} P_d \cos \phi / (4\pi r^2). \quad (3.14)$$

Около 90 % теплового потока от дуг первоначально падает на горячий пояс стен, поэтому помимо цилиндрических (вертикальных) стен применяют ступенчатые, наклонные или сложного профиля с меняющимся углом наклона стены.

Высота стен определяется из условия обеспечения равномерной и допустимой тепловой напряженности центра свода. В то же время равномерное и допустимое тепловое напряжение на стены определяется диаметром распада электродов.

Высота центра свода над уровнем металла должна составлять $(0,50 + 0,6)D_0$, т.е.:

$$H_{\text{ЦСВ}} = h_d + H_{\text{СТ}} + h_{\text{СВ}} = (0,5 - 0,6)D_0. \quad (3.15)$$

Принимая $h_d = (0,15 - 0,25)$, м, $h_{\text{СВ}} = 0,15D_0$, получим уравнение:

$$H_{\text{СТ}} = 0,4D_0 - (0,15 - 0,25), \text{ м}, \quad (3.16)$$

справедливое для печей средней емкости. На крупных печах относительная высота стен уменьшается, поэтому возможно применение следующих рекомендаций:

$$H_{\text{СТ}} = (0,525 \dots 0,45)D_0, \text{ малые печи}, \quad (3.17)$$

$$H_{\text{СТ}} = (0,35 \dots 0,325)D_0, \text{ крупные печи}. \quad (3.18)$$

Диаметр распада электродов (диаметр окружности, проходящей через центры электродов) определяется из условия обеспечения допустимого теплового напряжения на кладку стен.

Допустимая и одинаковая тепловая напряженность в нижнем поясе стен достигается при диаметре распада электродов, равном:

$$D_p = (0,25 - 0,33)D_o, \text{ м.} \quad (3.19)$$

Расчет размеров подсводового пространства

Строительная прочность свода определяется стрелой подъема его (h_{CB}) над уровнем пят свода (ДПС).

По данным ряда авторов эту величину можно принимать в пределах $(0,12 - 0,15)D_o$.

Диаметр на уровне пят свода зависит от высоты стен и угла их наклона:

$$D_{ПС} = D_o + 2H_{СТ} \operatorname{tg} \beta. \quad (3.20)$$

Для конических стен угол наклона принимают равным $\beta = 10 - 12^\circ \text{ С}$.

Предпочтительно изменение угла наклона по высоте стен. В серии ДСП для печей емкостью 25 и более тонн предусмотрен комбинированный кожух. Поэтому при проектировании рабочего пространства печи, необходимо на $1/3$ общей высоты стен принять угол стен $\beta' = 18 - 22^\circ \text{ С}$ и определить диаметр рабочего пространства на этом уровне D'_o .

Если верхняя часть стен выполняется вертикальной, то $D'_o = D_{ПС}$.

При наклоне верхней части стен на угол β'' :

$$D_{ПС} = D'_o + 2 \cdot \frac{2}{3} H_{СТ} \cdot \operatorname{tg} \beta'', \text{ м.} \quad (3.21)$$

Так как сводовое кольцо устанавливается на металлической арматуре кожуха печи, то диаметр свода должен включать толщину верхней части стен и тогда:

$$D_{CB} = D_{ПС} + 2\delta_{СТ} = D_K, \text{ м.} \quad (3.22)$$

3.8 Расчет параметров печного трансформатора

3.8.1 Выбор мощности

Показателем качества работы ДСП как электротехнического и теплотехнического агрегата служит удельный расход электрической энергии за энергетический период на расплавление (без предварительного подогрева, без применения ТКГ и без совмещения с окислительным периодом) 100 % металлошихты с насыпной плотностью $\geq 1,4 \text{ т/м}^3$, загружаемой с расходным коэффициентом $K_p = 1,05$ в один прием, без подвалки (W_y). Показатель W_y входит в паспорт технической характеристики ДСП согласно ГОСТ 7206-80.

При выборе мощности трансформатора исходят из его удельной мощности $P_{уд} = P_{тр.н} / G_M$, составляющей 500-1000 кВА/т. Учитывают, что на современных ДСП уровень тепловых потерь достигает 30-35 % от общего расхода энергии на плавку, при этом значение теплового КПД (η_T) в отдельные периоды плавки составляет: в энергетический 0,75-0,85, снижаясь до 0,7 при дополнительном вводе тепло-

вой энергии за счет ТКГ; в окислительный – 0,2-0,45; в восстановительный – 0,25-0,45, а электрический КПД ($\eta_{\text{э}}$) по данным ВНИИЭТО за плавку составляет 0,85-0,95, увеличиваясь для более крупных и мощных ДСП.

В энергетический период плавки полезный расход энергии $W_{\text{пол}}$ с изменением энтальпии при нагреве и плавлении металла и шлака с компенсацией энергозатрат на эндотермические процессы с учетом возможного поступления тепла от футеровки, ТКГ, с нагретой шихтой, от экзотермических процессов.

Теплосодержание большинства сталей при температурах сталеплавильного процесса (1600° С) составляет 1,40-1,45 ГДж/т (~400 кВт·ч/т), кислых шлаков 1,73 ГДж/т (480 кВт·ч/т) и основных 1,90 ГДж/т (530 кВт·ч/т).

Исходя из приведенных энергозатрат и планируемого времени энергетического периода, выбирают удельную мощность трансформатора (РУД). Использование высоких удельных мощностей целесообразно в случаях выплавки в основном углеродистых марок стали одношлаковым процессом, когда длительность окислительного периода по возможности сокращена, а восстановительный период в печи не проводится.

Мощность трансформатора трехфазного тока, кВА:

$$P_{\text{тр.н}} = \sqrt{3} U_{\text{лmax}} J_{\text{н}} 10^{-3} (500 - 1000) G_{\text{М}} \quad (3.23)$$

где 500-1000 – удельная мощность трансформатора, кВА/т.

Для определения максимального вторичного напряжения используют выражения, В:

– для основного процесса:

$$U_{\text{лmax}} = 15 \sqrt[3]{P_{\text{тр.н}}} ; \quad (3.24)$$

– для кислого процесса:

$$U_{\text{лmax}} = 70 + 15 \sqrt[3]{P_{\text{тр.н}}} . \quad (3.25)$$

3.8.2 Расчет мощности тепловых потерь

Тепловые потери в электросталеплавильных дуговых печах составляют значительную часть расхода электроэнергии, в особенности, в период выдержки металла (окислительный и восстановительный периоды), когда до 80% подводимой в печь мощности расходуется на компенсацию потерь.

Общая средняя мощность тепловых потерь дуговой электропечи составляет 35-40 % от подводенной в печь мощности.

Для приближенной оценки мощности тепловых потерь печи по периодам плавки могут быть использованы следующие эмпирические уравнения, кВт:

$$P_{\text{ТЗ+ЗАВ}} = 137 G_{\text{М}}^{2/3} - 12,25 G_{\text{М}}; \quad (3.26)$$

$$P_{\text{Т.ПЛ}} = 0,8 P_{\text{ТЗ+ЗАВ}}; \quad (3.27)$$

$$P_{\text{Т.ОК}} = P_{\text{Т.ВП}} = 1,2 P_{\text{ТЗ+ЗАВ}}, \quad (3.28)$$

где $P_{ТЗ+ЗАВ}$ – мощность тепловых потерь в период заправки и завалки; $P_{Т.ПЛ}$ – мощность тепловых потерь в период плавления; $P_{Т.ОК}$ – мощность тепловых потерь в окислительный период; $P_{Т.ВП}$ – мощность тепловых потерь в восстановительный период.

3.8.3 Выбор ступеней мощности трансформаторов по периодам плавки

Мощность трансформатора сталеплавильной печи при работе на твердой завалке выбирается исходя из теплового баланса периода расплавления. В этот период печь потребляет наибольшую мощность по сравнению с окислительным и восстановительными периодами, в которые подводимая мощность расходуется, главным образом, на компенсацию тепловых и электрических потерь печи.

Удельный полезный расход энергии в период плавления составляет 340-500 кВт·ч/т, в окислительный период 50-100 кВт·ч/т, а в восстановительный период 20-50 кВт·ч/т.

Расчет номинальной мощности трансформатора ведется из уравнения (3.23). Для нормального ведения плавки целесообразно иметь в разные периоды плавки различную мощность, что достигается переключением высоковольтной (первичной) обмотки трансформатора. При выборе ступеней мощности должно учитываться условие, обеспечивающее допустимую тепловую напряженность на стены и центр свода.

Период плавления

Производительность дуговых электропечей, при установленной технологическим режимом длительности окислительного и восстановительного периодов, определяется длительностью плавления. В этот период для ускорения расплавления шихты должна подаваться возможно большая мощность. В соответствии с тремя стадиями плавления шихты в электропечи целесообразно установить ступенчатый график изменения мощности трансформатора. Для обеспечения нормальной работы кладки свода в начале плавления рационально (0,1 времени плавления) работать на 0,9 установленной мощности, т. е.:

$$P_1 = 0,9 P_{тр.н} , \text{ кВА.} \quad (3.29)$$

При погружении электродов в шихту и проплавлении «колодцев» рационально работать 0,6-0,7 времени плавления на мощности $P_{тр.н}$ или увеличенной, кВА:

$$P_2 = (1,15-1,25) P_{тр.н} , \quad (3.30)$$

$$P_3 = 0,8 P_{тр.н} , \quad (3.31)$$

$$P_4 = 0,7 P_{тр.н} , \quad (3.32)$$

$$P_5 = 0,6 P_{тр.н} , \quad (3.33)$$

Проверочная формула:

$$P_{\text{тр-ра max}} \leq 496 D^2_{\text{O}}, \text{ кВА.}$$

Если проверочная мощность оказалась большей, то необходимо было бы про- считывать еще несколько ступеней Ртр-ра. На всех ступенях, кроме второй, длитель- ность работы должна составлять 0,1 от общего времени расплавления.

Ускорение плавления возможно за счет подогрева шихты до 200-400° С в не- футерованных или 600-800° С в футерованных бадьях, применения топливно- кислородных горелок (ТКГ) удельной мощностью 0,2-2,5 МВт на 1 т садки либо за счет применения кислорода для подрезки шихты с расходом до 7-10 м³/т.

При нагреве лома на каждые 100° экономия электроэнергии составляет 15-12 кВт·ч/т в зависимости от конечной температуры подогрева (убывает при повыше- нии температуры).

Применение ТКГ дает экономию электроэнергии 2 кВт·ч на 10 МДЖ энергии газа. Расход газа с $\Delta H = 33,4 \text{ МДЖ/м}^3$ составляет 5-10 м³/т стали.

Применение кислорода для подрезки лома сокращает расход электроэнергии на 3-3,5 кВт·ч на каждый м³ использованного кислорода.

Расход кислорода в зависимости от выплавляемой марки стали $Vo_2 = 10 - 35 \text{ м}^3/\text{т} \cdot \text{ч}$. Верхний предел для нержавеющей сталей.

Общее время плавления может быть определено из уравнения:

$$\tau_{\text{пл}} = \frac{A_{\text{пл}} G_{\text{М}} - Q_{\text{Ш}} - Q_{\text{Г}} - Q_{\text{К}}}{P_{\text{тр.ср}} \eta_{\text{Э}} \cos \phi - P_{\text{т.пл}}}, \quad (3/34)$$

где $A_{\text{пл}}$ – удельный полезный расход энергии в период плавления, кВт·ч/т; $P_{\text{т.пл}}$ – средняя мощность тепловых потерь в период плавления кВт; $\eta_{\text{Э}}$ – электриче- ский КПД печи, который может быть принят в пределах 0,88-0,90; $\cos \phi$ – коэффи- циент мощности установки. Расчетное значение $\cos \phi$ составляет 0,75-0,9; $P_{\text{тр.ср}}$ – средняя за период мощность трансформатора, кВА.

Меньшее значение $\cos \phi$, $\eta_{\text{Э}}$ принимается для крупных ДСП.

Удельный полезный расход энергии АПЛ составляет затраты энергии на на- грев, расплавление и перегрев шихтовых материалов и может быть определен из нижеследующего уравнения:

$$A_{\text{ПЛ}} = (202 + 2,85 G_{\text{ШЛ}} \% + 4,44 G_{\text{Р}} \%) t^{\circ}_{\text{КПЛ}} \cdot 10^{-3} + 0,5 G^{\text{ШЛ}} \% + 0,64 G_{\text{Р}} \% + 68 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}, \quad (7.7)$$

где $G_{\text{ШЛ}}$ – количество шлака периода плавления, % от веса металла (2-4%); $G_{\text{Р}}$ – количество руды, израсходованной в период плавления, % от веса металла (до 1-3%); $t^{\circ}_{\text{КПЛ}}$ – температура металла в конце расплавления °С, которая может быть принята из опытных данных или рассчитана по уравнению:

$$t^{\circ}_{\text{КПЛ}} = t^{\circ}_{\text{ЛИКВ}} + (50-70)^{\circ} \text{ С}, \quad (3.35)$$

где $t_{\text{ЛИКВ}}^{\circ}$ – температура ликвидуса стали, которую можно оценить по формуле:

$$t_{\text{ЛИКВ}}^{\circ} = 1539 - \sum \{ (\Delta t_{\text{Л}})_i [E]_i \}^{\circ} \text{C}, \quad (3.36)$$

где $\Delta t_{\text{Л}}$ – удельное (на 1% содержания элемента) снижение температуры плавления чистого железа.

При оценке t° ликвидуса обязательно включать углерод. Остальные элементы при малом их количестве не учитывать. Согласуйте с преподавателем.

Использование в качестве окислителя железной руды согласуется с преподавателем.

При выплавке электростали переплавом легированных отходов с частичным окислением газообразным кислородом железная руда не применяется, чтобы сохранить окисляющиеся легирующие элементы.

Окислительный период плавки

В окислительный период электрический режим должен обеспечивать нагрев и плавление шлакообразующих и железной руды, компенсацию 35 % мощности тепловых потерь периода заправки и завалки, компенсации тепловых потерь окислительного периода, а также обеспечить нагрев металла, предусмотренный технологическим режимом этого периода. Степень мощности трансформатора для окислительного периода может быть рассчитана из уравнения (7.10), кВА:

$$P_{\text{тр.ок}} = \frac{A_{\text{ОК}} \cdot G_{\text{М}} \cdot P_{\text{т.ок}} \cdot \tau_{\text{ОК}} + 0,35 P_{\text{ТЗ+ЗАВ}} (\tau_{\text{З}} + \tau_{\text{ЗАВ}}) - Q_{\text{К}}}{\eta_{\text{Э}} \cdot \cos \varphi \cdot \tau_{\text{ОК}}}, \quad (3.37)$$

где $P_{\text{тр.ок}}$ – мощность трансформатора окислительного периода, кВА; $P_{\text{т.ок}}$ – мощность тепловых потерь в окислительный период, кВт; $P_{\text{ТЗ+ЗАВ}}$ – мощность тепловых потерь заправки и завалки, кВт; $\tau_{\text{ОК}}$ – длительность окислительного периода, ч; принимается в соответствии с технологическим режимом выплавки стали заданной марки; $Q_{\text{К}}$ – тепло от применения кислорода; $A_{\text{ОК}}$ – удельный полезный расход энергии в окислительный период плавки, кВт·ч/т, определяется из уравнения:

$$A_{\text{ОК}} = (197 + 2,78 Q_{\text{ШЛ}} \% + 4,34 G_{\text{Р}}) t_{\text{ОК}}^{\circ} \cdot 10^{-3} + 0,49 G^{\text{ШЛ}} + 0,63 G_{\text{Р}} - 197 t_{\text{КАЛ}} 10^{-3}, \quad (3.38)$$

где $t_{\text{ОК}}^{\circ}$ – температура металла в конце окислительного периода, $^{\circ}\text{C}$;

$$t_{\text{ОК}}^{\circ} = t_{\text{ЛИКВ}} + (120 - 130)^{\circ} \text{C}. \quad (3.39)$$

Количество окислившихся элементов задается преподавателем и, примерно, составляет: Fe = 3-4 %; Mn = 0,2-0,3 %; Si = 0,3 %; Cr = 0,3-0,5 %; C = 0,2-0,4 %. Остальные по согласованию. Ni, Mo, Co, Cu не окисляются.

При совмещении конца плавления с началом окислительного периода и получении [P] конца плавления $\leq 0,015$ в качестве окислителя применяют газообразный кислород с $V_{\text{O}_2} = 7,35 \text{ м}^3/\text{т} \cdot \text{ч}$.

Степень мощности для окислительного периода не должна превышать максимальную допустимую мощность трансформатора, рассчитанную с учетом допустимой тепловой напряженности кладки стен и свода:

$$P_{\text{тр.ок.пер.мах}} \leq 387D_{\text{O}}^2, \text{ кВА.} \quad (3.40)$$

Продолжительность окислительного периода составляет от 15 до 40 мин, в зависимости от выплавляемой марки стали.

Восстановительный период плавки

В восстановительный период в печь необходимо подвести такую мощность, которая обеспечивает нагрев и расплавление шлаковой смеси, ферросплавов, компенсацию мощности тепловых потерь этого периода и 65 % мощности тепловых потерь периода заправки и завалки. Так как ферросплавы присаживаются во второй половине периода, то рационально иметь две ступени мощности трансформатора, кВА:

$$P_{\text{тр.вп}} = \frac{A_{\text{вп}} \cdot G_{\text{М}} + P_{\text{Т.вп}} \cdot \frac{1}{3} \tau_{\text{вп}} + 0,25P_{\text{ТЗ+ЗAB}}(\tau_{\text{З}} + \tau_{\text{ЗAB}})}{\eta_{\text{Э}} \cdot \cos \varphi \cdot \frac{1}{3} \tau_{\text{вп}}}; \quad (3.41)$$

$$P'_{\text{тр.вп}} = \frac{A_{\text{Fe-СПЛ}} \cdot G_{\text{Fe-СПЛ}} + P_{\text{Т.вп}} \cdot \frac{2}{3} \tau_{\text{вп}} + 0,4P_{\text{ТЗ+ЗAB}}(\tau_{\text{З}} + \tau_{\text{ЗAB}})}{\eta_{\text{Э}} \cdot \cos \varphi \cdot \frac{2}{3} \tau_{\text{вп}}}; \quad (3.42)$$

где $A_{\text{вп}}$ – удельный полезный расход электроэнергии в восстановительный период плавки, кВт· ч/т.

$$A_{\text{Al}} = (174 + 2,45G_{\text{ОЕ}} \%) t_{\text{Al}}^0 \cdot 10^{-3} + 0,432G_{\text{ОЕ}} \% - 124 t_{\text{Al}}^0 \cdot 10^{-3} \quad (3.43)$$

Удельный полезный расход электроэнергии на расплавление ферросплавов определяется из уравнения:

$$A_{\text{Fe-СПЛ}} = 202 t_{\text{вп}}^0 \cdot 10^{-3} + 68, \text{ кВт·ч/т,} \quad (3.44)$$

где $t_{\text{вп}}^0$ – температура металла в конце восстановительного периода, °С:

$$t_{\text{вп}}^0 = t_{\text{ликв}}^0 + (100 - 110)^{\circ} \text{С.} \quad (3.45)$$

Примечание. Количество шлака принимается из практических, литературных или расчетных данных. Время восстановительного периода определяется принятым технологическим режимом выплавки стали и составляет в среднем 0,2...1,0 час.

Состав металла после раскисления, т. е. первой операции восстановительного периода, зависит от химического состава выплавляемой марки стали.

Содержание углерода заданной марки, Si = 0,17-0,37; Mn = 0,4-0,8; Al = 0,02-0,04. Остальные элементы по согласованию с преподавателем. Добавка всех легирующих элементов ведется с учетом их угара по формуле:

$$G_{\text{ф/сплава}} = X_i G / X_i \text{ ф/сплава} K,$$

где $G_{\text{ф/сплава}}$ – вес ферросплава, т; X_i – содержание добавляемого элемента, %; $X_{\text{иф/сплава}}$ – содержание элемента в ферросплаве, %; G – вместимость печи, т; K – степень усвоения легирующего элемента, %.

Вторая ступень мощности трансформатора восстановительного периода не должна превышать максимально допустимую мощность для конца восстановительного периода, кВА:

$$P'_{\text{max тр.вп}} \leq 278 \cdot D_{\text{O}}^2. \quad (3.46)$$

Для сокращения числа ступеней мощности трансформатора близкие по величине ступени необходимо объединить.

4. 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 интен-

сивным 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.

4.1 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 выплавленной 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 выплавленная 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 попаданием 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 ищут 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_{общ}, 85–90% Fe_{мет}). 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 свежееобожженную известь. При хранении известь интенсивно поглощает влагу из воздуха с образованием гидроксидов кальция $\text{Ca}(\text{OH})_2$, 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 необоженный известняк. Известняк не гигроскопичен, его можно длительно хранить. Разложение CaCO_3 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_2) 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_2 .

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 эффективно-го 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 повышения 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 проплавки и ведет к повышению расхода электроэнергии и снижению производительности печи. Исключение составляют ферросплавы тугоплавких металлов – ферровольфрама и ферромolibдена, для более быстрого растворения которых желательно 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 чугун, 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 небольшая зольность.

4.2 Подготовка печи к плавке

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, осуществляе-

мую 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.

4.3 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.

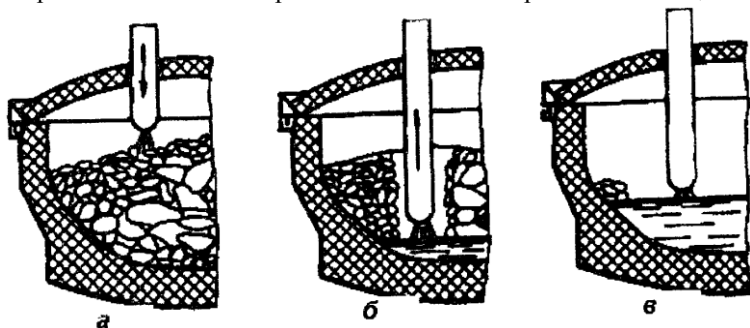
Для раннего образования шлака, предохраняющего металл от окисления, и для дефосфорации в процессе плавления в завалку вводят известь в количестве 2-3%. В зависимости от состояния подины известь загружают либо на подину, либо на часть ранее загруженной металлической шихты. для дефосфорации металла уже в период плавления на плавках с полным окислением в завалку дают 1,0-1,5% желез-

ной руды. При зарастании подины руду засыпают непосредственно на подину, в остальных случаях ее загружают в бадю поверх части металлической шихты.

4.4 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 4.1 – 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 26б). 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 (SiO_2 , MnO , FeO) принимает участие и известь. Шлак к концу периода плавления имеет примерно следующий состав, %: 35-40 CaO ; 15-25 SiO_2 ; 8-15 FeO ; 5-10 MnO ; 3-7 Al_2O_3 ; 0,5-1,2 P_2O_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 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.

4.5 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.

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 выплавке 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.

Общая продолжительность окислительного периода составляет 40-70 мин, а в случае применения газообразного кислорода она может быть сокращена до 30 мин.

4.6 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.

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.

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.

Одной из главных задач восстановительного периода является доводка металлургического 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 проверяется в каждой пробе.

Длительность восстановительного периода определяется временем, необходимым для образования раскислительного шлака, раскисления шлака и металла, десульфурации и легирования металла, и составляет 60-120 минут. С целью увеличения производительных печей эти процессы целесообразно интенсифицировать.

4.7 Технология выплавки стали в высокомошных печах

Охлаждение стен и свода высокомошных электропечей вызывает дополнительные потери тепла с охлаждающей водой, и эти потери примерно пропорциональны длительности плавки. Поэтому выплавка стали в таких печах оказывается экономически оправданной при работе с минимальной длительностью выдержки жидкого металла в печи после его расплавления. Технология плавки в высокомошных водоохлаждаемых печах предусматривает вынесение операций рафинирования, раскисления и доведения состава металла до заданного из печи в ковш и включает загрузку, расплавление шихты и короткий окислительный период (окисление углерода, дефосфорация и нагрев металла). После чего полупродукт выпускают в ковш и подвергают внепечной обработке.

Другой особенностью этой технологии является работа «на болоте», т.е. с загрузкой шихты на оставляемые в печи при выпуске предыдущей плавки шлак и часть (10–15%) металла. При этом сокращается длительность расплавления шихты; ускоряется шлакообразование, способствуя более полному удалению в шлак фосфора, а также серы, и уменьшается износ футеровки пода. Полное опорожнение печи от жидких продуктов плавки при этом проводят через 6–10 и более плавов.

Загрузка в печь сыпучих материалов (извести, плавикового шпата, кокса и др.) проводится без отключения печи через специально предназначенное для этого отверстие в своде печи;

Работа во второй половине периода плавления и в окислительном периоде со вспененным (пенистым) шлаком, который покрывает электрические дуги и экранирует их, уменьшая облучение стен печи. Такой режим применяют поскольку при облучении открытыми дугами оплавляется футеровка нижней части стен, возрастают потери тепла с водой, охлаждающей стеновые панели, и снижается стойкость стеновых панелей; кроме того, работа с погруженными в шлак дугами улучшает усвоение энергии дуг ванной, ускоряя ее нагрев, также позволяет повысить коэффициент мощности печной установки.

Выпуск металла из печи осуществляется без шлака, что обеспечивается эркерным или сифонным выпускным устройством. Попадание в ковш печного окислительного шлака недопустимо, так как из него в процессе внепечной обработки в металл будут переходить фосфор и кислород;

В период плавления производят нагрев лома топливно-кислородными горелками, вводимыми в печь через стены (иногда через свод или рабочее окно), что сокращает длительность плавления и расход электроэнергии. Длительность нагрева не

превышает 15–20 мин, достигаемая экономия электроэнергии составляет 15–40 кВт·ч/т.

Ход плавки

Заправку набивки пода (полную) проводят через 6–10 и более плавов, когда печь полностью опорожняют от металла и шлака. В промежуточные 6–10 плавов при необходимости делают частичную заправку «шлакового пояса», забрасывая магнетитовый порошок на разъединенные шлаком участки откосов печи.

Завалку шихты ведут двумя корзинами. С первой корзиной загружают около 60% шихты, со второй (при подвалке) – около 40%. Первую корзину загружают на оставленные при выпуске предыдущей плавки металл и шлак, вторую – после того, как частично расплавится и осядет уже загруженный лом. Основу шихты составляет быстроплавящийся легковесный лом, так как при заметном увеличении доли тяжеловесного (крупные куски) лома длительность плавления возрастает. Тяжеловесный лом загружают в нижнюю часть первой корзины, чтобы он располагался под электродами в зоне действия электрических дуг. Для внесения в шихту углерода используют кокс или чугуны. Чугуны загружают в печь с шихтой второй корзины; кокс дают в первую корзину в середину порции стального лома так, чтобы находящийся над ним лом защищал кокс от окисления. Чтобы совместить плавление шихты с дефосфорацией за счет ускорения формирования высокоосновного шлака, в период загрузки в печь вводят известь (до 1/3 ее общего расхода, достигающего 7–12 кг/т). Известь дают перед загрузкой первой или второй корзины шихты.

Плавление ведут используя максимальную мощность печного трансформатора на высших ступенях его вторичного напряжения. В начале периода работают на длинных дугах, у которых велика излучательная поверхность; в это время вокруг электродов формируется общая плавильная зона, и излучение дуг поглощается окружающим их ломом. После расплавления части лома и его оседания в вязи с нежелательностью сильного облучения стен печи переходят на работу с более короткими дугами, погруженными в специально вспениваемый шлак. Пенистый шлак, экранирующий дуги, поддерживают путем загрузки на него через отверстие в своде печи измельченного (размер частиц – 10 мм) кокса, который реагирует с оксидами железа шлака, и образующиеся при этом пузыри СО вспенивают шлак, пока подают непрерывно или порциями через 3–5 мин, вместе коксом обычно вводят известь.

Для ускорения плавления применяют продувку кислородом топливно-кислородные горелки. Кислород подают с помощью водимой через рабочее окно стальной трубки на небольшую дубину в жидкий металл или на границу металл–шлак, начиная вдувание через 5–10 мин после включения печи. Газообразный кислород окисляет железо и другие элементы с выделением тепла, которое ускоряет нагрев жидкого металла плавления лома. Топливо-кислородные горелки включают вначале плавления примерно на 10 мин после загрузки первой второй корзины, обогревая лом у стен печи между электродами.

Плавление длится около 1 часа, за это время угар металла в результате испарения у электрических дуг и окисления составляет 6–10%.

Окислительный период длится, как правило, не более 25 мин. За этот период, как показал опыт, в высокомоощных печах достаточно окислить 0,1–0,2% углерода. На некоторых заводах окислительный период начинают со слива через рабочее окно печи части шлака, на других этого не лают. В обоих случаях ведут обезуглерожива-

ние, продолжая, как и в период плавления, вдувание кислорода с мощностью вводимых через рабочее окно трубок (иногда через сводовые фурмы). Общий расход кислорода за время плавления и окислительного периода составляет 10–25 м³/т. В течение всего периода работают со вспененным шлаком, для чего через отверстие в своде печи непрерывно или порциями загружают измельченный кокс с известью; общий расход кокса на плавление и окисление достигает 5–6 кг/т. Иногда окислительный период ведут с обновлением шлака, наклонив печь в сторону рабочего окна, но при этом имеют место большие теплототери.

Работает несколько *шахтных дуговых пеней* фирмы Фукс (Германия). Над отверстием в своде закреплена вертикальная шахта, в которую загружают порцию лома (60%), а остальной лом подают в печь. Лом в шахте нагревается отходящими газами и дополнительно горелками. После выпуска очередной плавки, открывая специальные удерживающие пальцы, лом опускают в печь, начиная плавление, а в шахту подают следующую порцию лома. Расход электроэнергии около 340 кВт·ч/т.

Находят применение двухкорпусные печи. Печь имеет две ванны и один печной трансформатор. Когда в одну из ванн опущены электроды и идет плавление электрическими дугами, в другую загружают лом и нагревают его грелками и газами, отходящими из первой ванны. Печь по сравнению с двумя печами такой же емкости обеспечивает сокращение длительности плавки на 40% и электроэнергии на 40–60%.

4.8 Плавка с использованием металлизированных окатышей

В последние годы расширяется использование при выплавке стали в электропечах металлизированных окатышей, т.е. не полностью восстановленных железорудных окатышей, получаемых методами прямого восстановления. Диаметр окатышей равен 3–20 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 SiO₂ и Al₂O₃), 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 – малое содержание серы, фосфора, меди, никеля, хрома и других примесей, обычно содержащихся в стальном ломе (Pb, Sn, Bi, Zn, As). 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 пихты, 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.

Ниже охарактеризована технология, применяемая на 150-т печах Оскольского электрометаллургического комбината.

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 СО, вызывающим кипение ванны. Вместе с окатышами непрерывно загружают известь для офлюсования пустой породы окатышей (SiO_2 и Al_2O_3); ее дают столько (~ 100–120 кг на 1 т 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.

5. 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 легковеского 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 темпе-

ратуре 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 P_2O_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 Fe_3P , поэтому фосфор при кислом процессе не может быть удален из металла.

Монооксид железа легко вступает во взаимодействие с кремнеземом шлака и футеровки, образуя силикат – 3FeOSiO_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% SiO_2 , связывают почти все количество FeO и MnO в силикаты. В шлаке восстановительного периода (восстановление кремния) содержание кремнезема выше 45%, для уменьшения восстановления кремния содержание SiO_2 в шлаке не должно превышать 55%.

Кремний восстанавливается углеродом металла из кремнезема шлака и футеровки печи по реакции: $\text{SiO}_2 + 2[\text{C}] = [\text{Si}] + 2\text{CO}$.

При повышенных температурах реакция восстановления кремния из кремнезема железом ванны металла сопровождается повышением содержания FeO в шлаке и металле: $(\text{SiO}_2) + 2[\text{Fe}] = [\text{Si}] + 2(\text{FeO})$.

Для предупреждения высокой восстанавливаемости кремния и получения заданного химического состава стали по кремнию снижают в процессе плавки температуру металла и уменьшают присадкой известь 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 плавок 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 °C 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%.

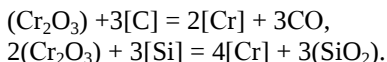
Для ускорения раскисления ванны на шлак присаживают до 0,2% от массы садки молотые ферросилиций и кокс. Конечный кислый шлак активного процесса обычно содержит, %: SiO_2 40-50, FeO 10-13, MnO 14-18, CaO 3-6, Cr_2O_3 1,0-1,5, Fe_2O_3 3-4, Al_2O_3 5-7, MgO 0,5-1,1, P_2O_5 0,01%. Содержание углерода в металле корректируют ферросплавами, чугуном и карбюризаторами в ковше при выпуске плавки.

Наряду с диффузионным раскислением стали, при кислом процессе применяют осадочное (глубинное) раскисление комплексными раскислителями – силико-марганцем, 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 ≈ 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 SiO_2 возрастает с 40 до 55%, а содержание FeO и Cr_2O_3 снижается соответственно с 20-25 до 10-15% и с 12-17 до 5-8%. содержание 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_2 , 20-25 CaO , 4 FeO , 6-9 MnO , 3-5 Al_2O_3 и 1,5 Cr_2O_3 . 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 м³/т обеспечивает сокращение периода плавки 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 0Х18Н10. 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.

6. Современные направления конструирования электропечей и технологии выплавки стали

6.1 Современная электродуговая печь: основные параметры и концептуальные решения

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:

- плавильный агрегат, работая в дискретном режиме с максимально возможной производительностью, должен обеспечивать заданный квазинепрерывный процесс разливки 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 газохода;
- создание многокорпусных печей.

Варианты конструктивного исполнения электропечей представлены на рисунке 6.1.

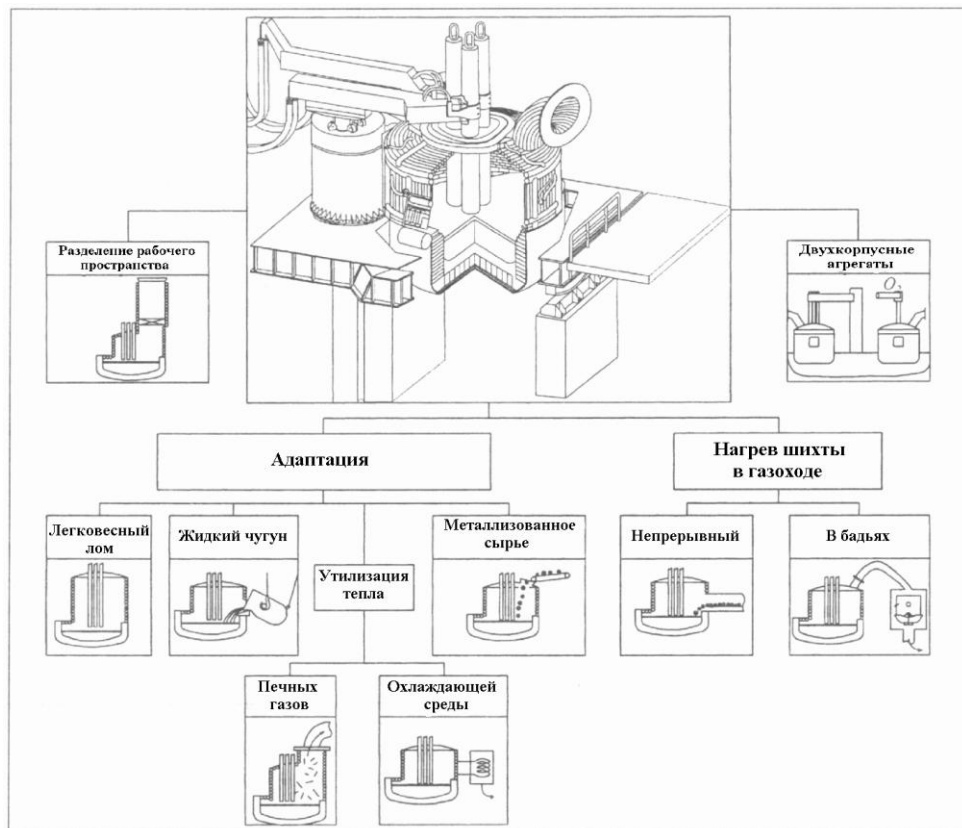


Рисунок 6.1 – Варианты конструктивного исполнения электропечей

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 Seilzgitter 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.

Для плавления шихты с высоким содержанием прямовосстановленного железа применяют, например, печи постоянного тока со спаренными электродами, кото-

рые позволяют создать стабильную горячую зону плавления. Основные параметры такой печи, установленной на заводе Huysa (Мексика), следующие:

Емкость печи, т	200
Масса стали в ковше, т	135
Электрическая мощность МВА	4х52
Максимальная сила тока дуги, кА	190
Номинальная продолжительность плавки, мин	55
Диаметр кожуха, мм	7300
Диаметр графитированных электродов, мм	711

Печь имеет высокие стены из-за образования в ходе плавки большого количества вспененного шлака и позволяет работать с жидким остатком массой до 65 т. Расположение отверстий для шихтовых материалов в своде печи обеспечивает их подачу в область между электродами.

На заводах с полным металлургическим циклом электропечи адаптируют к применению жидкого чугуна в шихте, так как электродуговые печи традиционной конструкции могут работать экономически эффективно при наличии в шихте около 30-40% жидкого чугуна. Конструкция агрегата должна обеспечить удобство заливки чугуна, удаление большого количества печного шлака, дополнительные методы обезуглероживания, предотвращение негативных последствий бурной реакции окисления углерода и т.п.

Известны следующие технологические варианты заливки чугуна:

- заливка чугуна с последующей завалкой лома позволяет существенно увеличить степень использования объема ванны и производительность агрегата, так как электропечь работает с полным выпуском плавки;
- порционная заливка сверху после проплавления центральной части шихты и образования жидкой ванны; технология позволяет быстро заливать весь жидкий чугун, но при этом усиленно изнашивается футеровка подины печи, а в случае протекания бурной реакции – даже водоохлаждаемые панели;
- заливка чугуна через рабочее окно с помощью переносного желоба требует дополнительного кранового времени (рисунок 6.2); эту технологию невозможно использовать на ранних стадиях плавки, т.к. рабочее окно должно быть свободным;

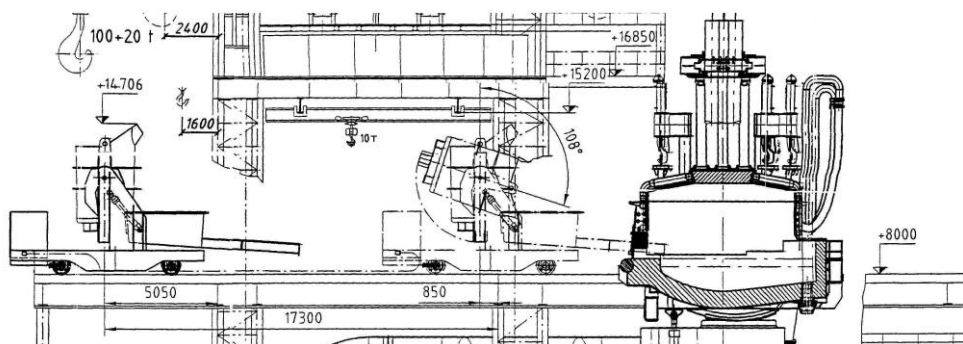


Рисунок 6.2 – Схема заливки чугуна через рабочее окно

– технология заливки чугуна в период работы печи с использованием стационарного бокового желоба, установленного в кожухе ДСП; чугун в желоб подают из ковша, помещенного на стационарный опрокидыватель или на наклоняемый чугуновоз.

Высокая производительность электропечи, работающей с применением жидкого чугуна, может быть достигнута при обеспечении высокой скорости нагрева и обезуглероживания расплава, а также своевременном удалении шлака.

Электропечь мини-завода Huta Czeszochowa (Польша) емкостью 100 т с трансформатором мощностью 65/78 МВ А заключена в герметичную камеру, предотвращающую выделение пыли и значительно снижающую уровень шума. Плавку ведут с применением до 40% жидкого чугуна. Кислород для ускорения процесса подается через две фурмы, размещенные на манипуляторах, и фурмы в подине со стороны рабочего окна. Периодически через газокислородные горелки вводится кислород для дожигания оксида углерода в рабочем пространстве печи.

Суммарный расход кислорода достигает $40 \text{ м}^3/\text{т}$ стали, природного газа – $4,5 \text{ м}^3/\text{т}$. Приход тепла составляет, %: 35 – в виде электроэнергии, 28 – от химических реакций, 22 – с жидким чугуном и 15 – от сгорания природного газа; расход электроэнергии 210–220 кВт ч/т. Продолжительность плавки (45 мин) позволяет вести разливку непрерывным способом – плавка на плавку.

На заводе Nicor Steel (США) установлены две 150-т ДППТ Unarc мощностью 2 x 80 МВА конструкции «SMS Demag». Форма рабочего пространства рассчитана на технологию выплавки стали с применением от 25 до 100% жидкого чугуна. Печи имеют большой объем корпуса и куполообразный свод, т.е. увеличенный объем рабочего пространства. Высокие стены обеспечивают глубокий слой шихты, необходимый для эффективного подогрева; при этом сохраняется достаточно пространства для интенсивного догорания СО.

Горелочно-фурменная система состоит из восьми кислородных горелок общей мощностью 38 МВт, кислородной фурмы и кислородно-углеродной фурмы (общий расход кислорода – 13 тыс. $\text{м}^3/\text{ч}$), а также дополнительной углеродной фурмы для вспенивания шлака. Продолжительность плавки не более 42 мин.

Печь «Conarc» компании «SMS Demag» обеспечивает высокую степень технологической гибкости процесса и позволяет оперативно изменять состав шихты во всем диапазоне технологий – от электропечной со 100% загружаемого скрапа до чисто конвертерной. В электропечах, как правило, выплавляют сталь – производства длинномерной продукции (плоского проката), к химическому составу которой предъявляют более жесткие требования, некоторые из них, например, по содержанию остаточных цветных металлов, при переплаве стального лома практически невыполнимы. Замена скрапа жидким чугуном не только вводит новый источник первичной энергии, но и снижает концентрацию случайных элементов до максимально допустимого уровня, который задан техническими, технологическими и экономическими требованиями к качеству продукции.

Комбинация конвертера и дуговой печи в одном агрегате дает следующие преимущества по сравнению с обычной дуговой печью:

- широкий выбор металлошихты;
- высокая производительность;

- низкий расход электроэнергии в результате использования химической энергии окисления примесей шихты;
- уменьшение требуемой электрической мощности;
- снижение удельного расхода электродов;
- уменьшение фликер-эффекта и возможность работы при маломощных электросетях; снижение затрат на электрооборудование.

С целью экономии энергоресурсов весьма заманчивым представляется технологическое использование тепла отходящих печных газов, которые составляют существенную часть теплового баланса электропечи (более 19%).

Адаптация конструкции электропечи к условиям технологической утилизации тепла отходящих газов заключается в увеличении ее объема и изменении формы рабочего пространства. Причем расположение шихтовых материалов в рабочем пространстве и движение печных газов должно быть организовано таким образом, чтобы обеспечивались максимальные продолжительность пребывания и длина пути потока отходящего газа в непосредственном контакте с загруженным ломом.

Шахтные печи конструкции фирмы Fuchs Sistemtechnik были разработаны на базе обычной дуговой печи, объем которой увеличили с помощью, так называемой, шахты, устанавливаемой над сводом печи. Шахта, через которую загружают в печь до 60% шихты, может отводиться в сторону для обычной завалки бадьей. Поперечное сечение шахты ограничено, поэтому крупногабаритный лом, пакеты и стружка не предназначены для подогрева и загружаются первой бадьей в ванну печи. Последующими бадьями среднегабаритный лом и продукцию шредерной установки загружают через шахту. Лом подогревается в шахте печи за счет теплоты отходящих газов и с помощью газокислородных горелок, расположенных в нижней части шахты.

После загрузки первой корзины в шахту начинается процесс плавления шихты и подогрев лома в шахте отходящими газами и горелками. Продолжительность плавки составляет 50–55 мин (35–40 мин под током). Опыт работы шахтных печей в Дании (1988 г.) и Англии (1992 г.) показал, что шихта перед плавкой может нагреваться до 800 °С. По данным работы, подогрев лома до 800–1000 °С в шахтных печах позволяет достичь экономии электроэнергии около 100–200 кВт ч/т. В мире насчитывалось восемь шахтных печей, но начиная с 1996 г., печи такого типа не строят. Агрегаты новых конструкций оснащены системой разделения рабочего пространства.

Наряду с подогревом лома широкое распространение получают способы утилизации тепла воды, охлаждающей щей элементы рабочей поверхности электропечей. Тепло, уносимое охлаждающей средой, составляет около 10% расходной части теплового баланса. Однако в случае применения традиционной системы водяного охлаждения с нагревом воды до 40–50 °С процесс утилизации тепла недостаточно эффективен и имеет ограниченное применение.

В перспективе наибольший интерес представляет утилизация тепла охлаждающей среды в случае применения испарительного охлаждения.

Систему испарительного охлаждения для охлаждения элементов мартеновских и электрических печей успешно применяли в СССР и за рубежом, начиная с 1950 г. При производительности дуговой печи около 70 т/ч количество энергии, получаемой в результате использования тепла системы испарительного охлаждения,

составляло 39 кВт ч/т. Пароохлаждаемые панели печи работают под высоким давлением и, естественно, к ним предъявляют более жесткие требования, что повышает их стоимость.

Разделение рабочего пространства печи на 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 м³/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 пылевых деления 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 6.3).

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 6.1. Экономия от применения печей такой конструкции достигается снижением расхода электрической энергии и повышением производительности.

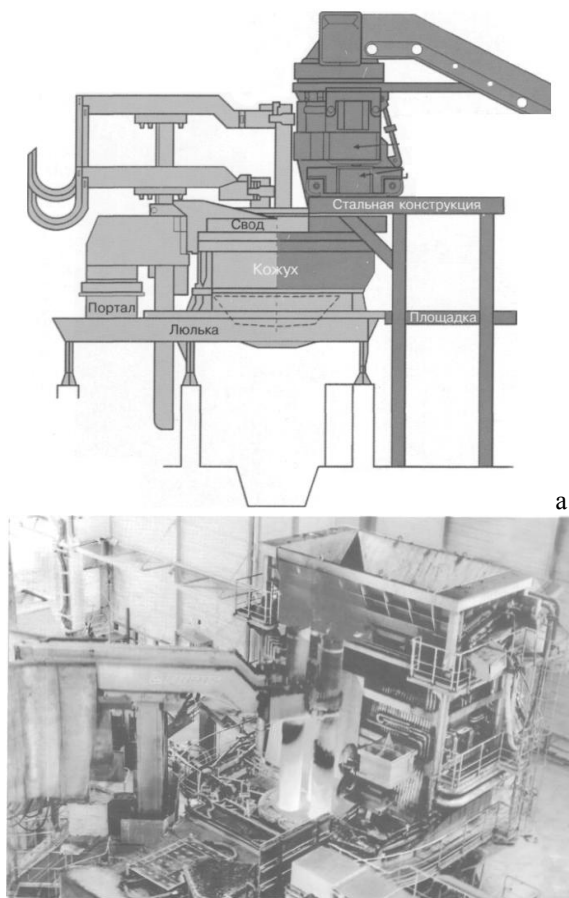


Рисунок 6.3 – Схема шахтной ДСП (а) и внешний вид в цехе (б)

Таблица 6.1 – 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 ³	43,3	33,5
природного газа, м ³	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.

Вместе с тем следует отметить, что в процессе нагрева лома до 300–1000 °С в печных газах наблюдается появление токсичных летучих органических соединений – диоксинов и фуранов. Так, например, в продуктах shredderной обработки корпусов автомобилей (после снятия сидений и шин) содержится до 2% углеводов. При нагреве их в сочетании с поливинилхлоридными материалами образуются токсичные соединения, которые отрицательно воздействуют на иммунную систему человека и вызывают ряд серьезных заболеваний.

Необходимо подчеркнуть, что 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 устанавливают 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/м³.

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 м³/т, природного газа – 3 м³/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.

Предварительный нагрев шихтовых материалов в системе газохода электропечи отходящими газами принципиально не меняет конструкцию рабочего пространства электропечи, но отличается сложностью технической и технологической реализации, что, как правило, приводит к снижению темпов плавки.

В настоящее время известны два способа такого нагрева лома.

Порционный нагрев лома в загрузочных бадах известен с начала 80-х годов. В период энергетического кризиса разработали технику и технологию использования тепла отходящих из дуговой печи газов и, например, в Японии построили около 50 таких установок. Реализация способа позволила уменьшить потери тепла с отходящими газами и в определенной степени способствовала энергосбережению (удельный расход электроэнергии снизился на 20–40 кВт·ч/т). Однако подогретый лом во время загрузки в печь выделял дым, загрязняя атмосферу в цехе, а выделение дыма на выходе из системы газоочистки создавало проблему загрязнения окружающей среды. Экономичное решение этой проблемы найдено не было, и большую часть установок подогрева лома перестали эксплуатировать.

В известных современных технических решениях применяют загрузочные бады из жаропрочной коррозионно-стойкой стали без существенных изменений их конструкции. Надежные уплотнители на входе горячих газов в загрузочную бадью должны обеспечить проход газов только через слой лома и предотвратить обходное их движение по стенам камеры нагрева. Для улучшения прохода дымовых газов и удаления собирающихся на дне масел и других жидких продуктов, образующихся при нагреве лома, бады в нижней части имеют отверстия. Установки оснащены средствами измерения и контроля параметров газов. Регулирование расхода дымовых газов осуществляется автоматически в зависимости от их температуры на выходе из камеры нагрева. Регулирующие и отсекающие клапаны на установках работают в условиях большой запыленности газов при температуре до 800–850 °С.

При подогреве лома в специальной бадье 45% тепла отходящих газов расходуется на нагрев лома и бады, 37% теряется с водой охлаждаемых элементов и 18% – с удаленным газом.

Нагревают лом обычно до среднемассовой температуры 250–350 °С при температуре газа на входе в установку 400–800 °С.

В таблице 6.2 приведены показатели работы электропечи Danarc Plus с подогревателем лома в бадье (металлургический завод компании ABS).

Нагрев лома с непрерывной подачей его в ванну печи через систему газохода получил техническое воплощение в процессе Consteel. Дуговая печь Consteel с непрерывной загрузкой металлошихты, подогретой в тоннельной печи отходящими газами, впервые была введена в эксплуатацию в 1990 г. на заводе фирмы «Florida steel» (США) и представляет разработку компании Intersteel Technology Inc, в настоящее время входящей в консорциум Techint Group.

Таблица 6.2 – Показатели работы электропечи Danarc Plus на холодном (А) и нагретом (Б) ломе

Показатель	А	Б
Емкость печи, т	100	100
Масса плавки, т	90	90
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	330	260
Расход кислорода, м ³ /т	41,6	35
Расход природного газа, м ³ /т	8	7
Вдуваемые материалы, кг/т;		
углеродистый порошок	9	9,8
известь	33	32
Удельный расход электродов, кг/т	1,1*	0,9*
Продолжительность плавки, мин	42	39
Продолжительность работы печи под током, мин	36	30
Производительность печи, т/ч	127	138
* При работе на постоянном токе		

Преимуществами печи Consteel являются снижение шумовыделения до 75–85 дБ, выбросов пыли на 40%, полное дожигание монооксида углерода и значительное снижение издержек производства. К недостаткам этой печи следует отнести необходимость тщательной подготовки металлошихты к загрузке по размерам кусков и большую протяженность эстакад для грузозахватного конвейера, техническая реализация которого требует значительных площадей.

Дуговые печи, работающие с подогревом лома, характеризуются меньшим выделением пыли с технологическими газами, что связано в основном с фильтрующим действием подогреваемого лома. На печах типа Consteel завода фирмы «Florida steel» выделение пыли уменьшилось на 30%. Более высокие результаты получены при проходе газов через слой лома, как это реализовано на печи Consteel компании Nippon Steel Plai and Machinery Division (Япония), а не при пропускании газов над ломом, как в первых печах этого типа.

Агрегаты параллельной обработки шихты в нескольких объемах рабочего пространства представлены, прежде всего, двухкорпусными электросталеплавильными печами, хотя известно применение для производства стали и трехкорпусных электродуговых печей.

Практика показала, что двухкорпусные агрегаты при средней длительности плавки от выпуска до выпуска 40 мин гармонично вписываются в технологическую линию высокой производительности типа «конвертер – слабовая УНРС».

Двухкорпусная печь позволяет повысить продолжительность включения печного трансформатора до 92% (72% на обычной печи).

Такая печь по сравнению с двумя печами той же емкости обеспечивает экономии 35% капитальных затрат без учета расходов на сооружение подстанции, а также сокращение продолжительности плавки на 30% и расхода электроэнергии на 40–60 кВт ч/т.

Впервые концепцию двухкорпусной дуговой печи предложила компания SKF (печь имела емкость 2 х 60 т и производительность 30 т/ч). Две ванны печи были

оборудованы одним источником питания и короткой сетью. Во время плавления металлошихты дугой в одном из корпусов печи в другом проводили рафинирование, выпуск плавки и загружали шихту. Двухкорпусная печь с одним источником питания может иметь два комплекта токоподвода и электродов отдельно для каждого из корпусов, что позволяет еще более сокращать бестоковое время работы печи.

Момент начала и продолжительность всех технологических операций при ведении планки в двухкорпусном агрегате должны быть строго регламентированы, сдвинуты во времени и жестко увязаны между собой. Незапланированные изменения в работе шихтового участка или УНРС, как правило, приводят к двойным потерям. Основные технико-экономические показатели работы 100-т электропечей обычной (А) и двухкорпусной (Б) следующие:

Тип печи	А	Б
Активная мощность, МВт	60	60
Производительность, тыс. т/год	660	950
Расход электроэнергии, кВт ч/т	420	400

Существует также группа двухкорпусных электропечей комбинированной конструкции.

Технологически и вариант Conarc^{CS} в двухкорпусном агрегате, разработанный компанией SMS Demag, объединяет технологию плавки стали в электродуговой печи с традиционным конвертерным процессом, т.е. печь может работать с применением жидкого чугуна. Печь имеет один комплект электродов, которые соединены с трансформатором и могут быть развернуты к любому из двух корпусов. Кислород подают через водоохлаждаемую сводовую фурму, которая также может быть направлена к любой ванне.

Процесс можно разделить на две стадии:

- обезуглероживание жидкого чугуна при вдувании кислорода через сводовую фурму;

- плавление с помощью электрической дуги твердой части шихты (железо прямого восстановления или скрап) и нагрев ванны до температуры выпуска.

Процесс начинается с заливки жидкого чугуна в небольшую часть предыдущего расплава, оставленного в печи. После перевода сводовой фурмы в рабочее положение начинается продувка кислородом. По завершении процесса обезуглероживания сводовую фурму отворачивают в сторону и в рабочее положение переводят электроды. Во время дуговой фазы в ванну загружают твердую шихту. Продолжительность плавки между выпусками, например, на заводе компании Saldanha Steel составляет менее 60 мин, расход электроэнергии не более 310 кВт ч/т (при загрузке 50% жидкого чугуна и 50% железа прямого восстановления).

Еще одну печь Conarc^{CS} эксплуатирует компания Ispat Industries в Индии с использованием жидкого чугуна из доменной печи, железа прямого восстановления и скрапа.

Arcon-процесс, разработанный компанией Concast Standart AG, также сочетает преимущества конвертерной и электроплавки. Агрегат Arcon – двухкорпусный, состоящий из конвертера с верхней кислородной продувкой и одноэлектродной дуговой печи постоянного тока.

Известен опыт промышленного применения двухкорпусных печей с подогревом лома:

- первый способ заключается в подаче технологических газов с целью утилизации тепла из одного корпуса в другой;
- второй способ предусматривает поочередный подогрев лома с помощью топливно-кислородных горелок, установленных в корпусах.

При этом сглаживается влияние неравномерности выделения газа и его температуры в различные периоды плавки. Возможен также вариант, когда с подогревом лома проводят не все плавки.

В последнее время, как в России, так и за рубежом наметилась стойкая тенденция по переводу дуговых печей переменного тока на питание постоянным током. При этом в подину печи монтируется один или несколько подовых электродов. В качестве катода применяется один из электродов ДСП, расположенный на центральной оси свода ванны.

Капитальные затраты на источник постоянного тока и на все остальное дополнительное оборудование увеличиваются на 30-35%. Однако, преимущества ДППТ достигаются за счет повышения эффективности нагрева металла дуговым разрядом, более высокой управляемостью печи, улучшения экологических показателей и условий труда, а не устранением существующих в настоящее время проблем негативного воздействия ДСП путем привлечения других видов нагрева, строительства мощных систем пылегазоочистки, ФКУ (фильтрокомпенсирующих устройств) и т.д. (рисунки 6.4-6.6).

Основным преимуществом ДППТ по-прежнему остается малый эффект мерцания в сети. Это особенно важно для стран со слабой электрической сетью, например, для развивающихся стран и Китая. В целом во всем мире к настоящему времени уже построено примерно 130 ДППТ.

Отечественными и зарубежными фирмами созданы промышленные ДППТ вместимостью до 150 т по жидкому металлу. Результаты исследований, проведенных в институтах ВНИИЭТО и МИСиС, а также опыт эксплуатации разработанных в НПВФ «Арктерм» печей, позволяют сделать вывод о сравнительной (с дуговыми печами переменного тока ДСП и индукционными ИП) эффективности применения печей ДППТ малой и средней вместимости (до 25 т) при реализации ряда технологических процессов.

В дуговых печах постоянного тока (ДППТ) могут быть использованы современные достижения силовой и управляющей электроники, результаты исследований физики дугового разряда, гидродинамики, металлургической теплотехники, теории металлургических процессов и основное оборудование с необычно широкими технологическими возможностями, в которых новые конструктивные элементы, режимы работы и процессы образуют единый эффективно действующий организм.

Появляются новые возможности при использовании ДППТ:

- вместо трех электродов с токопроводами и нулевой точкой на ванне металла применяют один сводовый (расходуемый) и один подовый (нерасходуемый) электрод, что упрощает конструкцию печи, устраняет перекосящий момент по фазам и взаимовлияние дуги при возмущениях, а также обеспечивает равномерный износ футеровки;

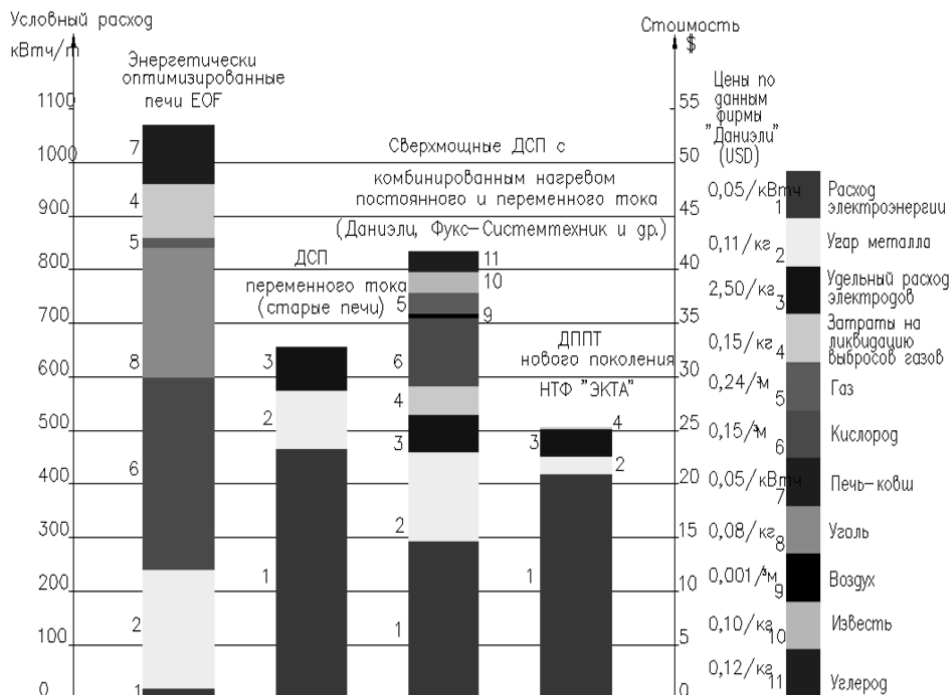


Рисунок 6.4 – Расход энергоносителей при плавке стали, приведенный к условному расходу электроэнергии на 1 т

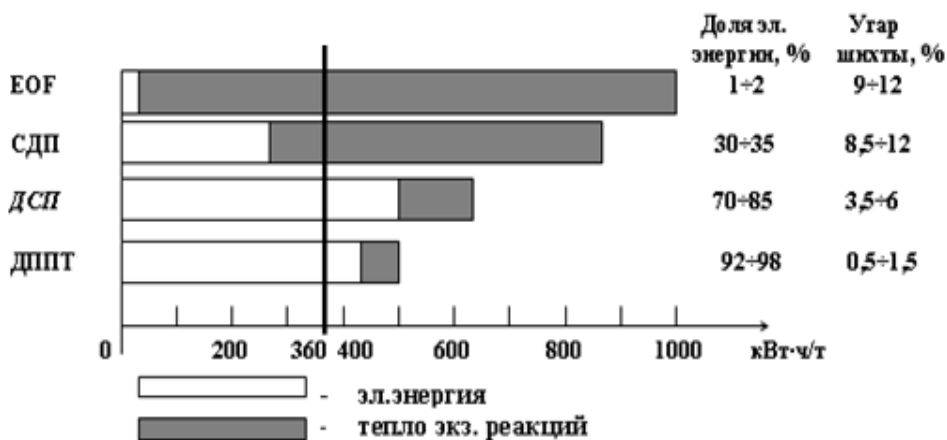


Рисунок 6.5 – Теоретический расход энергии на расплавление и нагрев расплавов

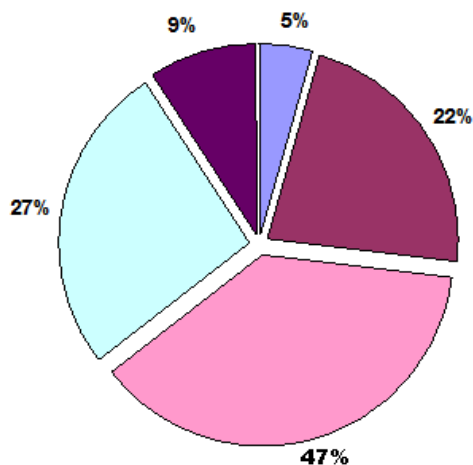


Рисунок 6.6 – Доля основных показателей формирования эффекта от внедрения ДППТ

- отпадает необходимость в применении статора электромагнитного перемешивания, так как ток дуги, проходящий от подового электрода на дне ванны по всей глубине расплава к дуговому пятну на ее поверхности, взаимодействует с собственным магнитным полем и создает в жидком металле электромагнитные силы, вызывающие его направленное движение и перемешивание;
- протекание постоянного тока из-за отсутствия поверхностного эффекта позволяет увеличить допустимую токовую нагрузку на графитированный электрод, например на 3-т печи три электрода диаметром 250 мм заменяются одним электродом диаметром 300 мм при токе до 12,5 кА при одинаковой мощности.
- данные зарубежных фирм свидетельствуют, что, несмотря на увеличение капитальных затрат на строительство ДППТ на 25% по сравнению с ДСП аналогичной вместимости, они окупаются менее чем за один год вследствие уменьшения эксплуатационных расходов, причем основной частью экономии является сокращение расхода графитированных электродов.

6.2 Особенности технологического процесса в плазменных печах и ДППТ с керамическим тиглем

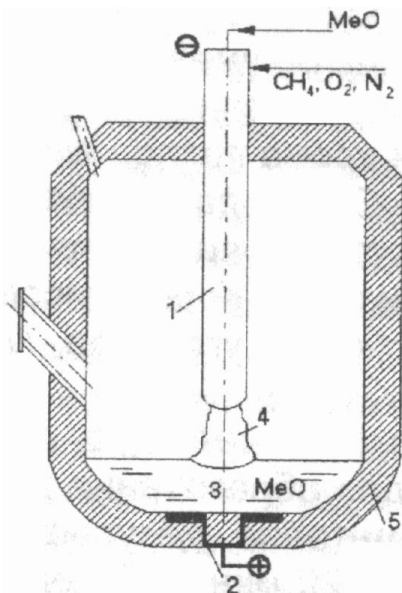
Несмотря на некоторую конструктивную близость к традиционным дуговым печам, плазменные печи и печи постоянного тока (ДППТ) имеют ряд особенностей, обуславливающих их коренное отличие по характеру тепловой работы. Это, в первую очередь, наличие в рабочем пространстве печи длинных (до 1 м) дуг и резко выраженная зависимость выделяемой дугами мощности от температуры окружающего пространства и состава атмосферы.

Основным отличием плазменной печи от ДСП является использование одного или нескольких плазмотронов, работающих на постоянном токе с обжатой дугой, и наличие электродов для подвода тока к ванне расплава в плазменной печи вместо

фазовых электродов в ДСП. Схематичная конструкция плазменных печей с подовым электродом и осевым полым катодом представлена на рисунке.

Такие печи впервые соорудила фирма Linde (рисунок 6.7) и по ее лицензии выпускаются плазменные печи, например фирмами Bowery and Co (BBC) и Мангейм.

Стойкость футеровки такой печи составляет около 150–200 плавов. Печи малой вместимостью (до 3 т) оборудованы одним плазмотроном, печи большей емкости могут быть оснащены несколькими плазмотронами. Уплотнение печи с целью предупреждения загрязнения печной атмосферы осуществляется с помощью лабиринтного песочного затвора. Выпускное отверстие печи во время плавки герметично закрывают крышкой,



1 – полый графитовый катод; 2 – подовый электрод (анод); 3 – жидкий расплав; 4 – столб дуги; 5 – керамическая кладка

Рисунок 6.7 – Конструкция печей типа Linde

В настоящее время термин «плазменная печь» целесообразно относить к агрегатам, в которых используются в качестве катодов не просто электроды (в том числе и с отверстиями для подачи газа), а специальные плазмотроны обеспечивающие всесторонний газовый обдув дуги и, как следствие значительно более высокую ее температуру (более 20000 °С вместо 6000–7000 °С в свободно горящих дугах). Такие плазмотроны в течение длительного времени применяли и продолжают применять в плазменных печах с керамическим тиглем, но наряду с ними существуют и более простые конструкции – графитированные электроды с отверстиями для подачи газа. Плазменные печи с такими электродами можно называть и печами постоянного тока (ДППТ).

ДСП, ДППТ и ПДП с керамическим тиглем относятся к агрегатам периодического действия, которые работают отдельными повторяющимися друг за другом циклами-плавками. Полное время одной плавки состоит из следующих периодов:

$$\tau_{\text{пл}} = \tau_{\text{п}} + \tau_{\text{нт}} + \tau_{\text{нп}} + \tau_{\text{ок}} + \tau_{\text{в}}$$

где $\tau_{\text{п}}$ – период межплавочного простоя печи, ч; $\tau_{\text{нт}}$ период нагрева и расплавления шихты под током, ч; $\tau_{\text{нп}}$ – продолжительность простоя печи во время нагревания и расплавления шихты, ч; $\tau_{\text{ок}}$ – продолжительность окислительного периода, ч; $\tau_{\text{в}}$ – продолжительность восстановительного периода, ч.

Печи могут работать круглосуточно, что общепринято в электросталеплавильных цехах с трехсменной работой, и с относительно длительными перерывами, что встречается на печах небольшой емкости, эксплуатируемых в фасонолитейных цехах при одно- двухсменной работе.

Работа печи в различные периоды плавки характеризуется следующим образом.

Период межплавочного простоя наступает после спина металла из печи и заканчивается включением печи для расплавления шихты. В период простоя откосы и подина печи очищаются от оставшегося металла и шлака, и затем производится их заправка сыпучими материалами. Сразу после заправки наступает момент завалки печи. Раскрытие верха печи осуществляется либо поворотом свода, либо выкатом корпуса из-под свода. Шихта в определенном порядке загружается в завалочную корзину заранее. После окончания завалки шихты свод надвигают на печь, опускают электроды, зажигают электрическую дугу. С этого момента начинается период расплавления шихты. В период простоя печи футеровка остывает, и тем больше, чем дольше длится этот период. В течение 30–40 мин простоя температура внутренней поверхности футеровки падает с 1500–1600 до 800–700 °С.

Период расплавления шихты. В начале этого периода кладка печи продолжает отдавать тепло холодной шихте. По мере разогрева шихты и «раскрытия» электрической дуги кладка вновь начинает аккумулировать энергию, и ее температура растет. Электрод сначала движется вниз, проплавляя колодец. В ПДП с керамическим тиглем, работающих на относительно длинных дугах высокой интенсивности, не наблюдается ярко выраженных колодцев.

С самого начала плавления дуга экранируется шихтой только частично, поэтому в этих печах условия службы футеровки более тяжелые, чем в дуговых трехфазных печах (ДТП). Вместе с тем в ПДП, наполненной аргоном по мере разогрева рабочего пространства и футеровки мощность самопроизвольно снижается в результате падения напряжения. Это в некоторой степени предохраняет кладку от перегрева. Температура внутренней поверхности кладки в ПДП несколько выше, чем в ДТП, и к концу периода расплавления шихты она достигает 1600–1700 °С. Продолжительность периода расплавления шихты зависит от вводимой в печь мощности, с её увеличением время расплавления шихты сокращается.

Окислительный период. В этот период из металла удаляется фосфор, газы, происходит подогрев и выравнивание температуры и состава металла по всему объему. Началом окислительного периода считается тот момент, когда после взятия пробы металла на содержание углерода, марганца, фосфора и др. элементов в печь

дают первую порцию окислителя. Концом окислительного периода и началом следующего, восстановительного, периода считается момент дачи в печь первой порции шлакообразующей смеси после снятия окислительного шлака. Температура металла в конце окислительного периода доводится до величины, необходимой для выпуска стали из печи. Температура внутренней поверхности футеровки печи в конце окислительного периода примерно на 100 °С ниже температуры металла. Продолжительность окислительного периода, как правило, не лимитируется мощностью печи, а зависит в первую очередь от технологического процесса.

Восстановительный период. В этот период лэ металла удаляется кислород и сера, корректируется химический состав жидкого металла, и в случае необходимости, металл подогревается до температуры выпуска. Период начинается с ввода шлака в количестве 3–6% от массы металла. В начале восстановительного периода температура металла превышает температуру стен на 50–100 °С. К концу периода температура внутренней поверхности кладки может превышать температуру металла на 100–200 °С. Продолжительность периода лимитируется только технологическим процессом.

7. Индукционные 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.

7.1 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.

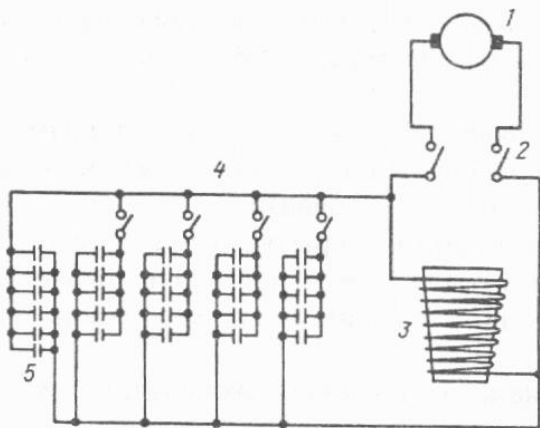
К недостаткам индукционных печей относятся:

- 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 7.1).

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 7.1 – 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 ω – 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.

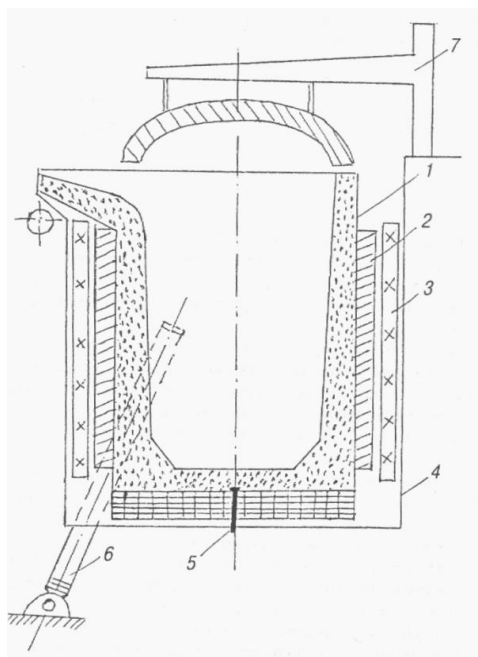
Для лучшего использования мощности генераторов крупные индукционные печи комплектуют двумя генераторами: один – основной – для расплавления твердой садки; другой – менее мощный – для подогрева металла и расплавления корректирующих добавок легирующих. После расплавления шихты основной генератор переключают на расплавление садки во втором тигле, а плавку в первом заканчивают на генераторе меньшей мощности.

Индукционные печи без железного сердечника выполняют открытыми (рисунок 7.2) для ведения плавки на воздухе и закрытыми (рисунок 7.2) для выплавки стали и сплавов в вакууме и атмосфере заданного состава

7.2 Оборудование открытых и вакуумных индукционных печей

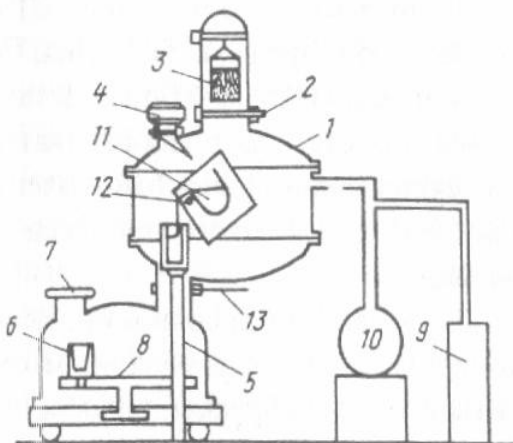
Основное электрическое и механическое оборудование для открытых и вакуумных индукционных печей (ВИП) практически одного типа. Питание индукционных печей высокой частоты осуществляют от ламповых или машинных генераторов. Ламповый генератор состоит из выпрямителя, собственно генератора и Настроенного силового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



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

Рисунок 7.2 – Индукционная открытая печь без железного сердечника



1 – плавильная камера; 2 – движка; 3 – устройство для загрузки шихты; 4 – дозатор для ввода ферросплавов; 5 – гидравлический подъемник; 6 – изложница; 7 – люк для выгрузки слитков; 8 – поворотный стол; 9 – форвакуумный насос; 10 – высоковакуумный насос; 11 – плавильный тигель; 12 – ось вращения печи; 13 – шиберное устройство

Рисунок 7.3 – Схема индукционной вакуумной печи:

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 динамомашины и получают магнитное поле, постоянное по величине и направлению.

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

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

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

Средний удельный расход электроэнергии в указанных печах составляет, кВтч/т: при выплавке чугуна – 550, при выплавке стали – 730. Важным узлом ин-

дукционной 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/мм². 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 возрастает 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 плавок, 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.

7.3 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% 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 плавленного 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 гидролизованным этилсиликатом и оклеивают стеклотканью.

Набивку футеровки ведут пневматическими трамбовками. Каждый раз массу засыпают слоями 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.

Режим сушки кислого тигля емкостью 1,5 т:

Мощность генератора, кВт	20–30	40–50	60–70	80–90
Продолжительность выдержки, мин	80	60	60	60

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.

7.4 Совершенствование конструкций индукционных печей

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

7.5 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 основ-

ной 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 термпарой 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 аргонem 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 $[C] + [O] = CO$:

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

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

8. Основы внепечной обработки стали

На всех металлургических предприятиях для выплавки сталей в настоящее время применяют различные способы внепечной обработки.

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

8.1 Вакуумирование стали

Обработка металла вакуумом влияет на протекание тех реакций и процессов, в которых принимает участие газовая фаза. Она образуется при протекании реакции окисления углерода, процессов выделения растворенных в металле водорода и азота, а также процессов испарения примесей цветных металлов.

При обработке вакуумом, как отмечалось выше, равновесие реакции

$[C] + [O] = CO$ 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 в результате взаимодействия с углеродом к частичному или полному разрушению этих включений по реакции $(MeO) + [C] = [Me] + CO_{\uparrow}$.

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 влияет и на содержание в стали водорода и азота. Содержание водорода в металле определяется при прочих равных условиях давлением водорода в газовой фазе:

$$[H] = \sqrt{K \cdot P_{H_2(газ)}}.$$

Аналогично для азота.

Так как азот в металле менее подвижен, коэффициент диффузии его в жидком железе на порядок меньше, чем водорода ($D_N = (1-4) \cdot 10^{-4}$ см/с), то в результате интенсивность очищения расплава от азота под вакуумом значительно ниже, чем от 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 монооксида углерода, которые интенсивно перемешивают металл и сами являются маленькими «вакуумными камерами».

Таким образом, при обработке металла вакуумом в нем уменьшается содержание растворенных кислорода, водорода, азота и содержание оксидных неметаллических включений; в результате выделения большого количества газовых пузырьков

ков 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 др.), заметная часть их при обработке вакуумом испаряется.

Способы вакуумной обработки стали. Существует много различных способов обработки стали вакуумом (рисунок 8.1).

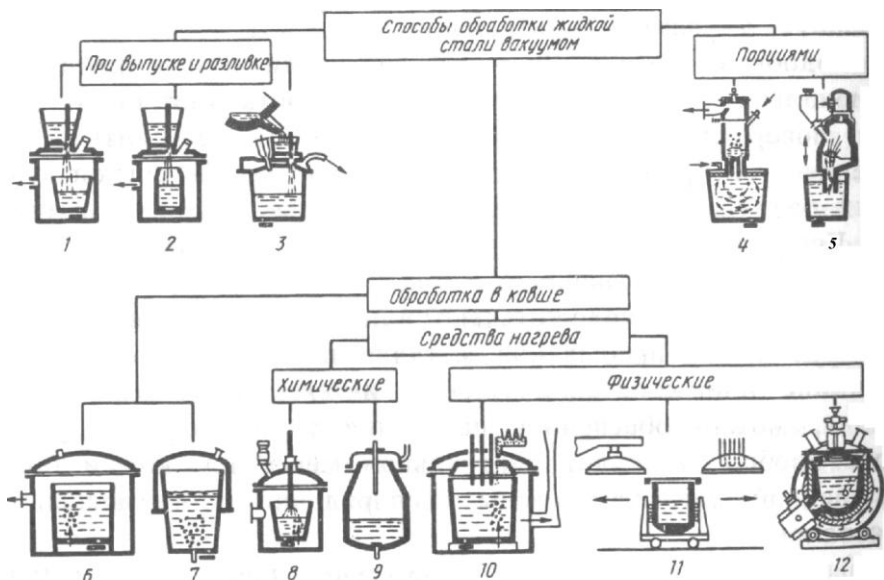


Рисунок 8.1 – Различные способы внепечного вакуумирования

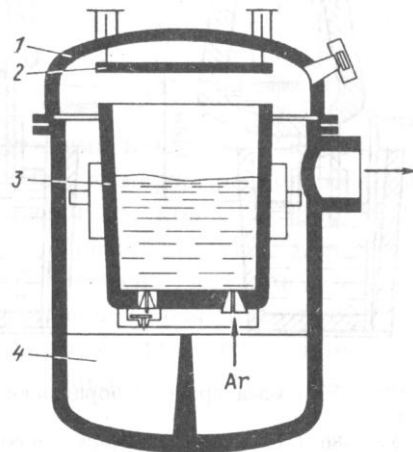
Наиболее широко используемые в настоящее время методы вакуумной обработки можно объединить в следующие основные способы: вакуумирование в ковше, порционное и циркуляционное вакуумирование.

Вакуумирование стали в ковше. К этому способу вакуумной обработки относятся: установки без принудительного перемешивания; установки с перемешиванием металла инертным газом и электромагнитным полем; установки с дополнительным подогревом металла.

Наиболее простой способ вакуумной обработки стали в ковше, заключается в том, что ковш с металлом помещается в камеру, из которой откачивается воздух вакуумным насосом (рисунок 8.2).

Лучшие результаты при этом получаются при вакуумировании нераскисленного металла. Растворенный в металле кислород взаимодействует при вакуумировании с растворенным в металле углеродом и ванна «вскипает».

Для того чтобы избежать при этом перетекания металла из ковша в вакуумную камеру, стремятся поддерживать уровень металла в ковше на 1–1,5 м ниже уровня его верха. После энергичной дегазации в металл сверху из помещенного в вакуумной камере бункера вводят раскислители и легирующие добавки.



1 - вакуум-крышка; 2 - теплозащитный экран; 3 - сталеразливочный ковш; 4 - вакуум-камера

Рисунок 8.2 – Установка вакуумирования стали в ковше:

Опыт эксплуатации установок ковшового вакуумирования без принудительного перемешивания металла при остаточном давлении до 250–650 Па в ковшах емкостью до 30 т показал возможность снижения содержания водорода в стали не более чем на 20–30% от исходного. Существенного снижения содержания кислорода, азота и неметаллических включений в стали при этом не происходит.

Эффективность вакуумной обработки может быть существенно повышена при постоянном перемешивании металла в ковше. Для этой цели могут быть использованы инертный газ и электромагнитное поле.

Оптимальный расход аргона в процессе обработки металла в ковше емкостью от 30 до 100 т, продолжающейся до 15 мин, составляет $0,06 \text{ м}^3/\text{т}$. Современные установки, как правило, оборудуют высокопроизводительными парожеткормыми насосами, обеспечивающими снижение давления до 130 Па и ниже.

Вакуумная обработка стали на установках с электромагнитным перемешиванием (ЭМП) позволяет получать результаты, близкие к достигаемым при перемешивании аргоном. Однако в этом случае усложняется необходимое оборудование.

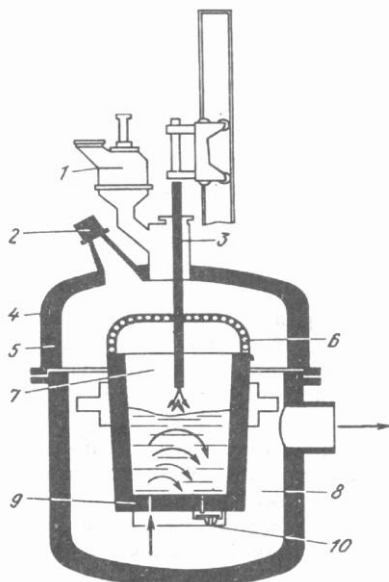
Эффективный способ ковшового вакуумирования сочетает в себе электродуговой подогрев и перемешивание металла аргоном, подаваемым через пористую пробку в днище ковша. В процессе нагрева давление в камере снижается не более чем до 1,3 кПа, так как при более низком давлении нарушается устойчивость дуг.

Продолжительность обработки 80 т стали этим способом составляет 40–90 мин. Содержание водорода снижается до $(1,0\text{--}1,5) \cdot 10^{-4} \%$, а остаточная концентрация кислорода в стали – 0,001%. Удельный расход аргона составляет $0,14\text{--}0,2 \text{ м}^3/\text{т}$, а электроэнергии 0,07–0,08 МВт/т.

Перечисленные выше способы вакуумной обработки допускают дегазацию стали в ковшах емкостью до 200 т. Поэтому при обработке плавков массой 300 т применяются более производительные способы вакуумной обработки: порционное и циркуляционное вакуумирование.

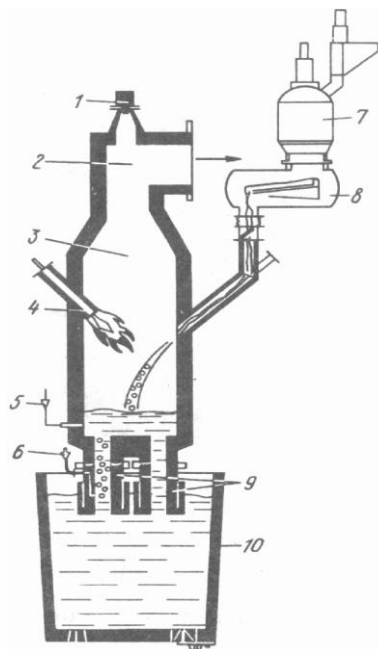
Вакуум-кислородное рафинирование. Для интенсификации процесса обезуглероживания вакуумные установки в ряде случаев дополняют устройствами для одновременной продувки металла кислородом. На таких установках удается в необходимых случаях получать особо высокую степень обезуглероживания. Для реакции $[C] + 0,5O_{2(r)} = CO_{(r)}$ равновесие реакции при вакуумировании сдвигается вправо; продувка кислородом вызывает дальнейший сдвиг равновесия и обеспечивает еще большее снижение $[C]$. Этот принцип положен в основу так называемого вакуум-кислородного обезуглероживания (ВКО).

За рубежом распространено обозначение процесса VOD (Vacuum-Oxygen-Decarburization) (рисунок 8.3). Применительно к установкам циркуляционного вакуумирования процесс обезуглероживания ускоряется при введении кислорода для продувки или обдувки металла непосредственно в камере циркуляции. Процесс (рисунок 8.4) получил название RH-OB.



1 - шлюзовое устройство для ввода в вакуум-камеру легирующих добавок; 2 - смотровое стекло с ротором; 3 - кислородная фурма в положении обработки; 4 - водоохлаждаемый экран для защиты от выплесков; 5 - стационарный теплозащитный экран; 6 - крышка ковша; 7 - сталеразливочный ковш; 8 - вакуумкамера; 9 - пористый блок для продувки инертными газами; 10 - шибберный затвор ковша

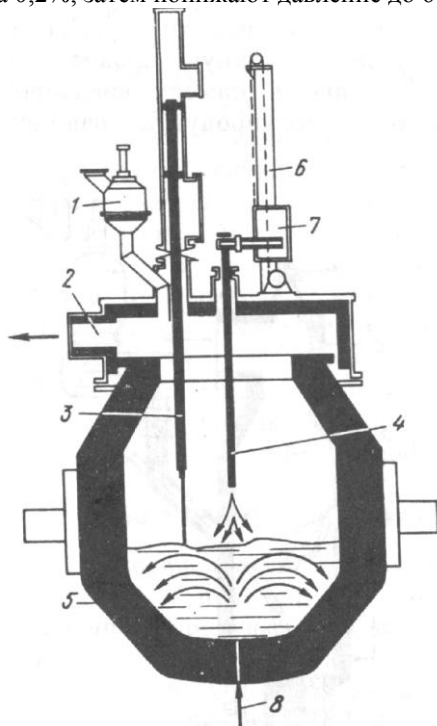
Рисунок 8.3 – Установка вакуум-кислородного обезуглероживания (VOD-процесс):



1 - промышленная телевизионная камера; 2 - подключение вакуума; 3 - камера RH-OB; 4 - подогрев камеры; 5 - кислородные и аргонные сопла; 6 - патрубок для подвода транспортирующего газа; 7 - шлюзовое устройство для ввода в вакуум-камеру легирующих добавок; 8 - лотковый дозатор в вакуумплотном кожухе; 9 - погружные трубки; 10 - сталеразливочный ковш

Рисунок 8.4 – Установка RH-OB

По-иному проблема сочетания конвертера с вакуумной установкой решена при вакуумном кислородном обезуглероживании в конвертере – процесс VODK. Конвертер (рисунок 8.5) оборудован вакуум-плотной крышкой, через вакуумное уплотнение шлак (присадками извести и плавикового шпата). Во все периоды плавки через подовую фурму подают аргон. Окисление углерода в этом случае протекает так же, как при вакуум-кислородной продувке. Подачу кислорода прекращают при концентрации углерода 0,2%, затем понижают давление до 665 Па.



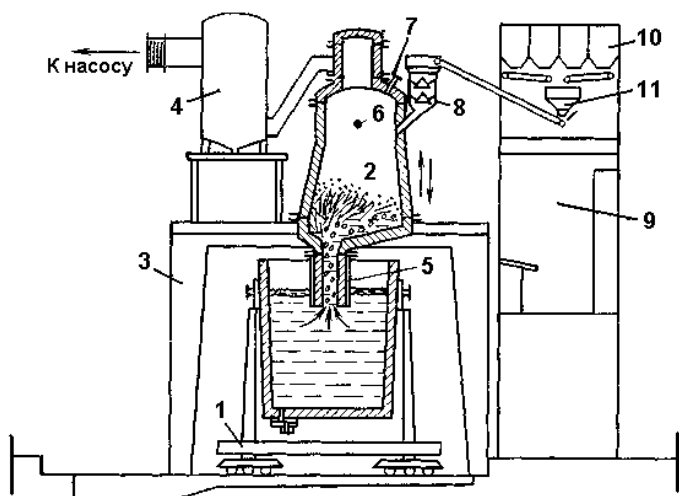
1 – шлюзовое устройство для ввода легирующих; 2 - подключение вакуума; 3 - вакуумная фурма для замера температуры и отбора проб; 4 - кислородная фурма в положении обработки; 5 - конвертер; 6 - поддерживающее и направляющее устройство кислородной фурмы; 7 - тележка кислородной фурмы; 8 - ввод инертных газов

Рисунок 8.5 – Вакуумно-кислородный конвертер (VODK-процесс)

Кислород, необходимый для окисления углерода, поступает в первую очередь из шлака. Температура металла понижается на этот период примерно на 60 ос. в конце плавки присадкой ферросилиция осуществляется восстановление из шлака хрома и марганца, присаживается известь, плавиковый шпат и корректирующие присадки. Перед окончанием плавки шлак скачивают и металл выпускают в ковш.

При порционном вакуумировании в ковш с металлом опускается патрубок вакуум камеры (рисунок 8.6) 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 ва-

куума засасывается очередная порция металла (отсюда название «порционное вакуумирование»).



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 для ферросплавов; 11 – дозирующие весы

Рисунок 8.6 – Схема порционного вакуумирования стали

Продолжительность одного цикла обработки составляет 15–30 с, а общее время обработки металла – 20–25 мин. Оно определяется коэффициентом циркуляции, т.е. отношением массы стали, прошедшей через камеру за время дегазации, к массе металла в сталеразливочном ковше. Как правило, достаточная степень раскисления стали углеродом и удаления водорода достигается при коэффициенте циркуляции 3–4.

В установках порционного вакуумирования обрабатывают нераскисленный металл, так как в этом случае наиболее эффективно используется раскислительная способность углерода, достигается максимальная степень удаления водорода, снижается расход раскислителей и загрязненность стали неметаллическими включениями. Хорошее раскисление стали углеродом достигается при трехкратном пропуске металла через вакуумкамеру при остаточном давлении не выше 130 Па. Для снижения содержания водорода до $(1-2) \cdot 10^{-4}\%$ коэффициент циркуляции должен быть ~4. В конце обработки в вакуумную камеру постепенно вводят расчетные количества ферросплавов. Для усреднения состава металла в ковше после присадки последней порции ферросплавов производят пять-шесть циклов обработки.

При разработке технологии порционного вакуумирования стали необходимо учитывать потери тепла при обработке вакуумом и введении. Снижение температуры металла за время вакуумирования составляет 10–25 °С.

В установке *циркуляционного вакуумирования* (рисунок 8.7) вакуумная камера снабжена двумя патрубками, по одному из которых подается инертный газ, вследст-

вие чего образуется газометаллическая смесь, имеющая меньшую плотность, чем жидкая сталь. Металл по этому патрубку засасывается в вакуум-камеру, а по другому стекает в ковш, циркулируя таким образом в пределах установки (отсюда название метода «циркуляционное вакуумирование»).

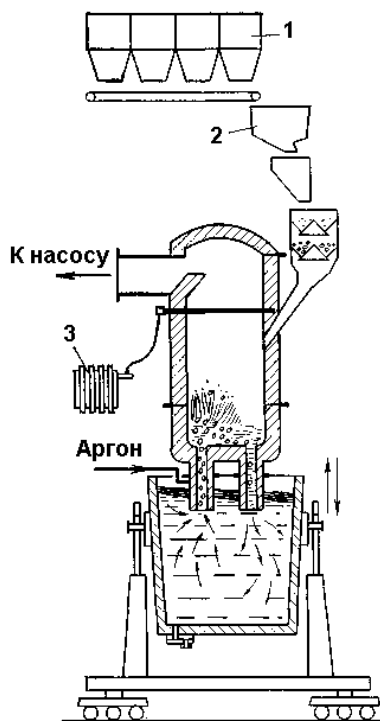


Рисунок 8.7 – Схема циркуляционного вакуумирования стали

Обеспечивается снижение остаточного давления к концу обработки до 65 Па.

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.

Вакуумирование стали в струе. Этот способ обработки отличается простотой и достаточно высокой степенью удаления водорода. Он может быть осуществлен при переливе металла из одного ковша в другой или при разливке стали.

Оптимальная степень дегазации достигается при переливе металла со скоростью до 25 т/мин и продолжительности не более 15 мин. Развитая поверхность дегазации и отсутствие ферростатического давления увеличивают скорость удаления газов из металла.

При переливе в вакууме нераскисленной стали содержание водорода в ней снижается до $(1-2) \cdot 10^{-4}\%$, кислорода на 50–60%, азота на 20% от исходного, если остаточное давление в камере не превышает 650 Па. Аналогичные результаты достигаются и в случае дегазации стали, раскисленной алюминием, но при давлении в камере не более 65 Па. Существенным недостатком способа является значительное снижение температуры металла. Необходимый дополнительный перегрев составляет от 80–100 °С при переливе стали в ковш емкостью 40–60 т и до 40 °С при переливе в 300-т ковш.

Существенным недостатком всех способов вакуумной обработки в ковше является то, что при последующей разливке стали на воздухе концентрации водорода и кислорода увеличиваются вследствие контакта с атмосферой соответственно на $(0,5-1,0) \cdot 10^{-4}$ и 0,0015 %, если не приняты меры по защите струи от воздействия атмосферы.

Вакуумная обработка при разливке применяется для полностью раскисленной стали. Содержание водорода в стали, отлитой при давлении до 390 Па, обычно не превышает $2 \cdot 10^{-4}$ %, а при более низком давлении (26 Па) может быть снижено до $1,0 \cdot 10^{-4}$ %. Существенным преимуществом отливки слитков в вакууме является отсутствие контакта жидкой стали с атмосферой, благодаря чему исключается вторичное поглощение газов.

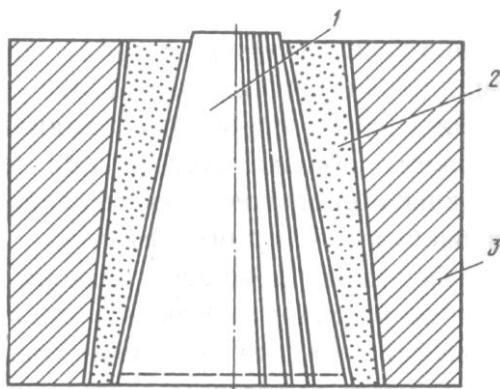
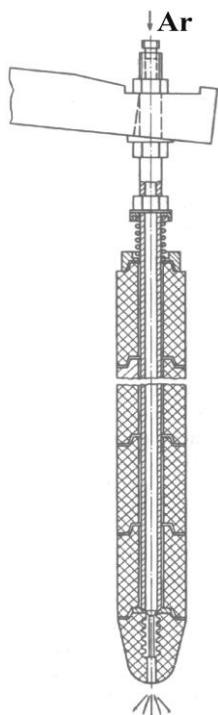
8.2 Продувка металла инертными газами в ковше

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 $0,2 \text{ м}^3/\text{т}$, продолжительность продувки составляет 5–15 мин. В промышленных условиях применяют три способа продувки металла аргоном:

- через ложный стопор, оканчивающийся огнеупорной пробкой с радиально расположенными отверстиями диаметром 0,5–1,0 мм (рисунок 8.8);
- через пористые огнеупорные вставки в днище ковша (рисунок 8.9);
- через футерованную фурму, опускаемую в металл сверху.



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

Рисунок 8.8 – Конструкция пористой пробки (вставки) для продувки металла аргоном

← Рисунок 8.9 – Фурма в виде ложного «стопора» для вдувания 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.

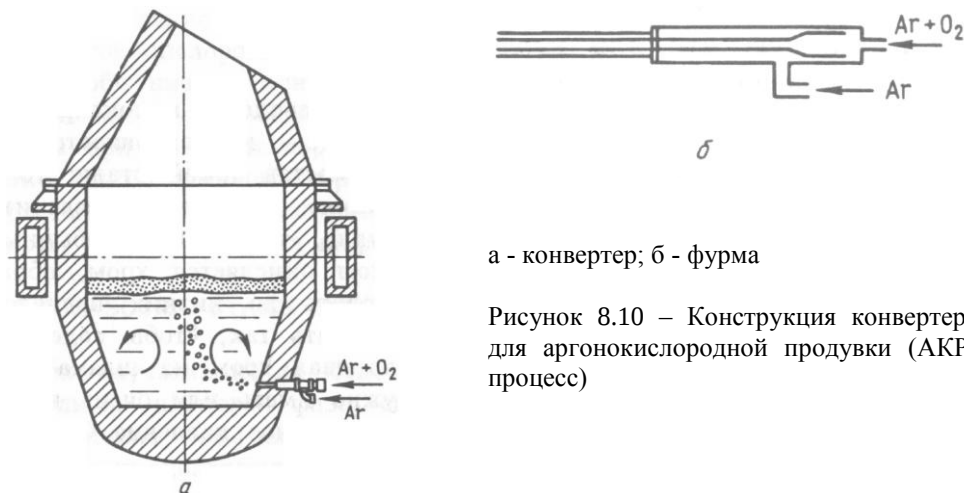
8.3 Аргонно-кислородная продувка

Влияние продувки металла инертным газом на уменьшение парциального давления монооксида углерода, образующегося при окислении углерода, использо-

вано при разработке такого процесса, как аргонокислородное обезуглероживание или аргонокислородное рафинирование (АКР).

При продувке металла кислородом равновесие реакции $[C] + 0,5O_{2(r)} = CO$ 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 8.10). Конструкция фурм для подачи смеси аргона и кислорода позволяет в широких пределах регулировать соотношение $O_2:Ar$. 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 8.10 – Конструкция конвертера для аргонокислородной продувки (АКР-процесс)

Сравнительная 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.

8.4 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 CaS .

Степень десульфурации растет с увеличением активности 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% CaO , 43–45% Al_2O_3 и небольшое количество примесей SiO_2 (<3%) и 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 (CaO , $\text{CaO} + \text{CaF}_2$, 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 в струе газа-носителя, 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% Al_2O_3). При использовании высокоглиноземистых огнеупоров (75% Al_2O_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 MnS-FeS . Они заменяются алюминатом кальция, содержащими CaF_2 и окруженными оболочкой комплексных сульфидов 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 °C 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».

8.5 Обработка ШЗМ и РЗМ

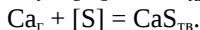
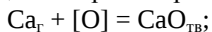
В сталеплавильной практике широко используется способность кальция, магния, бария, церия, лантана и других ШЗМ и РЗМ и их сплавов образовывать прочные соединения с кислородом и серой, не растворимые в жидком железе. При благоприятных условиях значительная часть образующихся оксидов и сульфидов удаляется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

Из ШЗМ в производстве стали наибольшее применение получил кальций, который обычно вводят в хорошо раскисленную 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 м³/(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, раскисленный 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 $m\text{CaO}_T + n\text{Al}_2\text{O}_{3T} = (m\text{CaO} \cdot n\text{Al}_2\text{O}_3)_\text{ж}$.

При раскислении алюминием и кальцием оксиды и сульфиды марганца практически не образуются. Сульфидная фаза неметаллических включений состоит в основном из 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.

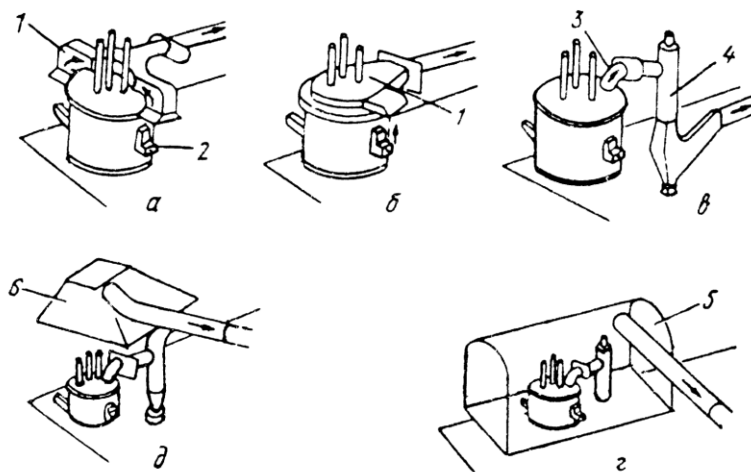
Температура плавления РЗМ близка к температуре плавления кальция, а температура кипения значительно выше, чем кальция, поэтому присадка их в сталь не сопровождается бурной реакцией. Введение РЗМ в сталь позволяет повысить механические свойства металла и особенно ударную вязкость и пластичность при отрицательных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

9. 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 м³/(т·мин), причем наибольшее количество газов выделяется в период плавления при продувке ванны кислородом.

В разные периоды плавки эти газы имеют температуру от 800 до 1400-1600 °С и содержат 4-68% СО, 30-90% N₂, до 30% СО₂, до 21%О₂, 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 м³ 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 9.1б). Такие зонты громоздки и не улавливают все газовыделения.



1 - зонт; 2 - рабочее окно; 3 - сводовый газоотводящий патрубок, 4 - газоочистка; 5 – дымошумоизолирующая камера; 6 - подкрышный зонт.

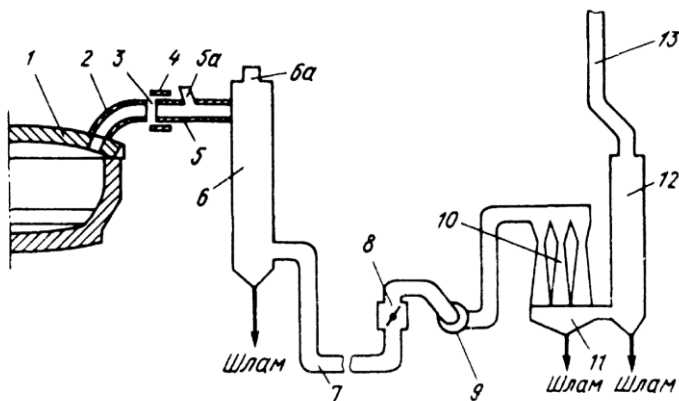
Рисунок 9.1 – Системы улавливания и отвода газов дуговых печей:

На современных печах организован отсос печных газов через выполняемое в своде четвертое отверстие и укрепленный над ним на своде изогнутый футерованный патрубок (рисунок 9.1в). В ряде цехов наряду с отводом печных газов через

сводное отверстие, над печью под крышей цеха устанавливают зонт больших размеров (рисунок 9.1д), 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 сводное отверстие в сочетании с улавливанием всех остальных выделений с помощью сооружаемой вокруг печи герметичной шумодымоизолирующей камеры (рисунок 9.1е), 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 9.2). 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 дожигания СО) 5. Между сводовым патрубком и камерой дожигания 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 (СО), соединяясь с кислородом воздуха, сгорает, что делает газ взрывобезопасным.



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

Рисунок 9.2 – Схема системы отвода и очистки газов дуговой печи:

Количество воздуха, подсасываемого в камеру 5, регулируют перемещая вправо или влево кольцевую муфту 4. Из камеры дожигания 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.

Список литературы

1. Каблуковский А.Ф. Производство электростали и ферросплавов. - М.: ИКЦ «Академкнига», 2003. - 511 с.
2. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. - М.: Мир, 2003. - 528 с.
3. Теоретические основы сталеплавильных процессов. / Под ред. П.С. Харлашина. - М.: МИСиС, 2002. - 320 с.
4. Каблуковский А.Ф., Молчанов О.Е., Каблуковская М.А. Краткий справочник электросталевара. - М.: Metallurgia, 1994. - 352 с.
5. Электрометаллургия стали и ферросплавов. / Под ред. Д.Я. Поволоцкого. - М.: Metallurgia, 1984. - 568 с.
6. Григорян В.А., Белянчиков Л.Н., Стомахин А.Я. Теоретические основы электросталеплавильных процессов. - М.: Metallurgia, 1987. - 272 с.
7. Выплавка стали в открытых дуговых и индукционных печах. / Под ред. В.А. Григоряна. - М.: МИСиС, 1988. - 112 с.
8. Теория металлургических процессов. / Д.И. Рыжонков, П.П. Арсеньев, В.В. Яковлев и др. - М.: Metallurgia, 1989. - 392 с.
9. Еднерал Ф.П. Электрометаллургия стали и ферросплавов. - М.: Metallurgia, 1970. - 640 с.

Журналы: Сталь; Известия ВУЗов. Черная металлургия; Электрометаллургия; Национальная металлургия.

Братковский Евгений Владимирович
Заводяный Алексей Васильевич

Электрометаллургия стали спецэлектрометаллургия
Учебно-методическое пособие

© Новотроицкий филиал ФГОУ ВПО «Государственный технологический университет «Московский институт стали и сплавов»
462359, Оренбургская обл., г. Новотроицк, ул. Фрунзе, 8.
Http: www.nfmisis.ru
E-mail: nfmisis@yandex.ru
Контактный тел. (3537) 67-71-64.