

ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО ОБРАЗОВАНИЮ  
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования  
**«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ  
ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**  
ЮРГИНСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ

---

**Д.В. Валуев**

## **ВНЕПЕЧНЫЕ И КОВШОВЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБРАБОТКИ СТАЛИ В МЕТАЛЛУРГИИ**

2-е исправленное издание

*Допущено учебно-методическим объединением  
по образованию в области металлургии  
в качестве учебного пособия  
для студентов высших учебных заведений,  
обучающихся по специальности «Металлургия чёрных металлов»*

Издательство  
Томского политехнического университета  
2010

ББК 34.327  
УДК 669.187:669.168  
В15

**Валуев Д.В.**

Внепечные и ковшовые процессы обработки стали в металлургии:

В 15 Учебное пособие.-2-е испр. изд. / Д.В. Валуев; Юргинский технологический институт Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2010 – 202 с.

Учебное пособие написано в соответствии с программой вузов для студентов, специализирующихся по электрометаллургии стали и ферросплавов. Затронуты теоретические и технологические основы внепечной обработки стали. Описаны основные методы, и оборудование для современного производства стали с применением внепечной, ковшовой металлургии, даны определения важнейших терминов, часто встречающихся в металлургии. Предназначено для студентов вузов, обучающихся по специальности «Металлургия черных металлов», а также может быть полезно студентам других металлургических специальностей и широкому кругу инженерно-технических работников предприятий металлургии и машиностроения в целях самообразования.

**УДК 669.187:669.168**  
**ББК 34.327**

*Рецензенты*

Кандидат технических наук, доцент кафедры  
Металлургия стали СибГИУ

*Г. И. Веревкин*

Кандидат технических наук, научный сотрудник  
ИФПМ СО РАН

*Г.В. Шляхова*

© ГОУ ВПО «Национальный исследовательский  
Томский политехнический университет», 2010

© Валуев Д.В., 2010

© Оформление. Издательство Томского  
политехнического университета, 2010

## ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	5
Основные определения терминов.....	7
Глава 1. Технологические основы вакуумной обработки.....	17
1.1. Обработка металла вакуумом.....	17
1.2. Продувка металла инертными газами.....	18
1.3. Перемешивание металла со специально подготовленным синтетическим шлаком.....	19
1.4. Продувка металла порошкообразными материалами.....	20
Глава 2. Металлургические процессы, происходящие, при внепечной обработке стали.....	20
2.1. Дегазация.....	21
2.2. Усреднение металла по температуре.....	24
2.3. Десульфурация в ковше.....	29
2.4. Неметаллические включения в стали.....	40
2.5. Удаление неметаллических включений.....	44
2.5.1. Термодинамические условия закрепления частиц на пузырьке.....	49
2.6. Влияние газов и включений на свойства стали.....	58
Глава 3. Способы вакуумной обработки стали.....	63
3.1. Современное состояние внепечной обработки стали.....	64
3.2. Порционный и циркуляционный способ вакуумирования стали.....	67
3.2.1. Порционное вакуумирование.....	67
3.2.1.1. Футеровка вакуумных камер.....	68
3.2.1.2. Циркуляционный способ.....	71
3.3. Обработка металла вакуумом и кислородом.....	75
3.4. Вакуумные насосы.....	83
3.4.1. Вакуумное масло.....	95
3.5. Обработка металла синтетическими шлаками.....	96
Глава 4. Продувка металла инертными газами.....	102
4.1 Способы продувки металла инертными газами.....	102
4.1.1. Продувка через шиберный затвор.....	109
4.1.2. Продувка через погружаемую фурму.....	110
4.1.3. Аргонокислородная продувка.....	114
4.2. Оборудование для продувки инертными газами.....	117
4.2.1. Ковши.....	117
4.2.2. Газопроницаемые вставки.....	120

4.3. Перемешивание расплава в ковше.....	123
4.4. Электромагнитное перемешивание.....	124
Глава 5. Введение реагентов вглубь металла.....	128
5.1. Продувка металла порошкообразными материалами.....	128
5.1.1. Вдувание кальций и магнийсодержащих материалов.....	129
5.1.2. Организация подачи порошков.....	136
5.1.3. Роль футеровки ковша и шлака в ковше.....	137
5.1.4. Применяемые материалы и их расход.....	139
5.2. Введение смесей без вдувания.....	141
5.2.1. Метод выстреливания.....	141
5.2.2. Введение материалов в виде проволоки.....	144
5.2.3. Использование утапливаемых блоков.....	153
Глава 6. Комбинированные способы внепечной обработки.....	156
6.1. Процессы и агрегаты комплексной обработки стали.....	159
Глава 7. Методы защиты металла от загрязнений и вторичного окисления.....	167
7.1. Методы отделения шлака от металла.....	167
7.2. Предотвращение вторичного окисления.....	172
Приложения.....	177
Приложение 1. Названия сталеплавильных процессов, используемых в русскоязычной технической литературе.....	177
Приложение 2. Примеры соответствия некоторых наиболее распространенных марок сталей по стандартам РФ и зарубежных стран.....	190
Приложение 3. Общие справочные данные.....	193
Список литературы.....	200

## Введение

Современная техника предъявляет все более высокие требования к качеству стали. Масштабы и эффективность сталеплавильного производства невозможно оценить без учета качества выплавляемой стали. Современные этапы развития металлургической промышленности характеризуется переносом операций непосредственно из сталеплавильного агрегата во вспомогательный агрегат или в специально оборудованный ковш, что обеспечивает получение металла высокого качества, является экономически и технически привлекательно для потребителей. Роль самих плавильных агрегатов в этом сводится к получению жидкого полупродукта определенного состава и температуры.

Проведение технологических операций вне плавильного агрегата называют вторичной металлургией (или ковшовой металлургией, внеагрегатной обработкой, внепечной обработкой, ковшовым рафинированием и т. п.). Основную цель вторичной металлургии можно сформулировать как осуществление ряда технологических операций более быстрых и эффективных по сравнению с решением аналогичных задач в обычных сталеплавильных агрегатах.

Повышение требований к качеству стали привели к созданию новых сталеплавильных процессов, соответствующих современному уровню развития техники. Одним из элементов таких технологий является внепечная обработка стали.

Внепечная обработка стали начала активно применяться в 60-х годах прошлого столетия для повышения производительности дуговых сталеплавильных печей и конвертеров, позволяя вынести часть процессов рафинирования из этих агрегатов в ковш. Внепечной обработкой оказалось возможным не только существенно улучшить качество стали (механические свойства, коррозионную стойкость, электротехнические показатели и др.), но и получить сталь с принципиально новыми свойствами, например, сталь со сверхнизкими концентрациями таких элементов, как углерод, сера, азот, водород, сталь способную работать в экстремальных условиях. В сталеплавильных агрегатах такую сталь получать практически невозможно.

В настоящее время методами внепечной металлургии обрабатывают сотни миллионов тонн стали массового назначения, установки для внепечной обработки имеются практически на всех заводах качественной металлургии. Обработке подвергают металл, выплавленный в мартеновских печах, дуговых электропечах и конвертерах. Такое быстрое распространение в широких масштабах внепечной обработки объясняется рядом причин:

1) распространением метода непрерывной разливки стали, который, в свою очередь, для высокопроизводительной работы установок требует точного (и стандартного от плавки к плавке) регулирования температуры и химического состава металла, а также требует для разливки металл стандартно высокого качества. В результате практически вся сталь, разливаемая на установках непрерывной разливки, подвергается внепечной обработке;

2) непрерывно увеличивающиеся масштабы производства сталей ответственного назначения, которые трудно получить при обычной технологии плавки;

3) возрастающими масштабами производства сталей и сплавов с особо низким содержанием углерода;

4) повышением требований к качеству рядовых сталей, выплавляемых в конвертерах и мартеновских печах.

Определенную роль в распространении новых методов вторичной металлургии играет и то обстоятельство, что эти методы позволяют коренным образом изменять структуру и тип потребляемых ферросплавов и раскислителей в сторону существенного снижения требований к их составу и соответствующего их удешевления. Например, использование метода аргонокислородной продувки позволило перерабатывать высокоуглеродистые ферросплавы и отказаться от использования дорогих низкоуглеродистых ферросплавов.

Существующие способы получения стали высокого качества основаны на использовании одного или одновременно нескольких технологических приемов: 1) обработки металла вакуумом; 2) продувки металла инертными газами; 3) вдувание порошкообразных материалов; 4) перемешивание металла со специально приготовленным шлаком или лигатурой.

Курс «Внепечные и ковшовые процессы обработки стали» включает рассмотрение элементов и конструкций различных агрегатов, применяемых при внепечной обработке, а также изучение протекающих при ее проведении физических и физико-химических процессов.

Настоящее учебное пособие ставит своей задачей дать студентам металлургических специальностей, инженерно-техническим работникам предприятий металлургии и машиностроения и, прежде всего, студентам, обучающимся по специальности «Электрометаллургия стали и ферросплавов», достаточное полное представление о методах внепечной металлургии.

## Основные определения терминов

**Адгезив (Adhesive)** – вещество, способное соединять материалы путем поверхностного сцепления. Адгезив - общий термин и включает среди других цемент, клей, смолу, пасту и т.д.

**Адгезивное сцепление (Adhesive bonding)** – процесс соединения материалов, при котором адгезив, помещенный между прилегающими поверхностями, отверждается, чтобы создать адгезивное соединение.

**Адгезия (Adhesion)** – 1) сила сцепления, возникающая в трущихся местах между смежными поверхностями. В физической химии адгезия означает притяжение между твердой поверхностью и второй (жидкой или твердой) фазой. Это определение основано на условии обратимого равновесия. В механической обработке сцепление обычно необратимо. В железнодорожном проектировании адгезия обычно сопровождается трением; 2) сила притяжения между молекулами (или атомами) двух различных фаз. Противоположно cohesion – когезии; 3) состояние, при котором две поверхности соединяются вместе в результате действия граничных сил, например валентности.

**Анод (Anode)** – 1) электрод, на котором при электролитическом процессе происходит окисление. Обычно этот электрод корродирует, и из него ионы металла выделяются в раствор электролита. 2) Положительный электрод в электрохимическом процессе. Противоположный Cathode – Катоде.

**Аргоно-кислородная декарбюризация (Argon oxygen decarburization (AOD))** – вторичный процесс очистки металла путем управляемого окисления углерода в стали. В процессе AOD кислород, аргон и азот подаются в расплавленную металлическую ванну через погруженную, установленную сбоку фурму.

**Вакуумная дегазация (Vacuum degassing)** – использование вакуумных методов, чтобы удалить растворенные газы из расплава металла.

**Вакуумно-дуговой переплав (ВДП) (Vacuum arc remelting (VAR))** – вакуумно-дуговой переплав (ВДП). Процесс переплава расходуемого электрода, при котором высокая температура создается электрической дугой между электродом и слитком металла. Процесс выполняется внутри вакуумной камеры. Из выделившихся капель литого металла при низком давлении удаляются растворенные газы, что уменьшает их содержание в металле.

**Вакуумно-индукционный переплав (Vacuum induction melting (VIM))** – процесс переплава и очистки металлов, при котором металл расплавляется внутри вакуумной камеры индукционным нагревом. Металл может быть расплавлен в тигле и затем заливается в форму.

**Вакуумная очистка (Vacuum refining)** – плавление в вакууме, чтобы уменьшить содержание газов в металле.

**Вакуумная печь (Vacuum furnace)** – печь, использующая низкие атмосферные давления вместо защитной газовой среды.

**Вакуумное плавление (Vacuum melting)** – плавление в вакууме для того, чтобы предотвратить загрязнение из воздуха и удалить газы, уже растворенные в металле; затвердевание может также быть выполнено в вакууме или при низком давлении.

**Вакуумно-индукционный переплав (Vacuum induction melting (VIM))** – процесс переплава и очистки металлов, при котором металл расплавляется внутри вакуумной камеры индукционным нагревом. Металл может быть расплавлен в тигле и затем заливается в форму.

**Веснушчатость (Freckling)** – тип сегрегации, проявляющейся как темные пятна (ячейки) на макротравленном образце расходуемого (плавящегося) электрода вакуумно – дугового переплава.

**Включение (Inclusion)** – 1) физическая и механическая неоднородность, встречающаяся в пределах материала или детали, обычно состоящая из твердого изолированного инородного материала. Включения часто способны к распространению некоторых структурных напряжений и полей энергии, с заметно отличающейся от основного материала степенью; 2) частицы инородного материала в металлической матрице. Частицы обычно являются соединениями типа оксидов, сульфидов или силикатов, но могут быть любыми соединениями, которые являются инородными (и по существу нерастворимыми) в матрице.

**Газовая классификация (Gas classification)** – разделение порошка на фракции по крупности частиц посредством газового потока управляемой скорости, текущей поперек потока падающих частиц. Метод используется, чтобы классифицировать частицы по размеру.

**Газовая пористость (Gas porosity)** – тонкие раковины или поры в металле, которые вызваны поглощенными газами с последующим их выделением в процессе затвердевания металла.

**Газовый пузырь (Blister)** – 1) дефект отливки, образовавшийся на или близко от поверхности металла в результате расширения газа в подповерхностной зоне. Этот дефект имеет вид гладкого бугорка на поверхности отливки и пористость внутри отливки непосредственно ниже вздутия; 2) сводчатое вздутие из-за потери сцепления между покрытием или наплавкой и основным металлом.

**Гарнисаж (Skull)** – 1) слой застывшего металла или шлака на стенках тигля, оставшийся после того, как металл был вылит. 2) нерасплавленный остаток расходуемого сварочного присадочного металла.

**Диффузия (Diffusion)** – 1) распространение компонента в газе, жидкости или твердом веществе с выравниванием неоднородной концентрации; 2) самопроизвольное перемещение атомов или молекул к новым участкам в пределах материала; 3) перемещение материала, типа газа или жидкости, в пластмассе. Если газ или жидкость поглощены одной стороной фрагмента пластмассы и выделены с другой стороны, то данное явление называется проницаемостью. Диффузия и проницаемость возникают не благодаря отверстиям или порам в пластмассе, а вызваны и управляются химическими механизмами.

**Диффузионное насыщение (Cementation)** – введение одного или большего количества элементов во внешний поверхностный слой металла посредством диффузии при высокой температуре.

**Дегазатор (Degasifier)** – вещество, которое может быть добавлено в расплавленный металл, чтобы устранить газы, которые могут быть в противном случае поглощены металлом во время затвердевания.

**Дегазация (Degassing)** – 1) химическая реакция в результате введения смесей в расплавленный металл для удаления газов из металла. Инертные газы часто используются в этой операции. 2) технологический процесс плавки алюминиевых сплавов, в котором азот, хлор, хлор и азот и хлор и аргон продуваются через металл, чтобы удалить растворенный водород и оксиды из сплава.

**Деградация (Degradation)** – опасное изменение в химической структуре, физических свойствах или внешнем виде материала.

**Десульфурация (Desulfurizing)** – удаление серы из расплавленного металла в результате реакции с подходящим шлаком или введением подходящих смесей.

**Дефект (Defect)** – 1) разрыв, чей размер, форма, ориентация или локализация делают его опасным для полезного использования детали, в которой он находится; 2) нарушения сплошности или разрывы, происхождение которых является накопленным результатом воздействий (например, общая длина трещины) на часть или все изделие, что делает невозможным их соответствие минимальным нормам соответствующих стандартов или технических требований. Этот термин означает способность к отказу.

**Дефосфоризация (Dephosphorization)** – удаление фосфора из расплавленной стали.

**Жакет шаблона (Mold jacket)** – деревянная или металлическая форма для удержания шаблона в процессе заливки металла.

**Жаропрочные сплавы (Heat-resistant alloy)** – сплавы, разработанные для использования при очень высокой температуре, при достаточно высоких напряжениях (растягивающие, термальные, вибрацион-

ные, ударные), где необходимо значительное сопротивление окислению.

**Жаропрочный сплав (Refractory alloy)** – 1) жароупорный сплав; 2) сплав, имеющий чрезвычайно высокую точку плавления.

**Жидкотекучесть (Castability)** – 1) сочетание свойств металла в жидком состоянии и характеристик затвердевания, которое позволяет изготавливать точные и прочные отливки; 2) способность расплавленного металла заполнять изложницу или литейную форму.

**Завалка (Charging)** – загрузка материала в печь.

**Извлечение (Winning)** – восстановление металла из руды или химического соединения использующего любой подходящий гидрометаллургический, пиromеталлургический или электрометаллургический метод.

**Индуктор (Inductor)** – устройство, состоящее из одной или более взаимосвязанных электрообмоток, с использованием или без магнитного сердечника для преобразования электромагнитной энергии в тепловую.

**Индукционная печь (Induction furnace)** – электропечь переменного тока, в которой первичная обмотка катушки генерирует путем электромагнитной индукции вторичный ток, который вырабатывает тепло в металле, наполняющим печь. Имеется два основных типа индукционных печей – с сердечником и без него.

**Кавитация (Cavitation)** – образование в жидкости полостей или пузырьков, заполненных паром или газом, или их смесью. Кавитация происходит из-за падения статического давления в движущейся жидкости. Отличается от кипения, которое происходит с ростом температуры жидкости. Есть некоторые случаи, где трудно установить четкое различие между кавитацией и кипением. Чтобы разрушить твердую поверхность кавитацией, необходимо чтобы пузырьки разрушались на или близко к этой поверхности.

**Кавитация (Impingement attack)** – коррозия, связанная с турбулентным течением жидкости. Может быть ускорена погруженными газовыми пузырьками.

**Каустический крекинг (Caustic cracking)** – вид коррозионного растрескивания под напряжением, с которым наиболее часто сталкиваются в углеродистых сталях или железохромоникелевых сплавах, подвергшихся воздействию концентрированных растворов гидроксида при температурах от 200 до 250 °C (400 до 480 °F). Также известно как щелочное растрескивание.

**Качество (Quality)** – 1) совокупность характеристик товара или услуг, которые обеспечивают их способность удовлетворять определен-

ным требованиям (концепция «годность к употреблению»); 2) степень пригодности товара или услуг (сравнительная концепция). Часто определяется путем сравнения со стандартом (эталонном) или подобными товарами и услугами, получаемыми из других источников; 3) количественная оценка характеристик товара или услуг (количественная концепция).

**Кипение (Wildness)** – состояние, при котором охлаждающийся литой металл выделяет так много газа, что выглядит как кипящий. При этом возможно выплескивание металла из формы или изложницы.

**Кипящая сталь (Rimmed steel)** – низкоуглеродистая сталь, содержащая достаточно оксида железа для того, чтобы непрерывно образовывался монооксид углерода при затвердевании слитка, что приводит к отсутствию усадочной пористости на поверхности и периферии металла. Листы и штрипсы, изготовленные из слитков кипящей стали, обычно имеют хорошее качество поверхности.

**Кислая сталь (Acid steel)** – сталь, выплавленная в печи с кислой футеровкой под шлаком, содержащим избыток кислотной составляющей типа кремнезема.

**Кислородный зонд (Oxygen probe)** – устройство контроля атмосферы, которое с помощью электроники измеряет разность между парциальным давлением кислорода в печи или поставляемой атмосфере и внешнем воздухе.

**Кислородный канал (Oxygen lance)** – отрезок канала, используемого, чтобы подать кислород вниз или вверх расплава в сталеплавильной печи.

**Кислотная хрупкость (Acid embrittlement)** – форма водородной хрупкости, которая может быть вызвана в некоторых металлах воздействием кислоты.

**Коалесценция (Coalescence)** – 1) объединение дисперсных частиц в более крупные, обычно происходящее при температурах ниже точки плавления; 2) слияние группы соседних субзерен за счет исчезновения разделяющих их малоугловых границ.

**Когезия (Cohesion)** – 1) состояние, в котором частицы одной субстанции скрепляются первичными или вторичными силами валентности. Состояние склеивания, в котором частицы клея (или адгезива) скрепляются; 2) сила притяжения между молекулами (или атомами) в пределах одной фазы.

**Конвертер (Converter)** – печь, в которой воздух, продуваемый через ванну жидкого металла, окисляет примеси и вследствие окислительной реакции поднимает температуру. Типичный конвертер используется для обезуглероживания аргоно-кислородную смесь.

**Красноломкость (Hot shortness)** – тенденция некоторых сплавов к разрушению вдоль границ зерен при приложении напряжения или деформировании при температурах, близких к точке плавления. Красноломкость вызвана легкоплавкой составляющей, часто представленной в незначительных количествах, которая выделяется на границах зерен.

**Легированные покрытия (Alloy plating)** – одновременное осаждение двух или более металлических элементов.

**Легированные порошки (Alloy powder)** – металлический порошок, состоящий, по крайней мере, из двух составных частей, которые являются частично или полностью сплавленными друг с другом.

**Легированные стали (Alloy steel)** – содержащие определенное количество легирующих элементов (не только углерод, но и некоторое количество марганца, меди, кремния, серы и фосфора) в пределах, необходимых для конструкционных легированных сталей, с целью изменения их механических или физических свойств.

**Ликвация (Liquation)** – 1) отделение легкоплавкой составляющей сплава от остальных, встречающееся в сплавах, имеющих широкий интервал температур плавления; 2) частичное оплавление сплава обычно в результате дендритной ликвации или других неоднородностей состава.

**Лотковый конвейер (Launder)** – 1) канал для транспортировки расплавленного металла; 2) трубопровод, переносящий частицы, взвешенные в воде (суспензию).

**Магнитное силовое поле (Magnetizing force)** – силовое поле, появляющееся благодаря потоку электрически заряженных частиц или присутствия намагниченных тел, которые вызывают магнитную индукцию.

**Макропористость (Macroshrinkage)** – изолированные, сгруппированные или взаимосвязанные поры в отливке, которые обнаруживаются макроскопически. Такие пустоты обычно связаны с резкими изменениями в размере сечения и вызваны недостаточной для компенсации усадки подачей материала при кристаллизации.

**Макроскопическое напряжение (Macroscopic stress)** – остаточное напряжение в материале на расстоянии, сравнимом с размерами устройств тензометрии (в противоположность напряжениям в пределах очень маленьких специфических областей, таким, как отдельные зерна).

**Масштабный фактор (Size effect)** – влияние габаритов фрагмента металла на механические и другие свойства и на производственные процессы типаковки, резки и термообработки. Прочностные свойства уменьшаются с увеличением габаритов детали.

**Межкристаллитное растрескивание под напряжением (Intergranular stress corrosion cracking (IGSCC))** – Трещинообразование от коррозии под напряжением, в котором трещина появляется вдоль границы зерен.

**Металлическая связка (Binder metal)** – металл, используемый как вяжущее вещество, например кобальт в твердых сплавах.

**Модификатор (Inoculant)** – материалы, которые, будучи добавлены к расплавленному металлу, модифицируют структуру и таким образом изменяют физические и механические свойства до такой степени, которая не объясняется на основе изменений в составе за счет их использования. Сплавы на основе железа–кремния обычно используются для модификации серого и высокопрочного чугуна.

**Нагар (Burned deposit)** – утолщение на электродах в результате чрезмерной металлизации плотным потоком.

**Надежность (Reliability)** – количественный критерий способности изделий или услуг выполнять предназначенные функции на протяжении установленного периода времени.

**Напряжение (Stress)** – интенсивность внутренне распределенных сил или их компонент, которые возникают в объеме под действием внешней нагрузки. Напряжение определяется как усилие, приложенное к единице площади. Напряжение может быть нормальным (растяжение или сжатие) или касательным.

**Напряжения при охлаждении (Cooling stresses)** – остаточные напряжения в отливках, обусловленные неоднородным распределением температуры при охлаждении.

**Неоднородность (Coring)** – 1) различный состав между центром и поверхностью единицы микроструктуры (типа дендрита, зерна, карбидной частицы) как следствие неравномерного затвердевания, в результате перепада температур; 2) центральная полость в торце выдавливаемого стержня.

**Обдирка (Scalping)** – удаление поверхностных слоев слитка, заготовки или сляба.

**Обезуглероживание (Decarburization)** – потеря углерода из поверхностного слоя углеродсодержащих сплавов в результате реакции с одним или большим количеством химических соединений в среде, которая входит в контакт с поверхностью.

**Основной кислородный конвертер (Basic oxygen furnace)** – эта печь, футерованная основным огнеупором, является важнейшим типом печи для современного сталелитейного дела. После того как в печь заливают расплавленный чугун (который обычно составляет от 65 до

75 % объема), загружают стальной металлолом и флюс, направляют струю кислорода с высокой скоростью на поверхность расплавленного металла. Кислород реагирует с углеродом, другими примесями в стали, образует жидкие соединения, которые растворяются в шлаке, и газы, которые удаляются через горловину конвертера.

**Основная сталь (Basic steel)** – сталь, выплавленная в печи с основной футеровкой, под шлаком, содержащим избыток основной составляющей типа оксида магния или извести.

**Подшипниковые стали (Bearing steels)** – легированные стали, используемые для производства подшипников качения. Обычно производятся из высокоуглеродистых (1,00 %) и низкоуглеродистых (0,20 %) сталей. Высокоуглеродистые стали используются после индукционной поверхностной закалки. Низкоуглеродистые стали цементируют, чтобы обеспечить необходимую поверхностную твердость при сохранении основных свойств.

**Поверхность раздела (Interface)** – граница между любыми двумя фазами. Среди трех фаз (газ, жидкость и твердое тело) имеются пять типов поверхностей раздела: газ–жидкость, газ–твердый материал, жидкость–жидкость, жидкость–твердый материал и твердый материал–твердый материал.

**Плотность тока (Current density)** – поток, текущий к или от нее единичной площади поверхности электрода.

**Продукты раскисления (Deoxidation products)** – неметаллические включения, которые образуются в результате введения раскислительных агентов в расплавленный металл.

**Проволока (Wire)** – тонкое, гибкое, непрерывное изделие из металла обычно круглого сечения, полученное путем волочения через фильеру.

**Равновесие (Equilibrium)** – динамические условия физического, химического, механического или атомного баланса.

**Равномерная коррозия (Uniform corrosion)** – 1) коррозионное воздействие, равномерно распределенное по металлической поверхности; 2) коррозия, которая происходит с приблизительно одинаковой скоростью по всей металлической поверхности.

**Радиатор (Heat sink)** – устройство, которое абсорбирует или отводит тепло от критических элементов или деталей.

**Разливка (Pouring)** – перемещение расплавленного металла из печи в ковш, из ковша в ковш или из ковша в изложницы.

**Разливка металла (Teeming)** – разливка металла из ковша в изложницы. Термин обычно применяется к операции разливки в изложницы стали.

**Раскисление (Deoxidation)** – удаление избыточного кислорода из расплавленного металла, обычно выполняемое присадочными материалами с высоким сродством к кислороду.

**Раскислитель (Deoxidizer)** – вещество, которое может быть добавлено в расплавленный металл для удаления свободного или связанного кислорода.

**Самодиффузия (Self-diffusion)** – термически активируемое перемещение атомов в собственной кристаллической решетке, например атома меди в кристалле меди.

**Синеломкость (Blue brittleness)** – хрупкость, проявляемая некоторыми сталями после нагрева до температуры в пределах от 205 до 370 °C (от 400 до 700 °F), особенно, если сталь работает при высокой температуре. Предполагается, что раскисленные стали не склонны к данному виду хрупкости.

**Тигельная печь (Crucible furnace)** – печь для плавления или выдержки, в которой расплавленный металл находится в полусферическом тигле. Электронагреватель или камера сгорания топлива находятся вне тигля и передают тепло через стенки расплавленному металлу.

**Ток (Current)** – поток переноса электрического заряда за единицу времени или электрический ток.

**Твердость (Hardness)** – критерий противодействия материала поверхностному вдавливанию или шлифованию; можно определить как функцию напряжения, требуемого, чтобы произвести некоторый, точно установленный тип поверхностной деформации. Не имеется абсолютных шкал для твердости, следовательно, чтобы выразить твердость количественно, каждый тип критерия имеет собственный масштаб произвольно определенной твердости. Твердость вдавливания может измеряться по Brinell – Бринеллю, Rockwell – Роквеллу, Vickers – Виккерсу или Scleroscope hardness tests – склероскопическим определениям твердости.

**Фаза (Phase)** – физически однородный и различимый блок материальной системы.

**Фазовое превращение (Phase change)** – переход от одного материального состояния к другому, например от газа к жидкости, от жидкости к твердому телу, от газа к твердому телу или наоборот.

**Флюс (Flux)** – материал, добавляемый к расплаву для устранения нежелательных примесей. Флюсование расплава облегчает агломерацию и разделение нежелательных составных частей расплава. Также используется как защитное покрытие на поверхности некоторых расплавов. Известь или известняк обычно используются, чтобы устранить песок; песок, чтобы устранить окислы железа при рафинировании.

**Шихта (Charge)** – 1) материалы, заполняющие печь; 2) груз различных жидких и твердых материалов, помещенных в печь в течение одного цикла загрузки.

**Шлак (Dross)** – 1) шлаковая пленка, которая образуется на поверхности жидкого металла в значительной степени из-за процесса окисления, но иногда из-за повышенного содержания примесей. 2) оксиды и другие загрязняющие примеси, образующиеся на поверхности расплавленного металла.

**Шлаковые включения (Slag inclusions)** – 1) шлак или включения, поглощенные металлом; 2) неметаллические твердые материалы, попавшие в свариваемый металл или между свариваемым металлом и металлом шва.

**Щелочноземельные металлы (Alkaline earth metals)** – металлы второй группы Периодической системы, а именно: бериллий, магний, кальций, стронций, барий и радий – называются так потому, что оксиды кальция, стронция и бария ранее были найдены химиками в земле и давали щелочную реакцию.

**Щелочные металлы (Alkali metals)** – металлы первой группы Периодической системы, а именно: литий, натрий, калий, рубидий, цезий и фракций. Они образуют строго щелочные гидроксиды, отсюда и их название.

**Экзогенные включения (Exogenous inclusion)** – включения, которые получены извне. Шлак, флюс, материалы литейной формы и огнеупоры – примеры включений, которые могут быть классифицированы как экзогенные. В большинстве случаев эти включения макроскопические и видимы невооруженным глазом. Отличаются от Indigenous inclusion – эндогенных включений.

**Электрод (Electric furnace)** – печь для плавки или выдержки металла, использующая электроэнергию для получения высокой температуры. Печь может функционировать по принципу индукции или электросопротивления.

**Электрод (Electrode)** – прессованный графит, или углеродный цилиндр, или стержень, используемый в качестве проводника электрического тока в электродуговых печах, дуговых лампах и т. д.

**Электрошлаковый переплав (ЭШП) (Electroslag remelting (ESR))** – переплав металла, являющегося плавящимся электродом, при котором высокая температура получается благодаря прохождению электрического тока через проводящий шлак. Капельки металла очищаются в результате контакта со шлаком.

## Глава 1. Технологические основы вакуумной обработки

### 1.1. Обработка металла вакуумом

Обработка металла вакуумом влияет, как известно, на протекание тех реакций и процессов, в которых принимает участие газовая фаза.

Газовая фаза образуется, в частности, при протекании реакции окисления углерода (образование CO), при протекании процессов выделения растворенных в металле водорода и азота, а также процессов испарения примесей цветных металлов.

В стали практически всегда содержится определенное количество углерода. Равновесие реакции  $[C] + [O] = CO_{\text{газ}}$ ,  $K = p_{CO} / a_{[C]} a_{[O]}$  при обработке вакуумом сдвигается вправо, кислород реагирует с углеродом, образуя окись углерода.

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 следующих включений:



$$K = \frac{p_{CO} a_{[Me]}}{a_{(MeO)} a_{[C]}}; \quad (1.2)$$

$$a_{(MeO)} = \frac{p_{CO} \cdot a_{[Me]}}{K \cdot a_{[C]}} \quad (1.3)$$

Более слабые включения, такие, например, как MnO или Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, восстанавливаются почти нацело; для восстановления более прочных включений, таких, например, как Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> или TiO<sub>2</sub>, требуется очень глубокий вакуум. Снижение концентрации кислорода в металле («окисленности» металла) при обработке вакуумом в результате реакции окисления углерода получило название «углеродное раскисление».

Обработка металла вакуумом влияет и на содержание в стали водорода и азота. Выше было сказано, что содержание водорода в металле определяется при прочих равных условиях давлением водорода в газовой фазе  $[H] = \kappa \sqrt{p_{H_2}}$ . При снижении давления над расплавом равновесие реакции  $2[H] \rightleftharpoons H_{2\text{газ}}$  сдвигается вправо. Водород в жидкой стали отличается большой подвижностью, коэффициент диффузии его достаточно велик ( $D_H = 1,2 \div 1,5 \cdot 10^{-3} \text{ см}^2/\text{с}$ ), и в результате вакуумирования

значительная часть содержащегося в металле водорода быстро удаляется из металла.

Равновесие реакции  $2[\text{H}] \rightleftharpoons \text{H}_{2\text{газ}}$  при снижении давления также сдвигается вправо, однако азот в металле менее подвижен, коэффициент диффузии его в жидком железе на порядок меньше, чем водорода [ $D_{\text{N}} = (1 \div 4) \cdot 10^{-4}$  см/с], в результате интенсивность очищения расплава от азота под вакуумом значительно ниже, чем от водорода. Требуются более глубокий вакуум и продолжительная выдержка, чтобы достигнуть заметного очищения металла от азота.

Процесс очищения металла от водорода и азота под вакуумом ускоряется одновременно протекающим процессом выделения пузырьков окиси углерода. Эти пузырьки интенсивно перемешивают металл и сами являются маленькими «вакуумными камерами», так как в пузырьке, состоящем только из CO, парциальные давления водорода и азота равны нулю ( $p_{\text{H}_2} = 0$  и  $p_{\text{N}_2} = 0$ ).

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

Кроме того, в тех случаях, когда металл содержит в повышенных концентрациях примеси цветных металлов (свинца, сурьмы, олова, цинка и др.), заметная часть их при обработке вакуумом испаряется.

Необходимо иметь в виду, что при обработке вакуумом испаряется также и железо, и полезные примеси (очень интенсивно, например, испаряется марганец). Однако эти потери становятся ощутимыми лишь при очень глубоком вакууме и очень длительной выдержке.

## 1.2. Продувка металла инертными газами

Продувка металла инертными газами в известной мере влияет так же, как обработка вакуумом. При продувке инертными газами массу металла пронизывают тысячи пузырьков инертного газа (обычно аргона). Каждый пузырек представляет собой маленькую «вакуумную камеру», так как парциальные давления водорода и азота в таком пузырьке равны нулю. При продувке инертным газом происходит интенсивное перемешивание металла, усреднение его состава; в тех случаях, когда на поверхности металла наведен хороший шлак, перемешивание облегчает протекание процесса ассимиляции таким шлаком неметаллических включений. Если этот шлак имеет высокую основность (а также малую

окисленность), происходит и десульфурация металла. Когда хотят получить сталь с особо низким содержанием углерода (например, особо качественную, нержавеющую сталь), кислород, подаваемый для продувки ванны, разбавляют инертным газом, при этом равновесие реакции  $O_2 + 2[C] = 2CO_{\text{газ}}$  сдвигается вправо, так как в газовой фазе в составе продуктов реакции, кроме оксидов углерода, будет находиться и инертный газ, и парциальное давление  $p_{CO}$  уменьшится. Масса пузырьков инертного газа сама облегчает процессы газовой выделенной, так как эти пузырьки являются готовыми полостями с развитой поверхностью раздела для образования новой фазы.

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, проводимая через пористые пробки в днище ковша или через полый стопор, заменяет обработку вакуумом. Во многих случаях продувку металла инертным газом проводят одновременно с обработкой вакуумом, так как вызываемое продувкой энергичное перемешивание металла ускоряет процессы вакуумирования, делает вакуумирование более эффективным. В качестве инертного газа чаще всего используют аргон. Когда это возможно, при производстве стали простых марок, невысоких температурах, аргон заменяют более дешевыми газами (азотом или даже паром).

Таким образом, при продувке металла инертными газами достигают: 1) энергичного перемешивания расплава, облегчения протекания процессов удаления в шлак нежелательных примесей; 2) усреднения состава металла; 3) уменьшения содержания газов в металле; 4) облегчения условий протекания реакции окисления углерода; 5) снижения температуры металла.

### **1.3. Перемешивание металла со специально приготовленным синтетическим шлаком**

Перемешивание металла со специально приготовленным синтетическим шлаком позволяет интенсифицировать переход в шлак тех вредных примесей, которые удаляются в шлаковую фазу, — серы, фосфора, кислорода (в виде оксидных неметаллических включений). В тех случа-

ях, когда основная роль в удалении примеси принадлежит шлаковой фазе, скорость процесса пропорциональна величине площади межфазной поверхности. Обычно способ обработки стали синтетическим шлаком используют, прежде всего, для удаления серы, поэтому основой искусственно приготовляемого («синтетического») шлака является  $\text{CaO}$ ; для снижения температуры плавления в состав шлаковой смеси вводят  $\text{Al}_2\text{O}_3$  или другие добавки. Поскольку в таком шлаке практически нет оксидов железа, он является одновременно хорошим раскислителем. Если ставится задача очистки металла от неметаллических включений определенного состава, то соответственно подбирают состав синтетического шлака. Во всех случаях задача заключается, во-первых, в получении шлака нужного состава и, во-вторых, в разработке способа получения максимальной поверхности контакта шлаковой и металлической фаз.

#### **1.4. Продувка металла порошкообразными материалами**

Вдувание в металл порошкообразных материалов также имеет целью обеспечить максимальный контакт вдуваемых твердых реагентов с металлом. Вместе с тем положительная сторона метода состоит в том, что реагент в металл вдувается струей газа-носителя, который сам оказывает определенное воздействие на металл.

Газом-носителем может быть и окислитель (например, кислород или воздух), и восстановитель (например, природный газ), и нейтральный газ (например, аргон). Для удаления фосфора в струе кислорода в металл вдувают твердую смесь, состоящую из извести, железной руды и плавикового шпата, для удаления серы в металл вдувают в струе аргона смесь извести и плавикового шпата. Плавиковый шпат вводится в состав смесей для повышения жидкотекучести шлака. Этим способом можно вдувать в металл (в струе нейтрального или восстановительного газа) такие сильнодействующие реагенты, которые из-за больших энергий взаимодействия и соответствующего пироэффекта обычными способами вводить в металл нельзя (кальций, магний) или из-за их вредного действия на здоровье опасно (свинец, селен, теллур).

## Глава 2. Металлургические процессы, происходящие при внепечной обработке стали

### 2.1. Дегазация

Продувка металла инертным газом способствует дегазации стали, облегчая выделение растворенного в нем водорода и азота. Оба газа, растворенные в стали в виде атомов, на поверхности газовых пузырей молизируются, переходят в объём пузыря и выносятся на поверхность расплава.

Теоретические основы дегазации металлических расплавов при продувке нейтральными газами были разработаны Г. Геллером (1952 г.). При выводе формулы принимается, что за время всплывания пузырьков нейтрального газа (аргона) распределение водорода и азота между газовой фазой пузырьков и металлом достигает равновесия и описывается законом Сивертса

$$[Г] = \frac{K_{Г}}{f_{Г}} \sqrt{P_{Г}}, \quad (2.1)$$

где  $[Г]$  – концентрация двухатомного газа (азота, водорода) в металлическом расплаве, масс. %;

$P_{Г}$  – парциальные давления двухатомного газа «Г» в пузырьке аргона;

$K_{Г}$  – константа растворимости газа при температуре процесса;

$f_{Г}$  – коэффициент активности растворенного газа, величина которого определяется по методу Вагнера.

Значения могут быть определены по формулам:

$$\lg K_{N} = -\frac{850}{T} - 0,905; \quad \lg K_{H} = -\frac{1900}{T} - 1,577. \quad (2.2)$$

Расчёты по этим формулам делаются в том случае, если в (2.1)  $P_{Г}$  выражается в атмосферах. Если парциальное давление выражено в Па, используются преобразованные выражения:

$$\lg K_{H} = -\frac{1900}{T} - 4,082; \quad \lg K_{N} = -\frac{850}{T} - 3,410. \quad (2.3)$$

Общее давление в выходящем из расплава пузырьке, равно  $P$ , складывается из парциальных давлений десорбированного газа ( $P_{Г}$ ) и аргона ( $P_{Ar}$ ).

Отношение объёмов обоих газов в пузырьке

$$\frac{dV_{\Gamma}}{dV_{Ar}} = \frac{P_{\Gamma}}{P - P_{\Gamma}}, \quad (2.4)$$

где  $V_{\Gamma}$  – объём выделяющегося из металла газа, м<sup>3</sup>/1000 кг металла;

$V_{Ar}$  – объём пропущенного через расплав аргона, м<sup>3</sup>/1000 кг.

Выразив  $dV_{\Gamma}$  через массовые проценты удаленного из металла газа, получим:

$$dV_{\Gamma} = -\frac{d[\Gamma] \cdot 100}{100} \cdot \frac{22,4}{M_{\Gamma}} = -\frac{22,4}{M_{\Gamma}} d[\Gamma], \quad (2.5)$$

где  $M_{\Gamma}$  – молекулярный вес растворенного в металле газа.

После подстановки (2.1) и (2.4) в уравнение (2.3) получим

$$dV_{Ar} = -\frac{22,4}{M_{\Gamma}} \left( \frac{P}{P_{\Gamma}} - 1 \right) d[\Gamma] = -\frac{22,4}{M_{\Gamma}} \left[ \frac{PK_{\Gamma}^2}{f^2} \left( \frac{d[\Gamma]}{[\Gamma]^2} - d[\Gamma] \right) \right]. \quad (2.6)$$

Интегрирование левой части от 0 до  $V_{Ar}$  и правой – от  $[\Gamma]_н$  до  $[\Gamma]_к$  дает искомое уравнение (уравнение Геллера)

$$V_{Ar} = \frac{22,4}{M_{\Gamma}} \left[ \frac{K_{\Gamma}^2 P}{f^2} \left( \frac{1}{[\Gamma]_к} - \frac{1}{[\Gamma]_н} \right) - ([\Gamma]_н - [\Gamma]_к) \right], \quad (2.7)$$

здесь  $[\Gamma]_н$  и  $[\Gamma]_к$  – начальное и конечное содержание растворенного газа, %.

В последнем уравнении второе слагаемое относительно мало по сравнению с первым, в инженерных расчётах его можно опустить.

Если время всплывания пузырьков недостаточно для достижения равновесия между газом в пузырьке и в растворе, парциальное давление  $P_{\Gamma}$  в пузырьках оказывается меньше равновесного, дегазирующая способность пузырьков используется не полностью. Тогда для получения требуемого и конечного содержания  $[\Gamma]_к$  через расплав придётся пропустить больший объём аргона. Это можно учесть с помощью коэффициента эффективности дегазации  $\eta_{[\Gamma]}$ , величина которого меньше 1

$$V_{Ar}^{факт} = V_{Ar}^{теор} / \eta_{[\Gamma]}. \quad (2.8)$$

Коэффициент  $\eta_{[\Gamma]}$  определяется экспериментально. Анализ результатов удаления водорода при продувках в промышленных и лабораторных условиях показывает, что величина  $\eta_{[H]}$  повышается с возрастанием высоты ковша, но уменьшается при повышении интенсивности продувки. При расчётах можно ориентироваться на значения  $\eta_{[H]} = 0,80 - 1,0$ .

На рисунке 2.1 показаны изменения содержания водорода в стали при продувке аргоном по результатам расчётов (2.6). Коэффициент эффективности принят равным 1,0. Кривые свидетельствуют о быстром падении скорости выделения водорода с уменьшением его содержания в металле. Для достижения низких концентраций водорода в стали, исключающих возможность образования флокенов в прокате ( $[H] < 2 \cdot 10^{-4} \%$ ), теоретически необходимо израсходовать не менее 2–2,5  $\text{нм}^3/\text{т}$  аргона. Это значит, что если аргон подается в 100-тонный ковш погружной фурмой с интенсивностью 60  $\text{м}^3/\text{ч}$ , продолжительность продувки должна быть не менее

$$\tau = \frac{V_{Ar} G_{\text{нл}} 60}{J} = \frac{2 \cdot 100 \cdot 60}{60} = 200 \text{ мин}, \quad (2.9)$$

здесь  $V_{Ar}$  – требуемый удельный расход аргона,  $\text{нм}^3/\text{т}$ ;  
 $J$  – интенсивность подачи газа в ковш,  $\text{нм}^3/\text{ч}$ .

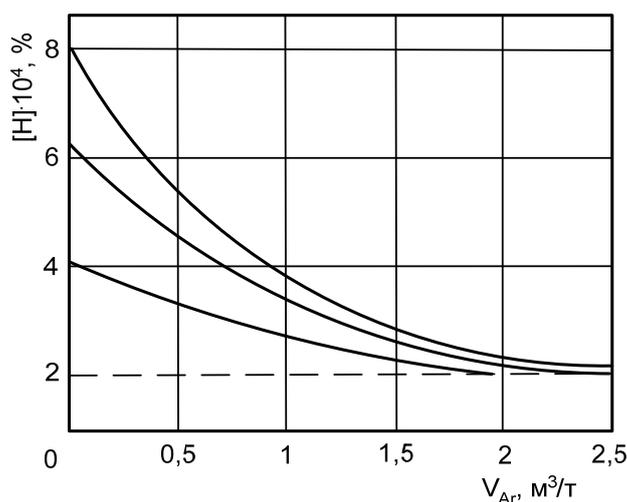


Рис. 2.1. Расчётные содержания водорода в зависимости от его начальной концентрации и удельного расхода аргона при  $\eta = 1,0$ . Пунктир – предельная концентрация водорода в прокате, гарантирующая отсутствие флокенов

Такая продолжительность продувки нереальна. Не лучше выглядит дело, если аргон подавать пористыми вставками, позволяющими вводить его с интенсивностями в 3–5 раз большими. В производственных условиях удельный расход аргона составляет 0,1–0,5  $\text{нм}^3/\text{т}$ , из рисунка 2.1 следует, что даже при низком исходном содержании водорода  $[H] = 4 \cdot 10^{-4} \%$ , уменьшить его содержание до уровня ниже  $2 \cdot 10^{-4} \%$  не-

возможно.

Следует иметь в виду, что при интенсивном перемешивании шлак замешивается в металл и часть растворенного в шлаке водорода может переходить туда. А так как в шлаке обычно содержится водорода больше, чем в металле, то после продувки аргоном содержание водорода в стали может вообще не измениться. Нередко содержание водорода после продувки выше исходного.

Ещё хуже удаляется азот, особенно из легированных сталей, в которых коэффициент его активности  $f_N < 1$ . Обычно при продувке содержание его понижается на 15–20 % от исходного ( $\eta_{[N]} = 0,10–0,30$ ).

## 2.2. Усреднение металла по температуре

При выпуске плавки из печи наряду с охлаждением на воздухе происходит усреднение металла по температуре и, если во время выпуска присаживалось небольшое количество ферросплавов, по химическому составу.

Однако по окончании выпуска, в результате теплообмена металла с футеровкой ковша, неравномерность температуры формируется вновь: объёмы металла, соприкасающиеся с кладкой, охлаждаются, отдавая тепло огнеупору, в центральных же объёмах сохраняется усредненная при выпуске температура. Расчёты показывают, что интенсивное охлаждение расплава у стен ковша происходит в течение первых пяти минут после выпуска. В дальнейшем, после нагрева рабочей поверхности футеровки, скорость охлаждения через кладку лимитируется теплопроводностью огнеупора и поэтому невелика и постоянна.

Охлаждающийся под шлаковым слоем и у стен металл непрерывным потоком опускается у стен в нижнюю, придонную часть ковша, наиболее холодные объёмы – на днище ковша. В центральной области ковша образуется область наиболее нагретого металла – температурного «ядра». На рисунке 2.2 приведены результаты одновременного замера температуры расплава на трех уровнях 300-тонного ковша – под шлаком, на половине высоты ковша и в придонной области (90 % глубины ковша). Видно, что температура в придонной области на 70 ° ниже температуры центральной зоны, где, по-видимому, расположено «ядро». В подшлаковом слое температура на 20 ° меньше температуры «ядра». Данные других подобных исследований показывают, что холодная зона занимает примерно 1/3 объёма ковша, температура её на 30–50 °С, а иногда и на 90–100 °С ниже температуры остального металла. Неравномерность распределения температуры поддерживается охлаждением у стен вплоть до окончания разливки.

Температура стали, заливаемой в изложницу или промежуточный ковш МНЛЗ, является одним из основных параметров, определяющих качество слитка. Высокое качество слитка возможно лишь в том случае, если разливка производится при оптимальной температуре, конкретное значение которой зависит от марки стали, формы и развеса слитка. Однако из-за неравномерного распределения температуры в ковше температура металла по ходу разливки изменяется в широких пределах. При истечении расплава через отверстие разливочного стакана в ковше возникает такое поле скоростей, при котором основное перемещение металла происходит по оси стакана. Столб расплава над стаканом непрерывно «проваливается», а объёмы расплава, находящиеся вблизи стенок и у днища ковша, поступают в последнюю очередь. В начале разливки в стакан «проваливается» металл холодной зоны, а затем, после отливки примерно трети плавки, начинает поступать металл «ядра» и температура довольно быстро повышается градусов на 50 и после этого вновь снижается – поступает металл холодной зоны. Последние порции металла – из придонной зоны – особенно холодные. На рисунке 2.3 показаны результаты непрерывного измерения температуры в 130-тонном ковше термопарой, установленной в днище у разливочного стакана. Такое расположение термопары позволяло следить за температурой вытекающего из ковша расплава. Наблюдается быстрое устойчивое понижение температуры у разливочного стакана при выпуске плавки и выдержке – свидетельство формирования температурного поля в ковше. Характер изменения температуры во время разливки соответствует описанной выше картине. Как видим, температурные условия разливки довольно сложны. С ними можно мириться при разливке стали в слитки, но такое изменение температуры неприемлемо для МНЛЗ – металл должен быть гомогенизирован по температуре продувкой или ЭМП.

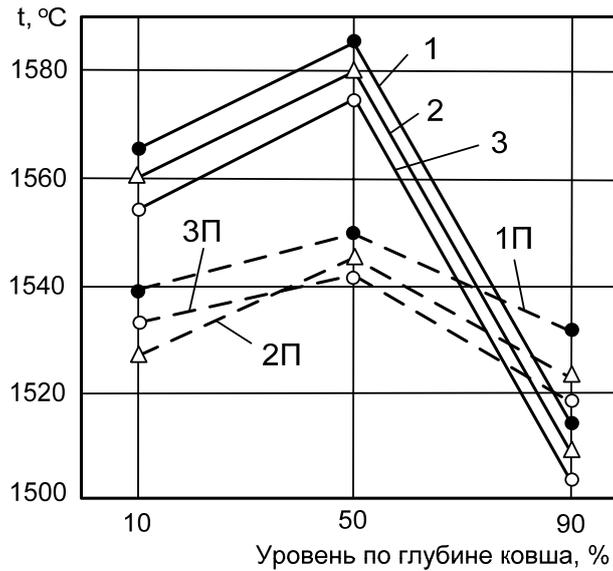


Рис. 2.2. Распределение температуры металла на трех плавках по глубине 300 т ковша: 1, 2, 3 – до продувки; 1п, 2п, 3п – после продувки азотом

Продолжительность перемешивания в принципе должна быть такой же, как при гомогенизации по химическому составу, но на самом деле полное усреднение по температуре не достигается, так как охлаждение расплава под шлаковым слоем и у стен ковша идёт непрерывно и после прекращения продувки. На рисунке 2.2 показано распределение температуры в 300-тонном ковше после продувки. Перепады температуры по зонам (особенно в верхних горизонтах) теперь значительно меньше, и максимальный перепад уменьшился на различных плавках до 16–30. °С, но холодная зона у днища ковша все же есть. Обусловлено это повторным формированием температурного поля после продувки. Во всяком случае, во всех известных исследованиях гомогенизации в ковше отмечается уменьшение степени неравномерности по температуре после продувки. Полное усреднение не наблюдается.

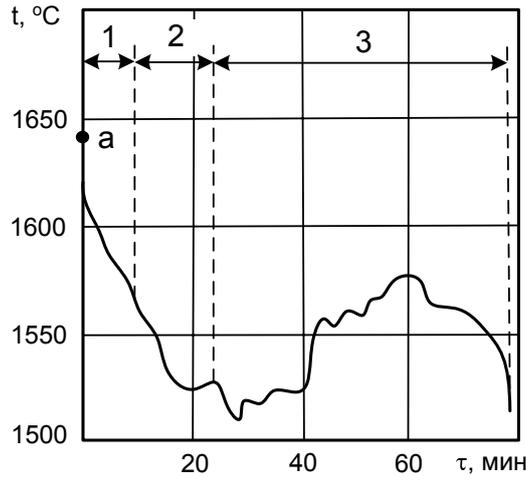


Рис. 2.3. Изменение температуры стали у разливочного стакана от начала выпуска до конца разливки: 1 – выпуск; 2 – выдержка; 3 – разливка; а – температура перед выпуском плавки

Поскольку аналитическая оценка необходимого времени перемешивания в настоящее время практически невозможна, а распределение температуры по высоте ковша стационарными термомпарами или зондами очень сложно и возможно только при выполнении специальных исследований, то на заводах время продувки определяют опытным путём как результат многочисленных измерений температуры до и после продувок. Температура измеряется обычными одноразовыми термомпарами погружения, которые могут дать информацию о температуре на глубине, не превышающую 0,5 м. При статистической обработке рассчитывается скорость охлаждения расплава при различной продолжительности продувки следующим образом:

$$v_t = (t_1 - t_2)/\tau, \quad (2.10)$$

где  $t_1$  и  $t_2$  – температуры перед началом и после окончания продувки;  
 $\tau$  – продолжительность продувки, мин.

Характер изменения значений скорости охлаждения расплава в зависимости от продолжительности продувки для ковшей ёмкостью 130 и 300 т изображен на рисунке 2.4.

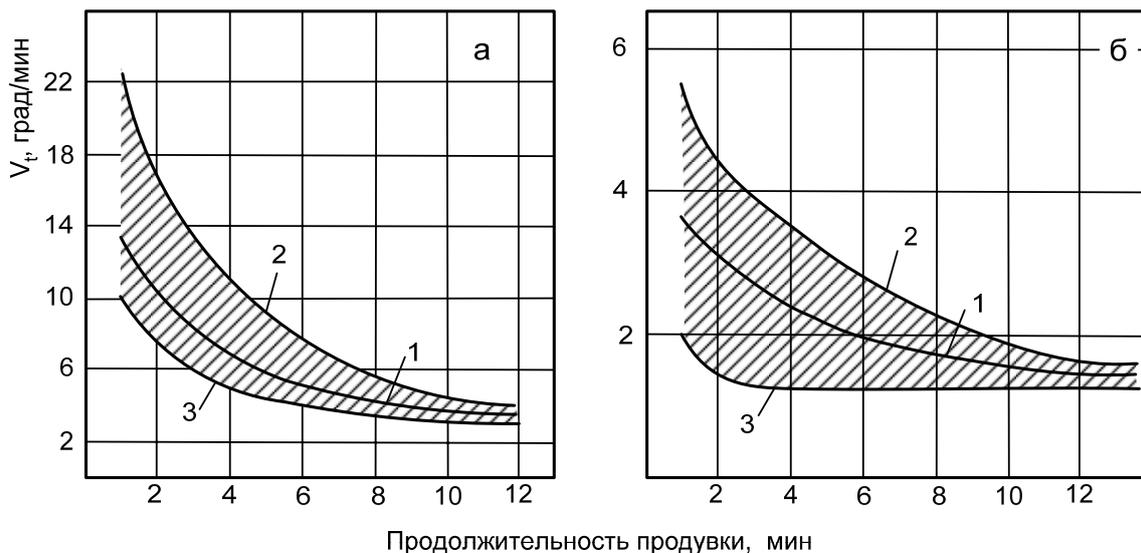


Рис. 2.4. Изменение скорости охлаждения ( $v_t$ ) в зависимости от продолжительности продувки в 130 (а) и 300-тонных ковшах (б): 1 – средняя скорость охлаждения; 2 и 3 – максимальные и минимальные значения

В обоих вариантах газ вводился погружными фурмами, интенсивность подачи его в 130-тонный ковш составляла в среднем  $50 \text{ м}^3/\text{ч}$ , в 300 т –  $66 \text{ м}^3/\text{ч}$ . На рисунке 2.4 видно, что на плавках с короткими продувками значения скоростей изменяются в широких пределах, например в 130-тонном ковше при одноминутных продувках  $v_t$  колеблется в пределах 10–22 град/мин. По мере увеличения продолжительности продувок уменьшаются и скорости охлаждения и разброс их значений. Начиная с некоторой («критической») продолжительности продувки (в 130-тонном ковше после 6<sup>й</sup>–7<sup>й</sup> минуты) колебания скоростей становятся очень малыми (в пределах допустимых ошибок измерения температуры), а средняя величина скорости охлаждения – постоянной, не изменяющейся при более продолжительных продувках (для 130 т ковша  $v_t = 3,5\text{--}4$  град/мин). Аналогичная картина наблюдается и в 300-тонных ковшах. Отличие только в размахе колебаний скоростей, уровне стабилизировавшейся скорости (примерно 1,5 град/мин) и моменте стабилизации – после 12-ой минуты. Время от начала продувки до возникновения постоянной скорости охлаждения и есть то минимальное время, требуемое в данных условиях для гомогенизации металла по температуре. Объясняется это следующим образом. При коротких продувках термомпарой погружения измеряется температура локальных объёмов металла, представляющих собой случайную смесь расплава, выносимого из холодных зон ковша и «ядра». Степень смешения невелика, измеренная после продувки температура не характеризует среднюю температу-

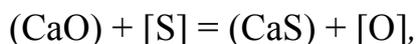
ру всего объёма ковша. Её ещё не существует. Вычисленные по формуле (2.10) «скорости охлаждения» – кажущиеся и поэтому, например, при одноминутных продувках изменяются в широких пределах – от 10 до 22 град/мин. Величина средней скорости охлаждения, равная здесь 12,6 град/мин – формальна. По мере увеличения продолжительности продувки возрастает степень однородности расплава, и разброс  $v_t$  сужается. Наконец, после достаточно продолжительного перемешивания, в наших примерах после 7 и 12 мин, металл усреднен, разброс скоростей исчезает, и вычисленные скорости характеризуют скорость охлаждения ванны через футеровку и шлак.

После гомогенизации расплава при перегреве металла, изменяя продолжительность продувки, можно регулировать температуру разливаемого на МНЛЗ или в изложницы металла, понижая её до оптимального уровня.

### 2.3. Десульфурация в ковше

Современные сверхмощные электросталеплавильные печи эффективны, если плавки проводятся одношлаковым процессом. При обычной шихте (50 – 90 % товарный лом, остальное – оборотный), при любом варианте одношлаковой технологии содержание серы в металле перед выпуском чаще всего составляет 0,03 – 0,04 %. Примерно на таком же уровне содержание серы в металле перед выпуском из конвертера. Содержание же серы в готовой качественной и высококачественной стали следует иметь в пределах 0,015 – 0,02 %, а для некоторых марок стали – не более 0,010 и даже 0,003 %. Удаление серы как после электропечного, так и после конвертерного процесса должно проводиться в ковше.

Десульфурация стали может протекать при наличии основных шлаков. Реакция десульфурации описывается уравнением



$$\lg K_s = \lg \frac{a_{(\text{CaS})} \cdot a_{[\text{O}]}}{a_{(\text{CaO})} \cdot a_{[\text{S}]}} = -\frac{5670}{T} + 1,65. \quad (2.11)$$

Приняв, что в шлаке вся сера находится в виде сульфида кальция (CaS), можно записать

$$K'_s = \frac{f_{(\text{CaS})} \cdot (S) \cdot a_{[\text{O}]}}{a_{(\text{CaO})} \cdot f_{[\text{S}]} \cdot [S]}. \quad (2.12)$$

После замены (CaS) на (S) численное значение константы равновесия  $K_S$  уменьшается:  $K'_S = (32 \cdot K_S) / 72 = 0,44 \cdot K_S$ . Температурная зависимость принимает вид

$$\lg K'_S = \lg 0,44 - \frac{5670}{T} + 1,65 = -\frac{5670}{T} + 13. \quad (2.13)$$

Новая константа так же, как и  $K_S$ , мало зависит от температуры: при увеличении её с 1550 до 1600 °С  $K'_S$  возрастает всего на 20 % – с 0,0156 до 0,0188.

Из (2.11.) следует

$$\frac{(S)}{[S]} a_{[O]} = \frac{K'_S \cdot a_{(CaO)} \cdot f_{[S]}}{f_{(CaS)}}, \quad (2.14)$$

или

$$L_S = \frac{(S)}{[S]} = \frac{C'_S}{a_{[O]}}, \quad (2.15)$$

где  $C'_S = K'_S \cdot a_{(CaO)} \cdot f_{[S]} / f_{(CaS)}$  – сульфидная ёмкость шлака, величина которой при заданной температуре и составе металла зависит только от  $a_{(CaO)}$  и  $f_{(CaS)}$ , т.е. от состава шлака. Величина  $C'_S$  определяется экспериментально по фактическому, наблюдаемому, коэффициенту распределения серы. Например, при изучении шлака системы  $AO - MeO - RO$  при активности кислорода в металле  $a_{[O]} = 0,001$  получено  $L_S = 100$ .

В этих условиях  $C'_S = L_S \cdot a_{[O]} = 100 \cdot 0,001 = 0,10$ .

Сульфидная ёмкость шлака возрастает с увеличением в нем CaO и максимальна для насыщенных этим окислом шлаков ( $a_{(CaO)} = 1$ ). Так, широко применяемый при внепечной рафинировке шлак системы  $CaO - CaF_2$ , содержащий 80 % CaO, при температурах ковшевой обработки (1500 – 1600 °С) насыщен окисью кальция (рисунок 2.5).

Сульфидная ёмкость его равна 0,25. При добавлении в этот шлак глинозема свободная CaO связывается в алюминаты кальция и при достаточно большом количестве  $Al_2O_3$  активность окиси кальция становится меньше единицы. У шлака, состоящего из 20 %  $CaF_2$ , 20 %  $Al_2O_3$  и 60 % CaO, сульфидная ёмкость равна уже 0,10.

В шлаках системы  $Al_2O_3 - CaO$ , также часто используемых в ковшевой металлургии, при  $CaO < 32$  % окись кальция связана в алюми-

ты различного состава (рисунок 2.6). При увеличении концентрации CaO от 32 % до 45 % сульфидная ёмкость возрастает с 0,005 до 0,030. При CaO > 61,6 % при 1550–1650 °С шлак насыщается известью и  $C'_S \approx 0,11$ , что почти в 20 раз больше, чем у шлаков, богатых глинозёмом; сульфидная ёмкость уменьшается при поступлении в шлак магнезии. Резкое уменьшение  $C_S$  происходит при (MgO) > 15 %.

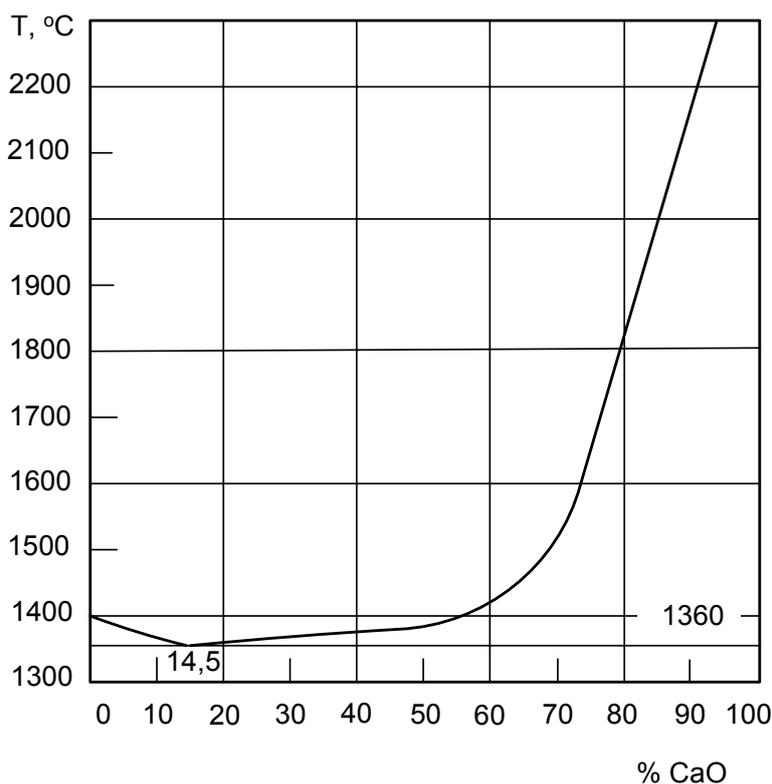


Рис. 2.5. Диаграмма состояния CaO – CaF<sub>2</sub>

Растворимость CaS в насыщенных окисью кальция шлаках при температурах сталеплавильных процессов невелика – 1,8 %.

Если предположить, что шлак насыщен известью ( $a_{(CaO)} = 1$ ) и сульфидом кальция ( $a_{(CaS)} = 1$ ), то, зная величину константы равновесия  $K_S$ , например при 1600 °С, можно дать ответ на вопрос о том, какие должны быть максимальные активности кислорода в стали, чтобы достичь требуемые содержания серы. В указанных условиях можно записать

$$K_S^{1873} = \frac{a_{[O]}}{a_{[S]}} = 0,042. \quad (2.16)$$

или, принимая при низких концентрациях серы,

$$a_{[S]} \approx [S],$$

$$a_{[O]} = 0,042[S].$$

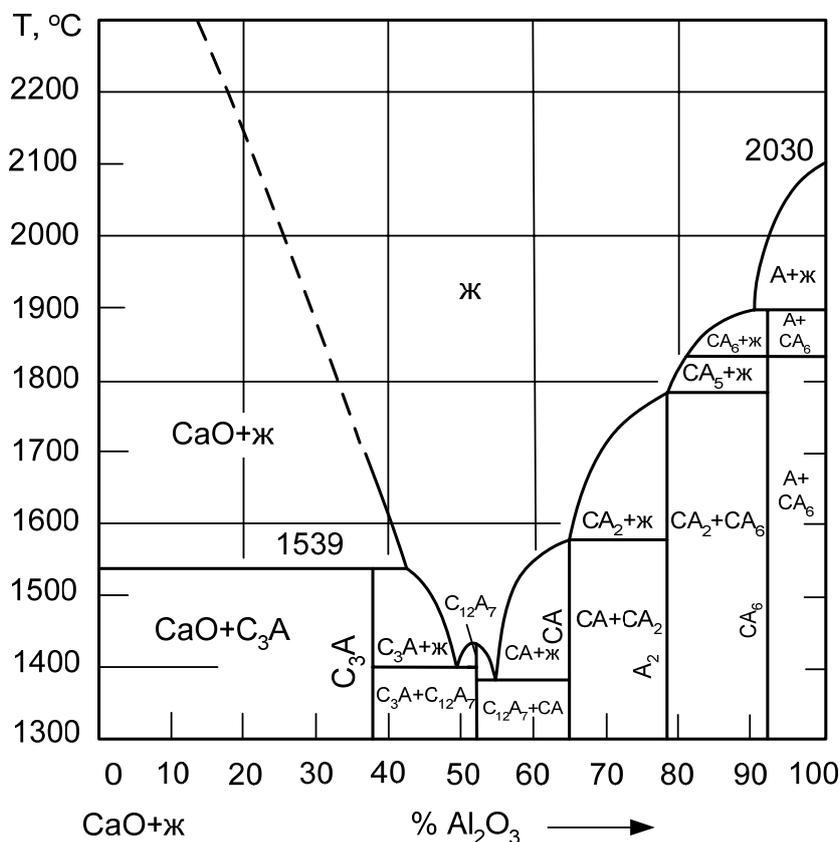


Рис. 2.6. Диаграмма состояния  $Al_2O_3 - CaO$ :  $A - Al_2O_3$ ,  $C - CaO$ ;  $C_m A_n - (CaO)_m \cdot (Al_2O_3)_n$

В таблице 2.1 показаны предельные значения  $a_{[O]}$ , необходимые для достижения различных конечных содержаний серы в металле  $[S]_к$ . Чтобы достичь указанных концентраций серы, лучше иметь активность кислорода ниже расчётного уровня. Получить такие значения  $a_{[O]}$ , раскисляя сталь кремнием, невозможно. Задача решается, если использовать более сильные раскислители – алюминий или щелочноземельные элементы, такие, как кальций или магний, образующие очень прочные оксиды. Последние два, несмотря на их высокую раскислительную способность, мало пригодны для этой цели, во-первых, из-за низкой их растворимости в железе (растворимость кальция составляет 0,02 – 0,03 %,

магния – тысячные доли процента). В условиях внепечной обработки при атмосферном давлении, когда в металл непрерывно поступает кислород из атмосферы, шлака и футеровки ковша, оба элемента быстро выгорят и их раскисляющее действие прекратится. Во-вторых, при температурах стали в ковше оба элемента бурно испаряются (давление паров магния при 1600 °С равно 23 атм., кальция – 1,6 атм.), поэтому ввод их в металл требует специальной методики и оборудования. Наиболее подходящим является алюминий: он хорошо растворяется в стали (при 1600 °С – до 20 %) и практически не испаряется. В этой же таблице приведены расчётные содержания алюминия в металле, необходимые для получения требуемой  $a_{[O]}$ . Для большинства конструкционных марок стали оптимальные содержания алюминия находятся на уровне 0,02 – 0,04 %. Из таблицы 2.1 видно, что получить  $[S]_K > 0,010$  % несложно: достаточная раскисленность стали достигается, если в ней имеются оптимальные 0,02 – 0,04 % алюминия. Судя по расчётам, затруднения могут возникнуть, если нужно получить  $[S]_K \leq 0,005$  %, так как тогда требуется иметь в металле очень высокие концентрации алюминия. В действительности же, на практике, такая проблема не возникает, так как в металле всегда имеется кремний и при раскислении алюминием образуется не чистый глинозем, а муллит  $3Al_2O_3 \cdot SiO_2$ , активность  $Al_2O_3$  в котором меньше единицы. Это позволяет глубоко раскислять сталь при обычных концентрациях алюминия.

Таблица 2.1

*Условия десульфурации железа до требуемого конечного содержания серы  $[S]_K$*

Требуемое конечное содержание $[S]_K$ , %	0,015	0,010	0,005	0,003
Предельная $a_{[O]} \cdot 10^4$	6,3	4,2	2,1	1,26
Равновесная концентрация алюминия $[Al]$ , %	0,009	0,017	0,047	0,10

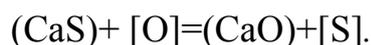
Очень часто для раскисления применяется силикокальций. Как уже отмечалось, кальций более сильный раскислитель, чем алюминий, но при температурах стали в ковше энергично испаряется. В сплавах с другими элементами, в частности с кремнием, испарение кальция затруднено. Так, давление пара этого элемента над сплавом, содержащим 60 % кальция (остальное – кремний и железо) при 1600°С равно 0,2 атм. Из сплавов, содержащих менее 40 % Са, он не испаряется. Таким образом, присадка в сталь выпускаемых нашей промышленностью сплавов СК25, СК30 не сопровождается испарением кальция. В стальном рас-

плаве кальций сплава наряду с кремнием расходуется на раскисление, а если металл хорошо раскислен, то и на образование сульфидов



Образовавшиеся сульфиды потоками металла выносятся в шлак.

Кальций имеет большее сродство к кислороду, чем к сере, поэтому при повышении в расплаве концентрации кислорода происходит окисление сульфида следующим образом:



На практике операции раскисления и десульфурации совмещают, подавая одновременно десульфурующую шлаковую смесь и алюминий или силикокальций. На некоторых заводах со шлаковой смесью подается магний, невзирая на его сильное испарение в объеме расплава. Магний тоже сильный десульфуратор, но так же, как у кальция, сродство к кислороду у него больше, чем к сере. Как десульфуратор магний работает в хорошо раскисленном металле. Широкое применение магний получил в качестве десульфуратора чугуна, где активность кислорода низка, а активность серы из-за большого содержания углерода и кремния высокая.

В производственных условиях возникает серьезная проблема: как сохранить низкую активность кислорода в металлическом расплаве после окончания десульфурации в условиях непрерывного поступления в металл кислорода из футеровки ковша, покровного шлака на поверхности стали и из атмосферы.

Поступление кислорода в металл из футеровки при низких  $a_{[O]}$  обусловлено диссоциацией наименее прочного компонента шамотной футеровки – кремнезёма и представлено



Поступающий из футеровки в расплав кислород окисляет алюминий (кальций). Соответственно повышается  $a_{[O]}$  и уменьшается возможная степень десульфурации. Диссоциация кремнезёма шамота прекращается, по-видимому, тогда, когда активность кислорода в расплава возрастает примерно до  $a_{[O]} = 4 \cdot 10^{-10}$ . Поэтому в ковшах с шамотной футеровкой удается без особых затруднений – естественно, при наличии остальных условий десульфурации – получить содержание в готовой стали  $[\text{S}] < 0,010 \%$ . Понизить концентрацию серы до 0,003 % и ниже удастся только в ковшах с основной (доломитовой, магнезиальной или высокоглиноземистой) футеровкой, так как составляющее её компонен-

ты MgO, CaO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> химически более устойчивы и не диссоциируют при тех низких активностях кислорода, которые мы создаем при раскислении металла для глубокой десульфурации.

Вторым источником кислорода является покровный шлак в ковше. Если в этом шлаке имеется закись железа, то содержание кислорода в металле при равновесии со шлаком пропорционально  $a_{(FeO)}$ . Коэффициент распределения имеет вид

$$L_O = a_{[O]} / a_{(FeO)}.$$

Если за стандартное состояние принять однопроцентный раствор закиси железа в шлаке ( $a_{(FeO)} = 1$  при  $(FeO) = 1\%$ ), то коэффициент распределения кислорода может быть оценен по формуле

$$\lg L_O = \frac{a_{[O]}}{(FeO)} = -\frac{6320}{T} + 0,734. \quad (2.17)$$

При 1600 °C  $L_O = 0,0023$ , при 1550 °C  $L_O = 0,0019$ .

Если для десульфурации требуется, чтобы активность кислорода в металле  $a_{[O]}$  была равной  $6,3 \cdot 10^{-4}$ , то в шлаке должно быть закиси железа не более, %.

$$(FeO) = a_{[O]} / L_O = 6,3 \cdot 10^{-4} / 0,0023 = 0,27$$

при  $a_{[O]} = 1,26 \cdot 10^{-4}$   $(FeO) = 0,05\%$ . При большем содержании  $(FeO)$  шлак становится донором кислорода, в металл непрерывно поступает кислород. Он окисляет наиболее сильный раскислитель (кальций, алюминий) и по мере понижения его концентрации возрастает  $a_{[O]}$ , соответственно ухудшаются условия десульфурации. Итак, судя по расчётам, для успешной, устойчивой десульфурации необходимо получать покровный шлак с очень низким содержанием закиси железа.

Однако, как показала практика, низкие содержания серы можно получить при концентрациях закиси железа в шлаке, значительно превышающих расчётные. Так, содержание серы в пределах 0,01–0,02 % получаются при  $(FeO) \leq 3\%$ ; ниже 0,003 % [S] можно получить при шлаках, содержащих менее 0,4 % закиси железа. Объясняется это, в общем, небольшой скоростью перехода кислорода из шлака в металл. Известно, что при выпуске плавки из печи равновесие между шлаком и металлом не достигается. Окисленность шлака практически всегда вы-

ше той, которая должна быть при равновесии с металлом. После завершения выпуска металлическая и шлаковая фаза полностью разделяются и в условиях спокойной ванны и очень малой удельной поверхностью раздела (в 100 т ковше –  $0,039 \text{ м}^2/\text{м}^3$ ) поступление кислорода из шлака в металл невелико. При дополнительном перемешивании ванны, например продувкой газом или вдуванием порошкообразных материалов, массоотдача интенсифицируется. Однако и здесь шлак перемешивается гораздо менее энергично, чем металл. Объясняется это тем, что при продувке шлак скатывается с буруна металла, возникающего над зоной барботирования, на периферию, где на него действуют только тангенциальные силы на поверхности раздела металл–шлак, создаваемые растекающимися с буруна горизонтальными потоками металла. Из-за вялого перемешивания шлака мал и массоперенос кислорода в шлаке к границе с металлом. Поэтому при продувке стали общее содержание закиси железа (и закиси марганца), при небольших его исходных концентрациях – порядка 2–3 % – после 5–8 мин продувки понижается всего на 1–2 %. Естественно, с увеличением исходных концентраций FeO массоперенос её к границе раздела возрастает, соответственно интенсифицируется и поступление кислорода в металлический расплав, и окисление алюминия. При обычных содержаниях алюминия в стали и повышенной окисленности шлака алюминий окислится до чрезмерно низких концентраций, что приведёт к повышению  $a_{[O]}$  и торможению процесса десульфурации.

Для того чтобы обеспечить указанные выше практические пределы допустимой окисленности шлака, необходимо при выпуске плавки исключить возможность попадания в ковш печного шлака одношлакового процесса (отсечь шлак, оставив его в печи). Проще всего это сделать, если цех оснащен печами с эркерным (эксцентричным) выпуском, для чего, собственно, и создан этот тип печей. Во время выпуска в ковш присаживают легирующие раскислители и легкоплавкие шлаковые смеси, из которых в течение выпуска формируется новый, малоокисленный шлак, содержащий в зависимости от конкретных местных условий 1–3 % FeO. Содержание серы в стали после окончания выпуска составляет примерно 0,01–0,02 %. Если этот уровень концентрации серы недостаточен, то проводят дополнительную десульфурацию путем вдувания порошкообразных десульфураторов. На некоторых заводах шлакообразующую смесь присаживают после окончания выпуска. В этом случае удаление серы проводят позже вдуванием порошков-десульфураторов.

В цехах, оснащенных дуговыми печами с традиционной системой выпуска, отсечка шлака невозможна. В таких цехах применяют две тех-

нологии. По первому варианту во время выпуска проводится раскисление металла с последующим скачиванием шлака из ковша на специальном стенде, позволяющим наклонять ковш до 30°. Затем присаживается шлакообразующая смесь (0,4–1 кг/т) из извести (75–85 %) и плавикового шпата и ковш подаётся на установку комплексной обработки стали (печь–ковш), где проводится десульфурация, доводка по химическому составу и температуре.

Второй вариант технологии предусматривает десульфурацию во время выпуска. Перед выпуском плавки проводится предварительное раскисление металла кремнием и шлака – порошком ферросилиция или отходами алюминия. В начале выпуска в ковш сливается максимально возможное количество шлака и присаживается шлаковая смесь (15 кг/т) из извести и плавикового шпата и алюминий (2–3 /т). Материалы присаживаются при заполнении 1/4–1/3 высоты ковша. Далее по ходу выпуска вводят необходимые ферросплавы. Присадка больших количеств извести и алюминия частично повышает основность шлака в виде  $B = (CaO)/(SiO_2)$  до 2–3, алюминий частично расходуется на раскисление металла, частично – на восстановление закиси железа и закиси марганца. Содержание FeO в сформированном шлаке составляет 1,5–5 %, на таком же уровне и содержание закиси марганца. Обе реакции восстановления экзотермичны, и выделяющаяся теплота способствует быстрому образованию активного шлака. Остальной металл сливается энергичной струей

Высокая основность и относительно низкая окисленность шлака способствуют развитию десульфурации. Конечное содержание серы в стали после выпуска чаще всего колеблется в пределах 0,012–0,016 %. Далее, если требуется, проводится дополнительная десульфурация. Недостаток этой технологии – повышенный расход алюминия и извести.

Третий источник поступления кислорода в металл – воздух. Кислород поступает только при перемешивании ванны продувкой нейтральным газом, при вдувании порошков или при ЭМП. При спокойной ванне верхняя поверхность неподвижного шлака быстро остывает и покрывается твёрдой корочкой, препятствующей проникновению кислорода. С началом продувки твёрдый покров взламывается восходящими потоками металла в зоне барботирования, шлак скатывается с образующегося здесь металлического буруна к стенкам ковша, и свободная поверхность буруна контактирует с воздухом. Вероятно, некоторое количество кислорода поступает и через скатившийся на периферию шлак, но интенсивность перемешивания шлака невелика.

Скорость поглощения кислорода поверхностью оголенного металла можно оценить с помощью уравнение М.И. Темкина

$$\frac{dV}{dt} = \frac{3,66 \cdot 10^{-25} PF}{\sqrt{2\pi mkT}} \cdot e^{-\frac{117400}{RT}}, \quad (2.18)$$

где  $V$  – объем поглощенного кислорода,  $\text{м}^3$ ;

$\tau$  – время продолжительности контакта, с;

$P$  – давление кислорода, Па;

$F$  – площадь контакта кислорода с металлом,  $\text{м}^2$ ;

$m$  – масса частицы кислорода, кг;

$k = 1,38 \cdot 10^{-23}$ , Дж/(моль К) – постоянная Больцмана;

$T$  – температура поверхности расплава, К;

$R = 8,31$  – универсальная газовая постоянная, Дж/(моль К).

Во время продувки стали в 130-тонном ковше с интенсивностью подачи газа 50–60  $\text{м}^3/\text{ч}$  диаметр оголяющегося металла равен приблизительно 1 м. При продолжительности продувки, равной 6 мин., и массе плавки 100 т количество кислорода, поглощенного расплавом из воздуха, при расчёте по уравнению (2.18) составляет 0,0016 %, что приведёт к окислению 0,002 % содержащегося в металле алюминия.

В производственной практике десульфурацию проводят как одним каким-либо десульфуратором, так и несколькими реагентами. Очень часто в смеси вводят избыток раскислителей (силикокальций, алюминий), назначение которых – связывание поступающего в металл кислорода при выполнении операции удаления серы. Механизм работы избыточных раскислителей представляется следующим: при вдувании в ковш таких смесей процесс десульфурации идёт в зоне барботажа. Концентрация кислорода в зоне барботажа определяется соотношением скоростей, с одной стороны, поступления его из шлака, футеровки, воздуха, с другой стороны – расходом на окисление вводимых раскислителей. При вдувании смесей с избытком раскислителей в барботажной зоне создается локальная область глубоко раскисленного металла. Вне реакционной зоны содержание кислорода может быть значительно выше. Масса вдуваемого в составе смеси раскислителя должна быть достаточной не только для глубокого раскисления металла в зоне продувки, но и для связывания кислорода, поступающего в реакционную зону из окружающего пространства. Если по окончании вдувания порошков проводится дополнительная продувка газом для удаления неметаллических включений, то при избыточной окисленности шлака происходит окисление  $\text{CaS}$  и развивается обратный процесс – процесс ресульфурации. Особенно наглядно это проявляется после глубокой десульфурации при  $[\text{S}]_к < 0,003$  %. Так, если после вдувания порошка содержание серы в стали равно 0,002 – 0,004 %, то степень ресульфурации ( $\beta$ ) после допол-

нительной продувки аргоном составляет: при  $(\text{FeO}) \geq 3 \%$   $\beta = 100 \%$ ; при  $(\text{FeO}) = 1,1-2,3 \%$   $\beta = 40-80 \%$ ; при  $(\text{FeO}) = 0,45-0,76 \%$   $\beta = 10-20\%$ . Степень ресульфурации возрастает при увеличении продолжительности продувки и массы покровного шлака.

В таблице 2.2 приведены основные характеристики наиболее распространенных способов десульфурации стали в ковше.

В отечественной практике вдувание силикокальция проводится, прежде всего, для модификации неметаллических включений, а не для десульфурации. После обработки стали кальцием в металле отсутствуют (даже при сравнительно высоком содержании серы – около 0,008 %) сульфиды марганца, отсутствуют характерные для раскисленных алюминием сталей кристаллы алюминия. Не обнаруживаются силикатные включения. Вместо них находят равномерно распределенные по металлу не деформирующиеся при прокатке, шаровидные (глобулярные) включения, представляющие собой алюминаты кальция  $n\text{CaO} \cdot m\text{Al}_2\text{O}_3$ , растворенной в них серой.

Предполагается, что во время обработки стали силикокальцием, кальций не только раскисляет и связывает серу, но и взаимодействует с частицами глинозема, образуящегося при раскислении алюминием. Получающиеся при этом легкоплавкие алюминаты кальция находятся в жидком состоянии вплоть до кристаллизации слитка. Небольшая часть вдуваемого кальция растворяется в металле. При кристаллизации слитка этот кальций тоже образует алюминаты кальция за счёт остаточного растворенного в металле кислорода и алюминия. Алюминаты кальция хорошо растворяют серу, поэтому сульфиды марганца не образуются.

Таблица 2.2.

*Основные характеристики способов десульфурации стали в ковше*

Способ десульфурации	Десульфуратор	Расход общий, кг/т	Перегрев стали в печи, °С	Степень десульфурации, %
Обработка на выпуске	$\text{CaO} + \text{CF}_2$	10 – 30	20 – 30	45 – 70
Вдувание порошков	Силикокальций	1 – 2	20 – 30	85
Вдувание порошков	$\text{CaO} + \text{CF}_2$	3 – 5	50	90
	$\text{CaO} + \text{CF}_2 + \text{СК}$	3 – 5	50	95
Вдувание порошков	$\text{CaO} + \text{CF}_2 + \text{СК} + \text{Al}$	3 – 5	50	95
Вдувание порошков	$\text{CaO} + \text{CF}_2 + \text{Mg}$	0,1 – 0,4	50	95

Способ десульфурации	Десульфуратор	Расход общий, кг/т	Перегрев стали в печи, °С	Степень десульфурации, %
Продувка аргоном	Покровный шлак			
	CaO+CF <sub>2</sub>	5 – 15	50	90
Жидкий синтетический шлак	CaO+Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	40 – 60	не нужен	40 – 60

Наиболее важным результатом вдувания кальция оказывается улучшение пластических свойств и значительное уменьшение анизотропии прокатанной стали. Результаты оказываются выше, чем это можно ожидать при снижении содержания серы. Технология вдувания силикокальция впервые была опробована на заводе Тиссен-Ниддеррейн (ФРГ) и получила название «TN-процесс».

#### 2.4. Неметаллические включения в стали

Неметаллические включения представляют собой химические соединения металлов с неметаллами, находящиеся в стали и сплавах в виде отдельных фаз. Неметаллические включения классифицируют по химическому и минералогическому составу, стойкости и происхождению. По химическому составу неметаллические включения подразделяют на следующие группы.

1. **Оксиды** (простые – FeO, MnO, Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, TiO<sub>2</sub> и др.; сложные – FeO·Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, FeO·Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>·Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, FeO·Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO·Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 2CaO·SiO<sub>2</sub>, 2FeO·SiO<sub>2</sub>, 2MnO·SiO<sub>2</sub> и др.).

2. **Сульфиды** [простые – FeS, MnS, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaS, MgS, Zr<sub>2</sub>S<sub>3</sub>, Ce<sub>2</sub>S<sub>3</sub> и др.; сложные (оксисульфиды) – FeS·FeO, MnS·MnO, (Mn, Fe) S·FeO и др.].

3. **Нитриды** [простые – ZrN, TiN, AlN, CeN, NbN, VN и др.; сложные (карбонитриды) – Ti (C, N), Nb (C, N) и др.], которые встречаются в легированных сталях, имеющих в своем составе сильные нитридообразующие элементы (титан, алюминий, ниобий, ванадий, церий и др.).

4. **Фосфиды** (Fe<sub>3</sub>P, Fe<sub>2</sub>P, Mn<sub>5</sub>P<sub>2</sub> и др.).

5. **Карбиды** ( $\text{Fe}_3\text{C}$ ;  $\text{Mn}_3\text{C}$ ;  $\text{Co}_3\text{C}$ ;  $\text{Cr}_3\text{C}_2$ ;  $\text{W}_2\text{C}$ ;  $\text{WC}$  и др.).

6. **Интерметаллиды.**

Наибольшее количество включений в стали составляют оксиды и сульфиды, так как содержание фосфора обычно низкое. Нитриды присутствуют в специальных сталях, имеющих в своем составе элементы с высоким химическим сродством к азоту. По минералогическому составу кислородные включения делят на следующие основные группы: 1) свободные оксиды –  $\text{FeO}$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$  (кварц),  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (корунд) и др.; 2) шпинели – сложные оксиды, образованные двух- и трехвалентными металлами типа  $\text{Me}^{2+} \cdot \text{Me}^{+3} \cdot \text{O}_2^{2-}$ , ферриты, хромиты, алюминаты, например  $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$  – магнетит,  $\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$  – хромит,  $\text{FeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$  – герценит; 3) силикаты, присутствующие в стали в виде стекол, образованных чистым  $\text{SiO}_2$  или  $\text{SiO}_2$  с примесями в нем оксидов железа, марганца, хрома, алюминия, вольфрама, а также кристаллических силикатов (орто- и метасиликатов) типа  $\text{Me}_2\text{SiO}_4$  и  $\text{MeO} \cdot \text{SiO}_2$  ( $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$  – фаялит,  $\text{Mn}_2\text{SiO}_4$  – тефроит,  $(\text{Fe}, \text{Mg})_2\text{SiO}_4$  – оливин,  $\text{Ca}(\text{Fe}, \text{Mg})\text{SiO}_4$  – железистый монтichelлит,  $\text{MnO} \cdot \text{SiO}_2$  – родонит и др.). Силикаты составляют самую большую группу неметаллических включений. В жидкой стали неметаллические включения находятся в твердом или жидком состоянии в зависимости от их температуры плавления (табл. 4.1). По стойкости неметаллические включения разделяют на устойчивые и неустойчивые. К неустойчивым относятся включения, которые растворяются в разбавленных кислотах не более 10 %-ной концентрации. Неустойчивыми являются сульфиды и оксиды железа и марганца, мелкие включения нитридов алюминия и др. Наиболее устойчивые включения – кварц  $\text{SiO}_2$ , корунд  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , оксиды  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{ZrO}_2$  и др., ряд шпинелей и нитридов, в том числе крупные включения нитрида алюминия, а также некоторые сульфиды и оксисульфиды РЗМ. В связи с тем, что газовые включения в стали также являются неметаллическими, включения типа оксидов и сульфидов иногда называют **шлаковыми**.

Таблица 2.3

Температура плавления и плотность неметаллических включений

Включе- ние	Температу- ра плавлени- я, С°	Плот- ность при 20 °С, г/см <sup>3</sup>	Включение	Темпера- тура плавлени- я, С°	Плотность при 20 °С, г/см <sup>3</sup>
Оксиды:			Силикаты железа (>40% SiO <sub>2</sub> )	1380–1700	2,3–4,0
FeO	1369	5,8	Силикаты марганца (15 - 50% SiO <sub>2</sub> )	1210–1600	4,0–5,0
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1560	5,1–5,2	Силикат глинозема Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> · SiO <sub>2</sub> (< 10% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	1546	3,05
MnO	1785	5,5	Сульфиды:		
SiO <sub>2</sub>	1710	2,2–2,6	FeS	1195	4,5–4,9
MgO	2800	3,5–3,7	MnS	1530	3,8–4,0
TiO <sub>2</sub>	1825	4,2	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1100	-
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2050	4,0	Нитриды:		
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2280	5,0	VN	2000	5,47–5,97
ZrO <sub>2</sub>	2700	5,75	AlN	2230	-

Окончание таблицы 2.3

Включение	Температура плавления, С°	Плотность при 20 °С, г/см <sup>3</sup>	Включение	Температура плавления, С°	Плотность при 20 °С, г/см <sup>3</sup>
Магнетит FeO·Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1597	4,9–5,9	TiN	2900	5,1–5,4
Ферриты кальция: 2CaO·Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 3 CaO·Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1436 1216	- 4,68	BN	3000	-
Ортосиликат железа Fe <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>	1205	4,35	ZrN	2900	6,93–7,10
Ортосиликат марганца Mn <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>	1327	3,95–4,12	Фосфиды:		
Метасиликат марганца MnO SiO <sub>2</sub>	1270	3,58–3,70	Fe <sub>2</sub> P	1153	6,74–7,13
Силикаты железа (<40 % SiO <sub>2</sub> )	1180–1380	4,0–5,8	Mn <sub>5</sub> P <sub>2</sub>	1365	-

По размеру включения разделяют на следующие виды:

1) микровключения, обнаруживаемые на шлифе лишь под микроскопом при увеличении не менее 50 (обычно применяют увеличения от  $\times 100$  до  $\times 600$ , а в некоторых случаях до  $\times 1000$  и даже  $\times 1500$ );

2) макровключения, которые различаются в изломе или на поверхности стали (лучше полированной) невооруженным глазом или при незначительном увеличении (при помощи лупы).

При металлографическом контроле имеется возможность установить характер расположения включений в металле. Контролер качества металла фиксирует в паспорте плавки наличие включений глобулярной формы, строчечных включений и т. д. В сталь могут попадать включения: 1) содержащиеся в шихтовых материалах – чугуна и скрапе; 2) перешедшие в металл в результате механического воздействия («вымывания») металла на огнеупорную футеровку печи, желоба, ковша и т. п.; 3) образовавшиеся в результате протекания технологических процессов: взаимодействия металла со шлаком (например, перехода кислорода или серы из шлака в металл); введения в металл раскислителей или легирующих элементов; выделения из металла при кристаллизации стали вследствие уменьшения их растворимости при понижении температуры. Практика показывает, что последняя причина в большинстве случаев является основной. Лишь в некоторых случаях (при плохом состоянии футеровки агрегата или отсутствии контроля за состоянием футеровки ковша, желоба и т. д.) доля внесенных таким образом включений становится заметной; эти включения можно легко отличить под микроскопом по их относительно большим размерам и виду. Включений, вносимых шихтой, обычно немного, и они сравнительно легко удаляются в первые периоды плавки. Неметаллические включения, образующиеся в результате реакций, протекающих в жидком или затвердевающем металле, называют природными или *эндогенными*; случайные, посторонние включения называют *экзогенными*. Строгое соблюдение правил ухода за футеровкой, и правильная технология ведения плавки обеспечивают получение металла с незначительным количеством включений, гарантируют изменение в желательном направлении состава включений, а также успешное удаление образовавшихся включений в шлак. Обычно в стали массовое содержание включений составляет 0,01 – 0,02 %, причем их количество и состав определяются типом процесса, качеством шихтовых материалов и принятой технологией производства.

## 2.5. Удаление неметаллических включений

Наряду с однородностью состава и минимального содержания вредных примесей основной качественной характеристикой стали является степень её чистоты по неметаллическим включениям. Известно много случаев, когда металл с одинаковым химическим составом и одинаковой структурой значительно различается по некоторым механическим показателям и эксплуатационным свойствам. Часто такие отклонения связывают с содержанием серы, кислорода и газов, однако в действительности определяющими факторами оказывается количество, раз-

мер и распределение неметаллических включений.

Наблюдаемые в готовой стали неметаллические включения различны по составу и формируются в различное время. Часть их, т.е. первичные включения, образуются в жидкой стали при её раскислении, другие – при охлаждении стали до точки ликвидуса при разливке (вторичные включения и, наконец, значительная часть – при кристаллизации слитка (третичные включения). При обработке стали на выпуске и в ковше можно удалить лишь первичные включения, представляющие собой оксиды элементов раскислителей. Остальные включения: сульфиды, окисульфиды, нитриды и карбонитриды многих элементов – формируются позже.

Здесь мы рассмотрим условия и механизмы удаления из расплава первичных включений.

Представление о количестве и размерах оксидных включений в раскисленной кремнием углеродистой стали дает таблица 2.3, где приведены результаты исследования нескольких десятков 1-тонных слитков.

Таблица 2.4

*Количество и размеры окисных включений в раскисленной кремнием углеродистой стали*

d, мкм	3 – 10	10 – 20	20 – 30	30 – 40	60 – 80	100
N, шт.	$3 \cdot 10^{11}$	$2,5 \cdot 10^{10}$	$2,4 \cdot 10^9$	$4,5 \cdot 10^8$	$1 \cdot 10^7$	$0,5 \cdot 10^6$

Общее число (N) оксидных включений различного диаметра в 1-тонном слитке

Характерно, что с увеличением размеров включений количество их быстро уменьшается. Так, включения размерами 30–40 мкм встречаются в 700 раз реже мелких включений  $d = 3–10$  мкм. Очень редко встречаются включения-великаны с размерами 60–80 мкм – одно на 30000 мелких включений. Следует иметь ввиду, что, помимо зафиксированных включений, в металле имеется огромное число включений, обнаруживаемых только электронным микроскопом: оптическим металлографическим микроскопом включения менее 0,1 мкм обнаруживаются трудно. Металл, по существу, представляет собой коллоидную систему с относительно небольшим количеством крупных частиц, но эти частицы и представляют потенциальную угрозу прочностным свойствам стали.

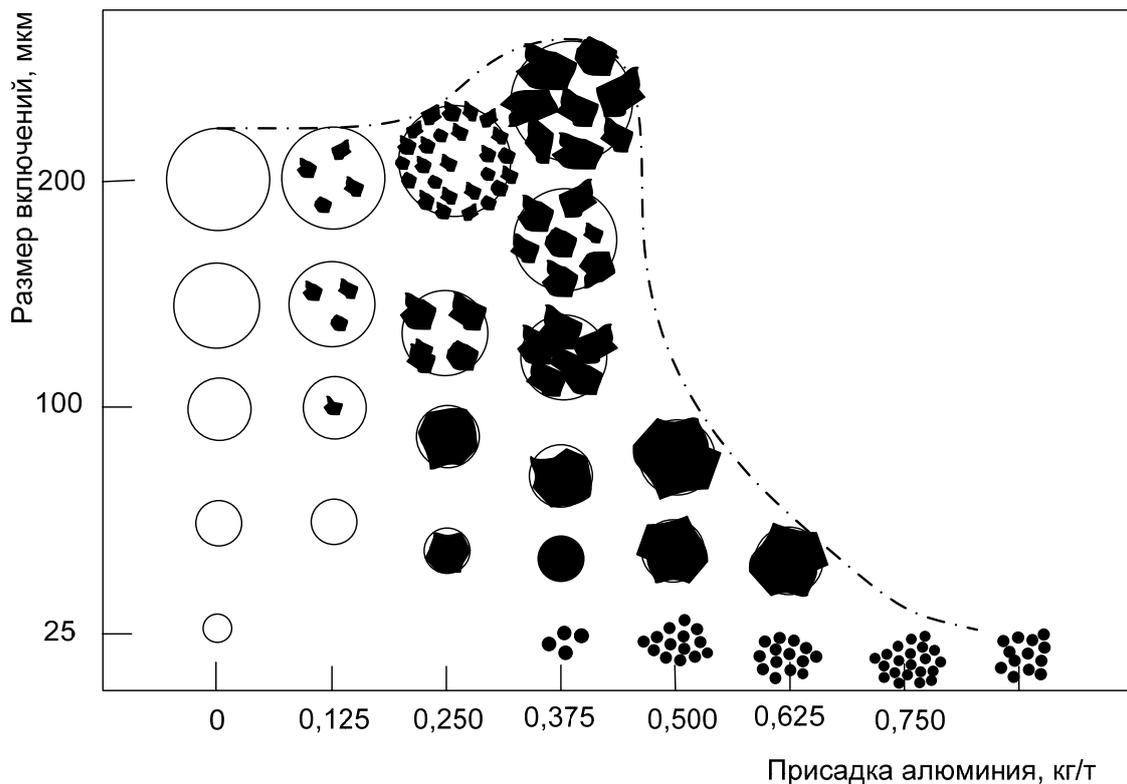
Не все включения ухудшают эксплуатационные свойства. Многие

зависит от назначения металла. Например, включения даже 100 мкм для толстолистовой стали не столь опасны, как включения 10 мкм для стали, предназначенной для производства проволоки или шарикоподшипников. Для каждой марки стали существует некий критический размер включений (к сожалению, в настоящее время точно не определяемый), разделяющий безвредные и потенциально опасные. Технология раскисления и внепечного рафинирования должна быть такой, чтобы в металле оставались только не опасные (как правило – мелкие) включения. Образующиеся при раскислении марганцем, кремнием и алюминием первичные включения имеют различный состав и размеры. Условно их можно разделить на две группы.

1. Оксидные включения – прежде всего глинозем  $Al_2O_3$ . К этому типу относятся и встречающиеся в легированных сталях оксиды титана, циркония и редкоземельных элементов – церия и лантана. Все они тугоплавки, в расплаве же твёрдого металла находятся в виде отдельных кристаллов и групп (роев).

2. Силикатные включения. Представляют собой гомогенную систему из силикатов железа и марганца ( $FeO \cdot SiO_2 + MnO \cdot SiO_2$ ), а также силикатов щелочноземельных и редкоземельных элементов. Часто, в зависимости от состава, включения легкоплавки, поэтому при температурах стали в ковше и в печи находятся в жидком состоянии. Силикатные включения образуются при раскислении углеродистых сталей кремнием марганцем. Но, поскольку в расплаве всегда имеется алюминий, он вносится ферросплавами и вводится специально в качестве раскислителя, то «чистые» силикаты встречаются редко. При малых количествах алюминия они представляют собой крупные включения с марганцовисто-алюмосиликатной матрицей ( $MnO \cdot Al_2O_3 + MnO \cdot SiO_2$ ) с кристаллами  $Al_2O_3$ . По мере увеличения расхода алюминия объёмная доля кристаллов  $Al_2O_3$  повышается. На рисунке 2.7 показано влияние расхода алюминия на морфологию и размеры силикатных включений. При расходе алюминия менее 0,3–0,4 кг/т силикатные включения могут быть крупными и мелкими. При расходе не более 0,5 кг/т (0,05 %) происходит резкое измельчение включений, и они представляют теперь собой корунд  $Al_2O_3$ . Крутой спуск пунктирной огибающей часто ассоциируется с уменьшением количества включений. Но диаграмма показывает лишь изменение величины и состава включений. Различные варианты раскисления кремнием, марганцем и алюминием каких-либо двух массивов жидкой стали и одинаковым исходным содержанием кислорода не изменяют общего объёма включений, изменяется только соотношение отдельных видов включений. Это видно на рисунке 2.8, где приведены результаты исследования загрязнённости углеродистой проволочной ста-

ли при различных соотношениях вводимых для раскисления кремния и алюминия. С увеличением расхода алюминия от 0 до 0,8 кг/т резко возрастает объёмная доля оксидных включений: с 0,0032 до 0,0330 %, причём при расходах алюминия свыше 0,5 кг/т доля  $Al_2O_3$  в них составляла 84–91 %. Одновременно уменьшается содержание силикатных включений (с 0,0400 до 0,0006 %) и их размер. Количество включений размером более 9 мкм понижается с 21 % до 7 % от общего (рисунок 2.8, б). Ну а поскольку возросло количество мелких включений, то и возросло количество включений на  $1 \text{ мм}^2$  поверхности шлифа (рисунок 2.8, б).



*Рис. 2.7. Изменение морфологии силикатных включений в зависимости от расхода алюминия*

Таким образом, при обычном расходе алюминия первичные продукты раскисления представляют собой преимущественно мелкие частицы глинозема и относительно небольшое количество крупных силикатов. Подавляющее число неметаллических включений имеет плотность меньшую, чем жидкая сталь (таблица 2.4). Исключение составляют лишь включения, образующиеся при раскислении редкоземельными элементами, которые имеют почти такую же плотность, как и жидкий металл. Вследствие этой разности включения должны всплывать, асси-

милироваться шлаком.

Для оценки скорости всплывания твёрдых и силикатных включений размерами менее 100 мкм часто применяют формулу Стокса, которая, строго говоря, применима только для твёрдых шарообразных, идеальных, смачиваемых металлом включений в неподвижном расплаве:

$$w = \frac{2}{9} \frac{(\rho_M - \rho_{\hat{A}}) g r^2}{\mu},$$

где  $\rho_M$  и  $\rho_{\hat{A}}$  – плотность металла и включений, кг/м<sup>3</sup>;  $\mu$  – динамическая вязкость металла, Н с/м<sup>3</sup>;  $r$  – эквивалентный диаметр частицы, м.

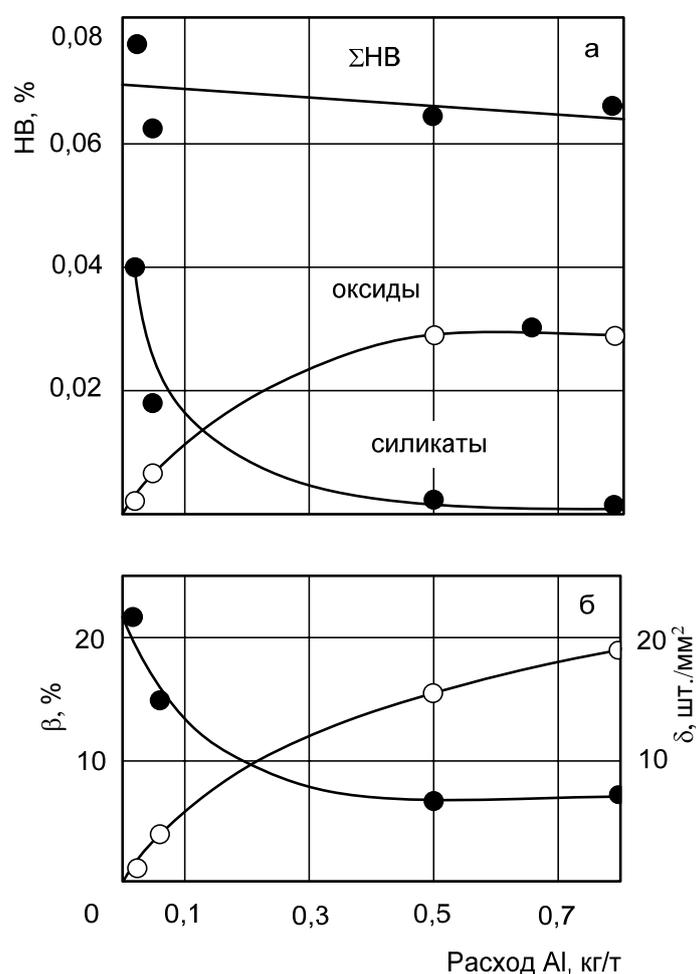


Рис. 2.8. Влияние присадок алюминия на неметаллические включения: А – соотношение оксидов и силикатов в общем количестве неметаллических включений (АВ); Б – доля силикатных включений (В) более 9 мкм и количество включений на 1 мм<sup>2</sup> поверхности шлифа

Расчёты показывают, что скорость частицы глинозема размером

10 мкм составляет 0,003 см/с; размером 50 мкм – 0,075 см/с. Скорость всплывания включений очень мала.

В реальных условиях перенос включений в жидкой стали к ассимилирующему их шлаку происходит газовыми пузырьками и восходящими потоками расплава. Некоторая часть включений, судя по результатам некоторых экспериментов, осаждаются на поверхности футеровки ковша.

Таблица 2.4

*Некоторые физические свойства продуктов раскисления стали*

Состав включений	Температура плавления, °С	Плотность при 20 °С, кг/м <sup>3</sup>
Глинозём (корунд)	2050	4000
Окись титана	1825	4200
Окись циркония	2700	5750
Окись церия	1690	6870
Окись лантана	2250	6560
Силикаты железа	1180 – 1380	4000 – 5800
Силикаты железа	1380 – 1700	2300 – 4000
Силикаты марганца	2110 – 1600	4000 – 5000
Силикаты глинозема	1545	3050

Перенос пузырьками газа неметаллических включений обусловлен общим свойством не смачиваемых жидкостью твёрдых частиц прилипать, к находящимся в жидкости пузырькам газа. Это явление широко используется для обогащения полезных ископаемых (обогащение флотацией), и основные закономерности этого явления хорошо изучены. Некоторые из них применимы к процессам флотирования неметаллических включений.

### 2.5.1. Термодинамические условия закрепления частиц на пузырьке

Из второго закона термодинамики следует, что переход системы из одного состояния в другое происходит самопроизвольно, если в результате такого перехода свободная энергия системы уменьшается. Чем больше разница в величине свободной энергии в сравниваемых состояниях, тем вероятнее переход в состояние с малой энергией.

Рассмотрим изменение свободной энергии при элементарном акте флотации.

Введем следующие обозначения (рисунок 2.9):  $E_1$  и  $E_2$  – суммарная поверхностная энергия системы в состояниях «1» и «2», Дж;  $S_{гж}$  и  $S'_{гж}$  – площади поверхности раздела газ–жидкость в состояниях соответственно «1» и «2»,  $m^2$ ;  $S'_{гт}$  – площади в поверхности раздела жидкость–твердое в состояниях «2» системы;  $\sigma_{гж}$ ,  $\sigma_{жт}$ ,  $\sigma_{гт}$  – удельные поверхностные энергии, Дж/ $m^2$ .

Тогда

$$E_1 = \sigma_{гж} \times S_{гж} + \sigma_{жт} \times S_{жт}, \quad (2.19)$$

$$E_2 = \sigma'_{гж} \times S'_{гж} + \sigma_{жт} S'_{жт} + \sigma_{гт} \times S'_{гт}, \quad (2.20)$$

изменение поверхностной энергии при переходе в состояние «2»

$$E_1 - E_2 = \sigma_{гж} (S_{гж} - S'_{гж}) + \sigma_{жт} (S_{жт} - S'_{жт}) - \sigma_{гт} \times S'_{гт}, \quad (2.21)$$

Из рисунка 2.9 видно, что  $S_{гж} - S'_{гж} = S'_{гт}$ .

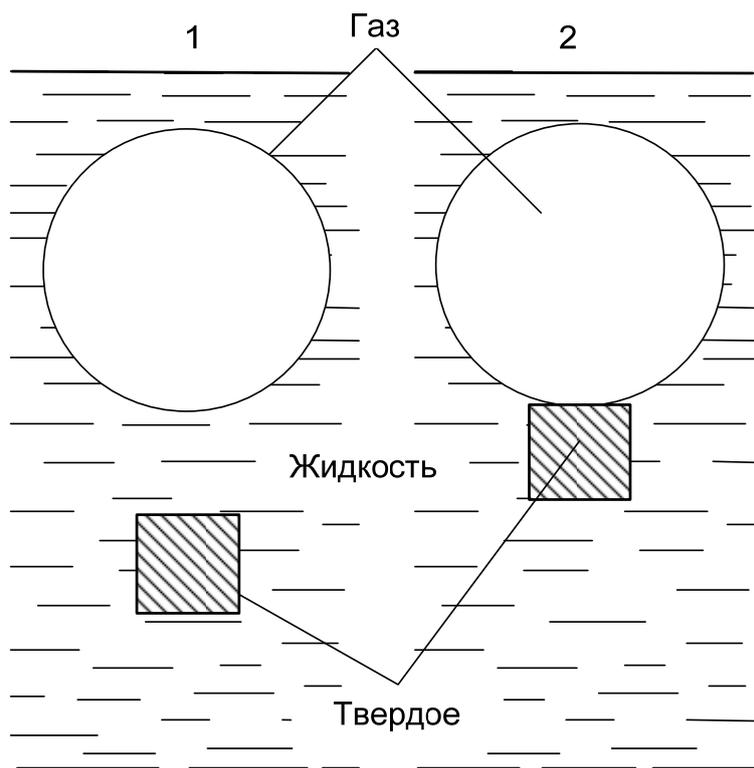


Рис. 2.9. Сравнение поверхностной свободной энергии системы до и после закрепления частицы на пузырьке

Это равенство не вполне точно, так как при закреплении частицы пузырек деформируется. Однако если размер частицы мал по сравне-

нию с пузырьком (что имеет место при флотации), то деформация мала и равенство становится достаточно точным. Из рисунка 2.9 также видно, что  $S_{жт} - S'_{жт} = S'_{гт}$ .

Это равенство вполне точно, так как твёрдая частица при закреплении на пузырьке не деформируется. Подставив найденные значения разностей в (2.21), после простейших преобразований получаем:

$$E_1 - E_2 = S'_{гт} (\sigma_{гж} + \sigma_{жт} - \sigma_{гт}), \quad (2.22)$$

$$F = \frac{E_1 - E_2}{S'_{гт}} = \sigma_{гж} + \sigma_{жт} - \sigma_{гт}. \quad (2.23)$$

Как видно из этого равенства, если  $F < 0$ , то  $E_1 > E_2$ , то система из состояния «1» перейдёт в состояние «2», то есть при соприкосновении частицы с поверхностью раздела газ–жидкость должно произойти её закрепление. Чем больше значение  $F$ , тем вероятнее закрепление – флотация. Если  $F < 0$ , то закрепление невозможно.

Известно, что

$\sigma_{гт} = \sigma_{жт} + \sigma_{гж} \cdot \cos \theta$  или  $\sigma_{жт} = \sigma_{гт} + \sigma_{гж} \cdot \cos \theta$ , где  $\theta$  – краевой угол смачиваемости. Подставив значение разности в формулу (2.23), получим:

$$F = \sigma_{гж} - \sigma_{гж} \cdot \cos \theta = \sigma_{гж} (1 - \cos \theta). \quad (2.24)$$

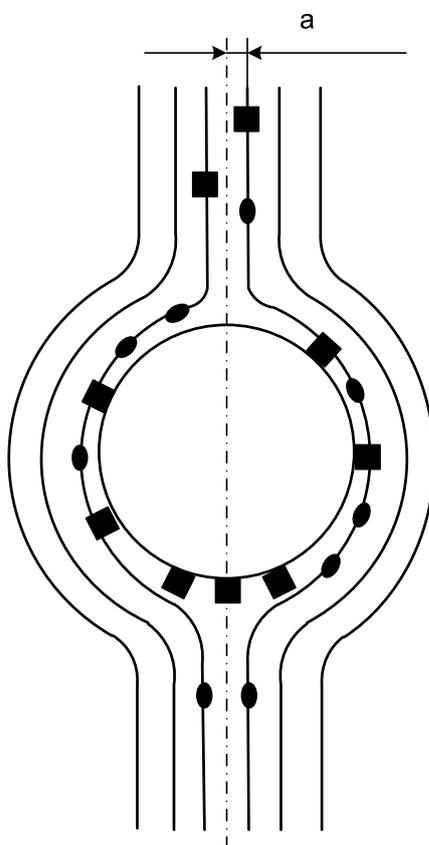
Из (2.24) следует: чем больше краевой угол, тем выше показатель флотации. Краевой угол смачивания всех неметаллических включений в стали более  $90^\circ$ . Таким образом, с позиции термодинамики условия флотации включений при продувке стали нейтральным газом благоприятны.

Механизм процесса флотации сложен и основательно изучен применительно к флотационным методам обогащения полезных ископаемых. Несмотря на некоторые отличия систем металл–включение и пульпы с минералами (в первой – твёрдые частицы имеют плотность меньшую, чем плотность жидкости, во второй системе – наоборот; в первой твёрдые частицы на два–три порядка мельче, чем во второй), некоторые выводы теории и практики флотационного обогащения могут быть применены к процессу флотационного рафинирования стали в ковше.

Степень флотирруемости зависит от размеров частиц. У малых частиц мала вероятность встречи с поверхностью пузырька. При обтекании пузырька потоком расплава очень мелкие включения относятся потоком от поверхности пузырька. На рисунке 2.10 показаны линии об-

текания вокруг поднимающегося пузырька газа. Траектории крупных и мелких частиц относительно пузырька совпадают с линиями обтекания пузырька, но мелкие частицы, находящиеся на расстоянии от пузырька, не коснутся его поверхности и будут унесены потоком в объём расплава. Находящиеся же на таком расстоянии крупные включения коснутся поверхности пузырька, сработает механизм прилипания, термодинамика которого была рассмотрена выше, и частицы под действием омывающего пузырь потока будут скользить по поверхности пузырька к корме и здесь скапливаться. При прохождении пузырька через шлаковый слой включения ассимилируются шлаковым расплавом.

Изображенная на рисунке 2.10 схема обтекания пузыря жидкостью удобна для объяснения влияния размеров частиц на их флотирование, но она не реальна.



*Рис. 2.10. Траектория движения частиц разной крупности относительно пузырька*

Как известно, всплывающие пузырьки не шарообразны, за кормой каждого пузырька образуется зона турбулентности. При большой интенсивности подачи газа турбулентные потоки (вихри) могут оказаться настолько мощными, что сосредоточенные здесь неметаллические включения могут быть сорваны с поверхности пузырька и вновь унесе-

ны в расплав. Удаление включений не происходит. Неэффективность продувки в этом случае часто объясняют замешиванием потоками металла покровного шлака. Вероятно, это верно, и явление отрыва включений от пузырьков играет, по-видимому, не последнюю роль. Для предотвращения отрыва включений (или замешивания шлака в металле) часто рекомендуют за несколько минут до окончания продувки уменьшать интенсивность продувки.

Включения из глубины ковша переносятся к шлаку также конвективными потоками и, прежде всего, вынужденными конвективными потоками, возникающими при продувке ванны газом или при электромагнитном перемешивании. При продувке восходящий газожидкостный поток выносит включения из объёма ковша и далее несёт их вдоль поверхности раздела металл–покровный шлак. Ассимилироваться шлаком могут лишь те включения, которые непосредственно контактируют с поверхностью шлака. Остальные включения вновь уносятся в объём ковша. В процессе многократной циркуляции эти включения имеют определенный шанс оказаться у границы раздела и поглотиться шлаком.

Переход в шлак коснувшегося его неметаллического включения термодинамически неотвратим. Это можно показать на простейшей модели перехода (рисунок 2.11). Примем включение шарообразным, площадь его поверхности равна  $S_1$ , удельная поверхностная энергия на границе включения металла равна  $\sigma_{\text{вм}}$ , на границе включения шлак  $\sigma_{\text{вш}}$  гравитацией пренебрегаем.

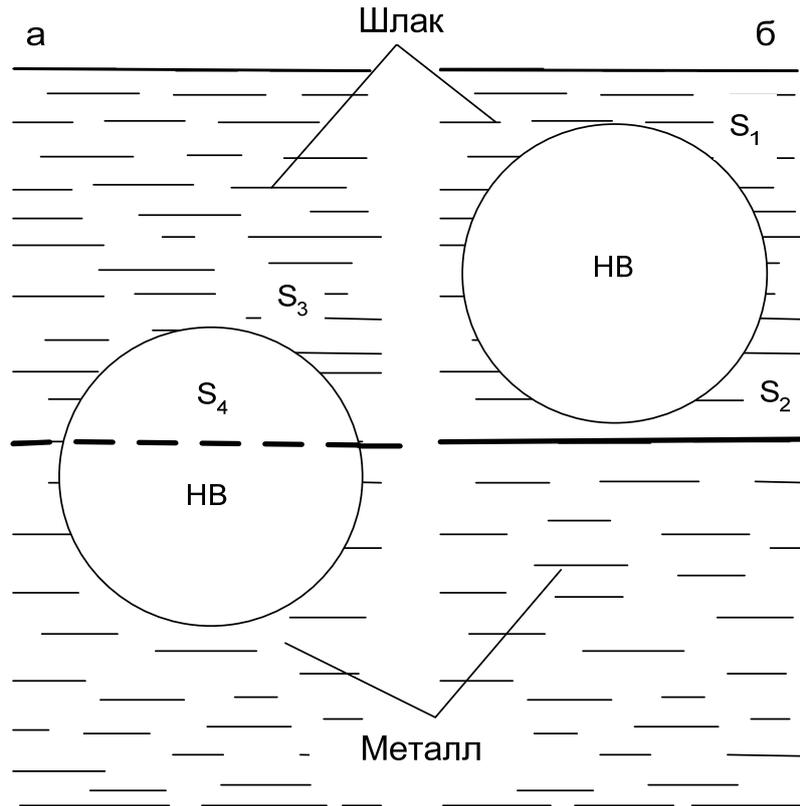


Рис. 2.11. Переход неметаллического включения из металла в шлак  
(пояснения в тексте)

За начальный момент принимаем ситуацию, изображенную на рисунке 2.11, а, – включение своей верхней частью, куполом, соприкоснулось со шлаком. Конечный момент – включение полностью перешло в шлак (рисунок 2.11, б). Определим условия, когда этот процесс идет самопроизвольно, без подвода энергии (работы) извне.

В соответствии со вторым законом термодинамики это означает, что процесс совершился за счёт уменьшения свободной поверхностной энергии,  $E_2 < E_1$ . Свободная поверхностная энергия в начальный момент равна

$$E_1 = S_3 \sigma_{\text{вш}} + (S_1 - S_3) \sigma_{\text{вм}} + (S_2 - S_4) \sigma_{\text{мш}}, \quad (2.25)$$

где  $S_3$  – площадь контакта купола включений со шлаком;

$S_4$  – площадь разрыва поверхности металл-шлак куполом включения.

После завершения процесса

$$E_2 = S_1 \sigma_{\text{вш}} + S_2 \sigma_{\text{мш}}, \quad (2.26)$$

Тогда условие самопроизвольного процесса принимает вид

$$S_3\sigma_{\text{вш}} + (S_1 - S_3)\sigma_{\text{вм}} + (S_2 - S_4)\sigma_{\text{мш}} > S_1\sigma_{\text{вш}} + S_2\sigma_{\text{мш}}, \quad (2.27)$$

После приведения подобных и деления обеих частей неравенства на произведение  $(S_1 - S_3) \cdot S_4$  получим

$$-\frac{S_4}{S_1 - S_3} > \frac{\sigma_{\text{вш}} - \sigma_{\text{вм}}}{\sigma_{\text{мш}}},$$

или

$$\frac{S_4}{S_3 - S_1} > \frac{\sigma_{\text{вш}} - \sigma_{\text{вм}}}{\sigma_{\text{мш}}},$$

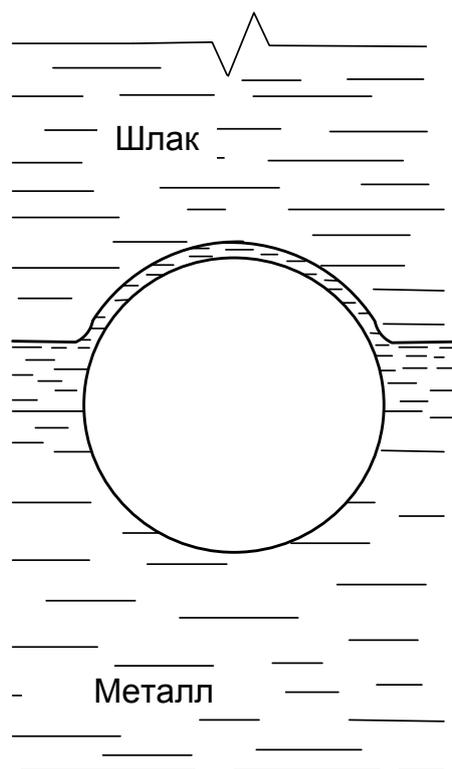
поскольку  $S_3 < S_1$ , левая часть неравенства всегда отрицательная и при произвольном процессе

$$\sigma_{\text{вш}} - \sigma_{\text{вм}} < 0.$$

Таким образом, переход неметаллического включения в шлак идёт самопроизвольно, если  $\sigma_{\text{вм}} > \sigma_{\text{вш}}$ . В реальных металлургических системах это условие соблюдается всегда, так как включение в шлаке растворяется и, следовательно,  $\sigma_{\text{вш}} \rightarrow 0$ .

С термодинамической точки зрения ассимиляция включений шлаком в реальных металлургических системах не вызывает сомнений, но механизм перехода раздела металлической и шлаковой фаз вносит в этот процесс серьёзные коррективы. Прежде чем пропустить включение сквозь себя, граница раздела прогибается, между включением и границей образуется тонкая плёнка металла (рисунок 2.12). В условиях, когда краевые углы смачивания систем включение–металл и шлак–металл превышают  $90^\circ$ , в этой плёнке появляется расклинивающее давление, препятствующее прямому контакту включения и шлака.

Расчёты расклинивающего давления сложны. Они включают ряд характеристик, которые для металлических систем (жидкий металл–включение) неизвестны. Для низкотемпературных жидкостей толщина плёнки составляет порядка  $0,1\text{--}0,01$  мкм, величина расклинивающего давления доходит до  $1 \cdot 10^4$  Па ( $\sim 0,1$  атм.). Таким образом, переход включениями границы раздела фаз связан с преодолением энергетического барьера. При достаточно большой подъёмной силе, действующей на включение, плёнка разрывается и включение «прорывается» к шлаку. Далее происходит беспрепятственный переход включения в шлак и его растворение.



*Рис. 2.12. Деформация границы раздела при переходе неметаллического включения в шлак*

Уровень наших знаний позволяет пока лишь качественно характеризовать основные закономерности механизма перехода включений, в шлаковую фазу.

Тугоплавкие кристаллические включения (и подобные им) удаляются лучше, чем силикатные. В первом случае металлическая плёнка «прокалывается» без предварительной деформации поверхности раздела, и включение сразу переходит в шлак.

Силикатные включения, лучше смачиваемые металлом, переходят в шлак медленней.

Включения большего размера удаляются более полно, чем мелкие. С увеличением интенсивности перемешивания частота «прилипания» частиц к граница раздела возрастает. При чрезмерно большой интенсивности перемешивания потоки металла отрывают частицы от поверхности раздела и уносят их в расплав. Выбор оптимальной мощности перемешивания в каждом конкретном случае производится опытным путём.

В присутствии шлаков с повышенным содержанием  $Al_2O_3$ , и  $CaO$  вследствие большей величины  $\sigma_{\text{мш}}$  (меньшей работы адгезии) закрепле-

ние и переход границы раздела неметаллическими включениями облегчается.

В настоящее время накоплен опыт продувки стали нейтральными газами. Практические данные свидетельствуют, что при удачном режиме продувки и правильно подобранном составе шлаков удастся понизить содержание кислорода в раскисленном металле на 40–60 % (напомним, что содержание кислорода в стали, определяется методом вакуум-плавания. При этом способе определяется содержание не только растворенного кислорода, но и кислорода неметаллических включений.

В заключение, в качестве иллюстрации, приведём результаты исследования влияния продувки аргоном в ковше на степень загрязнённости стали неметаллическими включениями (рисунок 2.13). В металле плавки без продувки обнаружено довольно значительное количество включений с размерами до 40 мкм. Чаще встречаются включения диаметром около 20 мкм. В отличие от этих плавки, в образцах металла после продувки максимальный размер включений не превышает 20 мкм, около 50 % всех обнаруженных включений имеет размеры примерно 7 мкм.

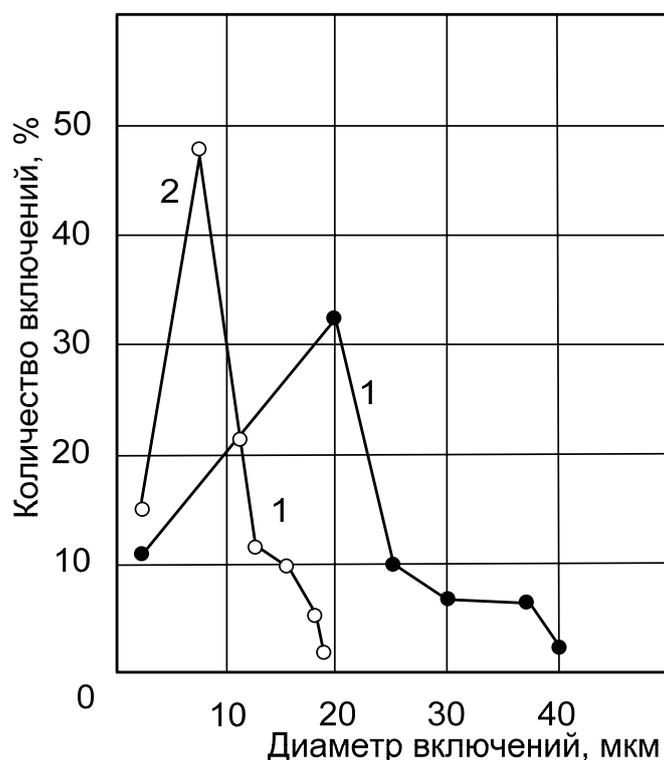


Рис. 2.13. Распределение неметаллических включений по размерам:  
1 – без продувки аргоном; 2 – с продувкой

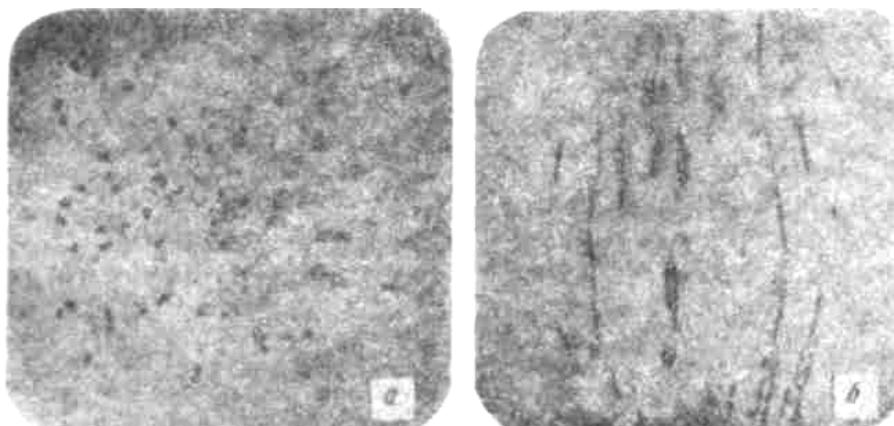
## 2.6. Влияние газов и включений на свойства стали

Газы и неметаллические включения, как правило, отрицательно влияют на качество металла. С вредным влиянием газов связаны такие дефекты, как подкорковые и внутренние пузыри (рис. 2.14), осевая пористость, пятнистая (или газовая) ликвация (рис. 2.15), волосовины, флокены (рис. 2.16) и др. С вредным влиянием неметаллических включений связаны такие дефекты, как точечная и точечно-пятнистая неоднородность, загрязнения и волосовины (рис. 2.17, 2.18), шиферный излом, камневидный излом и др. Многие дефекты связаны одновременно с присутствием и газов, и неметаллических включений, причем число и размеры дефектов возрастают при содержании в стали вредных примесей (сера, фосфор и др.), снижающих температуру плавления сплава.



*Рис. 2. 14. Внутренние и подкорковые пузыри в подголовном темпете слитка*

Это связано с развитием ликвационных явлений при кристаллизации слитка. Как известно, затвердевание сталей и сплавов происходит в некотором интервале температур (интервале затвердевания).

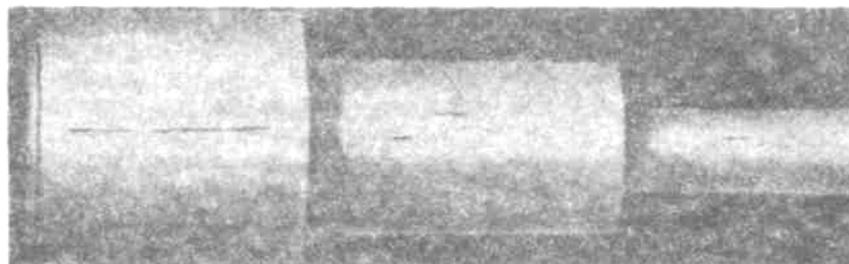


*Рис. 2.15. Пятнистая ликвация на макрошлифах деформированного металла: а – поперечный макрошлиф стали 35ХЮА; б – продольный макрошлиф стали 45ХНМФ*



*Рис. 2.16. Флокены в изломе поковки из стали 40ХНМА*

Вначале затвердевают оси дендритов состава, имеющего более высокую температуру затвердевания; на заключительной стадии затвердевания в незакристаллизовавшихся участках остается жидкость, обогащенная легкоплавкими примесями. Эта жидкость затвердевает в последнюю очередь. В этот момент в слитке формируется определенное дополнительное количество неметаллических включений. В момент окончательного затвердевания из стали выделяется вследствие снижения растворимости некоторое количество газов. В связи с уменьшением растворимости газов при понижении температуры, особенно при переходе из жидкого в твердое состояние при кристаллизации слитка или отливки,



*Рис. 2.17. Пруток, в котором после ступенчатой обточки обнаружены волосовины*

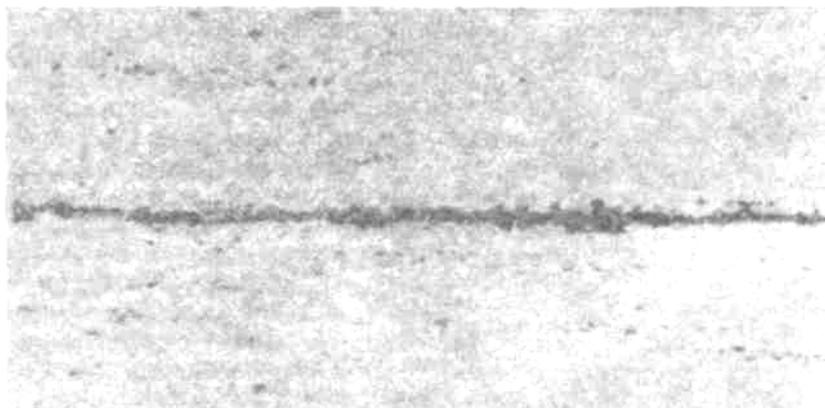


Рис.2.18. Неметаллические включения в зоне волосовины  
(микрошлиф стали 12X18H9T).  $\times 100$

сталь, содержащая большое количество газов, получается пузыристой, с низкими механическими свойствами и непригодной к использованию. Повышенные концентрации кислорода в спокойной стали могут вызвать образование пузырей вследствие реакций с углеродом  $[O] + [C] = CO_{г}$ . Кроме того, при высоких концентрациях кислорода в стали образуются значительные количества легкоплавких оксидных и оксисульфидных включений, застывающих по границам зерен, в результате чего понижается прочность металла при высоких температурах (**красноломкость**). Азот понижает пластические свойства стали, повышает хрупкость при низких температурах (**хладноломкость**), склонность стали к старению. Водород является причиной образования ряда дефектов стали (флокенов и т. д.). Эти дефекты связаны с выделением при застывании растворенного в металле атомарного водорода (в основном при температуре превращения  $\gamma \rightarrow \alpha$ ) и его молизацией, в результате чего давление выделившихся молекул  $H_2$  оказывается настолько высоким, что сплошность металла нарушается и в нем образуются видимые невооруженным глазом трещины.

Выделение молекулярного водорода (и последующее разрушение сплошности металла) происходит в местах скопления неметаллических включений, микропор, ликватов и т. д. Ряд исследователей считают, что этот процесс выделения водорода в углеродистой стали сопровождается образованием метана:  $Fe_3C + 4 [H] \rightarrow CH_{4(г)} + 3Fe$ . На практике используют способность водорода интенсивно диффундировать, особенно при повышенных температурах. Флокеночувствительные стали подвергают замедленному охлаждению (обычно после прокатки на обжимных станах и порезки на мерные длины); стальные заготовки часами (иногда сутками) находятся в специальных пролетах в емкостях (ямах), где шта-

беля металла, засыпанные слоем изолирующего щебня, медленно охлаждаются, а растворенный водород диффундирует к поверхности заготовки и удаляется. Однако снизить до безопасного уровня содержание водорода таким способом удастся далеко не всегда (особенно при отливке крупных слитков), поэтому для качественной стали такие операции, как обработка вакуумом или продувка инертным газом, являются обязательными. Обработка металла вакуумом во многих случаях позволяет вообще отказаться от дорогостоящей противоблоксной обработки замедленным охлаждением. Повышенные содержания газов в стали вызывают не только понижение механических свойств стали, но и непостоянство механических свойств образцов металла, взятых из различных участков слитка; «пятнистую» ликвацию; трещины, расположенные внутри заготовки и обнаруживаемые при ступенчатой обточке (так называемые волосовины); дефектные виды излома и т. д.

Некоторое количество растворенных в металле газов при кристаллизации выделяется в виде пузырей, часть которых остается в слитке. На межфазной границе металл–газовый пузырь могут концентрироваться неметаллические включения. Этому способствует лучшая смачиваемость включением газовой фазы, чем металла. В результате вокруг газового пузыря обнаруживается повышенная концентрация включений, что особенно заметно ухудшает качество металла. Неметаллические включения ухудшают механические, и другие свойства стали (магнитную проницаемость, электрическую проводимость и т. п.), так как нарушают сплошность металла и образуют полости, в которых концентрируются напряжения. В некоторых случаях (например, при производстве подшипниковой стали) качество металла определяется только количеством и составом неметаллических включений. Хотя отрицательное влияние большого содержания включений известно, очень многое зависит от размеров включений, состава и расположения их в готовом изделии.

Однако небольшое содержание включений в стали еще не является гарантией высокого качества. При общем малом количестве включений в отдельных местах слитка или отливки могут быть скопления включений. Особенно опасными для качества стали являются включения, расположенные по границам зерен в виде тонких пленок. Обычно это легкоплавкие включения оксисульфидов, выделяющихся в жидком виде при кристаллизации стали. Такие включения вызывают ослабление межзеренных связей, особенно при повышении температуры (красноломкость). Большую опасность также представляют включения, имеющие острые грани; обычно это тугоплавкие включения, имеющие температуру плавления выше температуры жидкого металла. Такие вклю-

чения часто являются местом концентрации напряжений в металле и источником начала процесса разрушения изделия. В случае, когда такое включение оказывается на поверхности изделия (шарика в подшипнике, железнодорожного рельса и т. д.), происходит выкрашивание включения с последующим преждевременным выходом изделия из строя.

Включения округлой формы, считающиеся менее вредными, образуются в том случае, если температура плавления их невелика, и они плохо смачиваются металлом. Менее вредны также включения в виде расположенных равномерно по сечению металла субмикроскопических частиц. В некоторых случаях даже принимают специальные меры к тому, чтобы такие очень мелкие включения (например, включения нитридов и карбонитридов в термоупрочняемых сталях) образовались. Такие включения образуются при введении в металл элементов с высоким химическим сродством к таким примесям, как кислород, сера, азот, углерод, в случае получения при этом тугоплавких соединений (введение в отдельных случаях алюминия, РЗМ вольфрама, титана и др.). Большое значение имеет изменение состава и количества включений при кристаллизации и охлаждении слитка. Во время прокатки иликовки форма включений, их размеры и распределение также могут существенно изменяться. Одни включения при кристаллизации могут располагаться по границам зерен, другие внутри зерен, некоторые при обработке давлением дробятся и образуют цепочку, расположенную вдоль оси прокатки, другие вытягиваются, третьи не изменяют своих размеров и т. д.

В результате оказывается, что видимая (под микроскопом) чистота стали по включениям зависит не только от их содержания, но и от степени обжата при прокатке и т. п. На механические свойства металла по-разному влияют различные включения при испытании образцов, вырезанных вдоль (продольные образцы) и поперек (поперечные образцы) оси прокатки. Содержание неметаллических включений особенно заметно влияет на показатели испытаний поперечных образцов. Допустимые пределы содержания газов и неметаллических включений в каждой группе марок сталей определяются соответствующими ГОСТами. ГОСТ определяет также методику отбора проб и методику проведения анализа и контроля.

## Глава 3. Способы вакуумной обработки стали

### 3.1. Современное состояние внепечной обработки стали

В настоящее время используется около пятидесяти способов внепечной обработки стали. Все способы можно разделить на две основные группы: обработка при атмосферном давлении и обработка при пониженном давлении (обработка в вакууме)

Внепечная обработка при атмосферном давлении может проводиться во время выпуска плавки и после выпуска – в ковше. При выпуске плавки можно проводить раскисление металла, легирование и десульфурацию. Возможности обработки металла после выпуска шире: помимо перечисленных выше операций можно гомогенизировать расплав по химическому составу и температуре, получать сталь с узкими пределами содержания ее компонентов, модифицировать неметаллические включения, в ковшах с основной футеровкой возможно понижение содержания серы до уровня 0,001 – 0,003 %. Наконец, сама по себе продувка расплава аргоном, обязательная при рафинировании стали в ковше, приводит к некоторому снижению содержания водорода, азота и кислорода за счет флотации и выноса восходящими потоками металла оксидных включений.

Несколько особняком стоит способ производства коррозионно-стойких сталей методом аргонокислородного рафинирования (АКР).

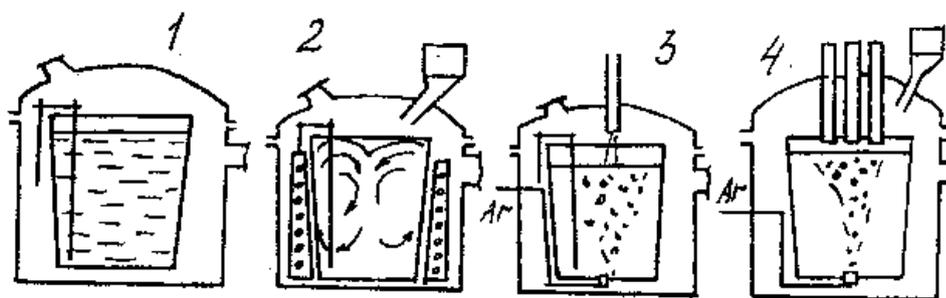
Он заключается в том, что в электропечи выплавляется высокохромистый полупродукт, который после выпуска продувается аргонокислородной газовой смесью в специальном конвертере. Процесс проводится при атмосферном давлении и это, пожалуй, единственное, что позволяет включать его в рассматриваемую группу методов внепечной обработки, так как металлургические процессы АКР существенно отличаются от процессов при остальных внепечных методах рафинирования.

Вторая группа методов внепечной обработки стали – внепечная вакуумная обработка – получила широкое распространение при производстве стали самого различного назначения. На первом этапе развития технологии внепечного вакуумирования основное внимание уделялось снижению содержания водорода в яле, так как уже первые работы по вакуумированию показали возможность понижения содержания водорода до уровня 2 мл/100 г и все. Одновременно была выявлена возможность глубокого раскисления стали углеродом, а это позволяло получить металл менее замененный неметаллическими включениями. В последние годы большое распространение получила вакуумная обработка кипящей стали, особенно для глубокой вытяжки.

К настоящему времени создано множество различных способов обработки стали в вакууме и соответствующих конструкций вакуумных установок, позволяющих рафинировать сталь широкого сортамента.

По конструктивным и технологическим особенностям все они могут быть разделены на три группы: вакуумная обработка в ковше, вакуумная обработка струи металла и вакуумная обработка последовательно поступающих в вакууматор порций металла.

Основные конструктивные варианты установок для вакуумной обработки стали в ковше приведены на рис. 3.1. Во всех вариантах сталеразливочный ковш устанавливается в специальную герметичную металлическую камеру, футерованную огнеупорами и оснащенную оборудованием для проведения требуемых при обработке операций. Воздух и образующиеся при вакуумировании стали газы непрерывно удаляются из камеры системой вакуумных насосов. Иногда применяются конструкции, в которых вакуумная камера отсутствует – ее заменяет плотно прилегающая к борту ковша газоплотная крышка, устанавливаемая после выпуска плавки (рис. 3.2). Вакуумной камерой здесь служит свободный объем между крышкой и поверхностью металла. Такое решение позволяет уменьшить мощность откачивающей системы, но усложняет конструкцию ковша.



*Рис. 3.1. Основные конструктивные и технологические варианты вакуумирования стали в ковше*

На (рис 3.1, 1) изображена схема первых установок для вакуумирования в ковше. Их характерная особенность – отсутствие принудительного перемешивания металла. В результате вакуумировались только верхние, подшлаковые слои расплава, так как снижение давления атмосферы в вакуумной камере из-за металлостатического давления мало сказывается на давлении в глубине ковша, а кипения, наблюдаемого при дегазации верхних слоев, совершенно недостаточно для перемешивания всего объема стали.

Во всех последующих конструкциях установок для вакуумирования в ковше предусматривается принудительное перемешивание металла продувкой нейтральным газом или с помощью электромагнитного перемешивания (ЭМП). В установках такого типа (рис. 3.2) проводится вакуумирование раскисленных и нераскисленных высоко- и малоуглеродистых сталей.



*Рис. 3.2. Вакуумирование в ковше с герметично устанавливаемой крышкой*

Третий вариант вакуумирования в ковше (рис. 3.3) представляет тип установок для окисления углерода газообразным кислородом в условиях вакуума. В этих агрегатах получают сталь, содержащую менее 0,01 % углерода. Выплавить такую сталь в открытых печах невозможно.

Четвёртый вариант на рис. 3.4 представляет установки, позволяющие не только рафинировать металл в условиях вакуума, но и подогреть его при выполнении операций рафинирования. Представленный на рисунке вариант в производственных условиях реализуется по-разному, в том числе и с герметической крышкой ковша.

Вторая группа установок (рис. 3.3) позволяет вакуумировать сталь при переливе из ковша в ковш (рис. 3.3, а), при отливке больших слитков (рис. 3.3, б) и при непрерывной отливке заготовок (рис. 3.3, в). Все варианты характерны одним приемом вакуумной обработки - вакуумированием струи металла, переливающегося из одной емкости в другую, причем вторая емкость и струя находятся в вакууме. В разреженном пространстве струя жидкой стали разрывается на множество капель-брызг. Благодаря сильно развитой поверхности и отсутствию ферростатического давления достигается высокая степень дегазации, а при переливе нераскисленной стали – глубокое раскисление ее углеродом.

В конце перелива в камеру можно вводить легирующие с последующим перемешиванием расплава нейтральным газом, подаваемым через пористую вставку.

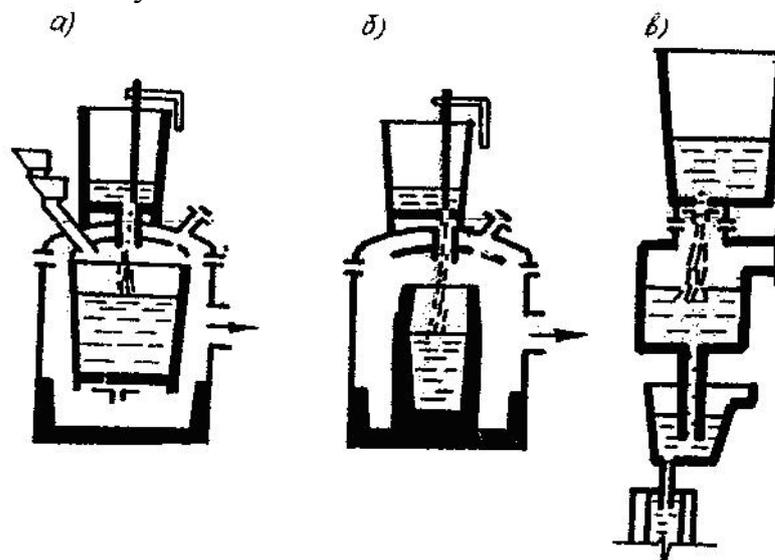


Рис. 3.3. Способы вакуумирования в струе: а - перелив из ковша в ковш; б - отливка слитка; в - поточное вакуумирование

Вакуумирование струи при отливке крупных слитков позволяет отказаться от длительной и дорогостоящей противоблокенной термической обработки.

Третья разновидность вакуумирования струи (рис. 3.3, в) представляет собой так называемое поточное вакуумирование, применяемое при отливке непрерывных заготовок. Здесь вакуумная камера располагается между сталеразливочным и промежуточным ковшами. Необходимым условием поточного вакуумирования является газоплотное соединение камеры со сталеразливочным ковшом и наличие в камере столба металла высотой, равной барометрическому давлению. Достоинство метода – надежная защита поступающего в промежуточный ковш вакуумированного металла от контакта с воздухом.

Существенный недостаток рассмотренного способа в том, что обработка в вакууме занимает два сталеразливочных ковша и соответственно обуславливает повышение расхода огнеупоров. Существенны общие недостатки ковшового вакуумирования, состоящие в значительном охлаждении металла за время вакуумной обработки, и, следовательно, в необходимости перегрева стали, например до 50 °С, при переливе в 300 т-ный ковш. Недостатком любой ковшовой вакуумной обработки является и то, что результаты обработки теряются при разливке стали, происходящей при контакте с атмосферой.

Для сохранения результатов вакуумной обработки необходимо применять меры защиты зеркала металла шлаковым покрытием и защиты струи металла нейтральным газом.

### 3.2. Порционный и циркуляционный способ вакуумирования стали

Порционный и циркуляционный способы вакуумирования вызваны необходимостью эффективной вакуумной обработки стали в ковшах вместимостью 100–300 т и более.

#### 3.2.1. Порционное вакуумирование

Порционное вакуумирование разработанное фирмой Дортмунд–Хедлер (ФРГ), получило название ДН–процесса (рис. 3.4). Футерованная камера соединена с пароэжекторными насосами, дающими разрежение до 10–30 Па. Патрубок камеры опускается в металл сталеразливочного ковша, и камера вакуумируется. По достижении разрежения  $\leq 130$  Па камера опускается или поднимается ковш (в зависимости от конструкции установки), патрубок погружается в металл и сталь засасывается в камеру на высоту 1,42 м. Подъем камеры относительно уровня металла и уплотнение втянутого металла вызывают обратный слив металла в ковш. Непрерывное перемещение вакуумной камеры или ковша создает циклическую обработку металла. Цикл – заполнение камеры и обратный слив металла в ковш – продолжается 15–30 с, общее время обработки 20 – 25 мин.

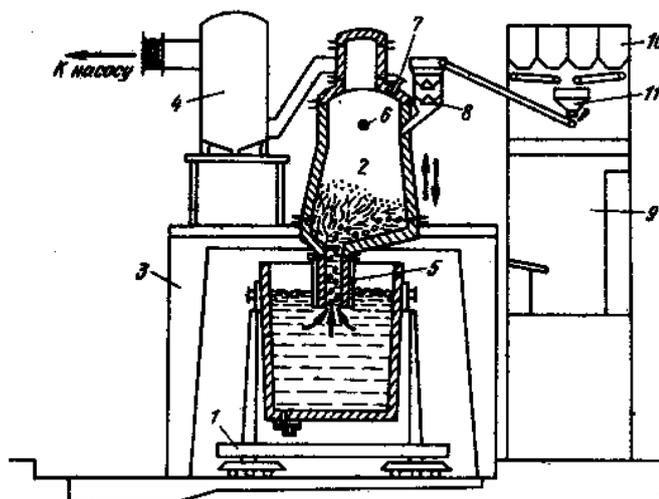


Рис. 3.4. Схема порционного вакуумирования стали: 1 - тележка с разливочным ковшом; 2 - вакуум-камера; 3 - стэнд гидравлического подъема и опускания - камеры; 4 - охладитель; 5 - всасывающий патрубок; 6 - графитовый нагреватель; 7 - окно наблюдения; 8 - бункер подачи добавок; 9 - пункт управления; 10 - бункер добавок; 11 - дозатор

За это время отношение массы металла, подвергнутого вакуумированию в камере, к массе металла в ковше, т. е. коэффициент циркуляции, достигает 3–4. При этих условиях происходит полное раскисление стали углеродом и снижается содержание водорода до  $1\text{--}2 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ .

В конце обработки в вакуумную камеру вводят необходимые ферросплавы. Сталь для порционного вакуумирования перегревают, учитывая потери тепла при циркуляции металла и охлаждение от добавок.

Для некоторой компенсации теплотерь средняя часть камеры оборудована графитовым нагревателем. Камера сделана из листовой стали, футерована высокостойкими огнеупорами из высокоглиноземистого кирпича, магнезитохромита и др.

### **3.2.1.1. Футеровка вакуумных камер**

Условия службы рабочего слоя футеровки тяжелы. Во-первых, он подвергается эрозии мощными потоками металла, возникающими при каждом цикле обработки; во-вторых, при пониженных давлениях происходит восстановление углеродом компонентов огнеупоров, прежде всего – силикатной фазы. Наконец, футеровка разъедается шлаком.

В камеру, несмотря на шлакоотделитель, на каждой плавке поступает некоторое количество печного (ковшевого) шлака, на поверхности металла скапливаются продукты раскисления. Шлак, независимо от его химического состава, хорошо смачивает огнеупоры и поэтому проникает в поры кирпича. При температурах обработки стали он растворяет силикатную связку огнеупора и, образуя легкоплавкую фазу, глубоко проходит между зернами основной огнеупорной массы – корунда ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), периклаза ( $\text{MgO}$ ), хромита ( $\text{FeO}\cdot\text{Cr}_2\text{O}_3$ ), частично растворяя ее. У некоторых образующихся новых фаз во время охлаждения камеры после плавки, при  $600\text{--}800 \text{ }^\circ\text{C}$ , происходят полиморфные превращения с увеличением объема на  $10\text{--}12 \%$ . Возникает внутреннее давление, и кирпич трескается.

Наиболее подходящим материалом для рабочего слоя является огнеупор с минимальной пористостью и минимальным количеством легкоплавкой связки. Этим требованиям в какой-то мере отвечают высокоглиноземистые ( $\text{Al}_2\text{O}_3 > 75 \%$ ) изделия, а еще лучше – плавленный корунд. Футеровка из высокоглиноземистых кирпичей выдерживает 20–80 плавов, футеровка из плавленного корунда – до 120.

Однако и плавленный корунд сильно разъедается шлаком даже с

низким содержанием в нем закиси железа. Объясняется это тем, что шлаки любой основности ( $\text{CaO/SiO}_2$ ) при любом содержании  $\text{Al}_2\text{O}_3$  образуют фазы, температура плавления которых колеблется в зависимости от содержания глинозема, но она всегда ниже  $1600\text{ }^\circ\text{C}$  (см. диаграмму системы ( $\text{Al}_2\text{O}_3 - \text{SiO}_2 - \text{CaO}$ )). Иными словами, шлак любого состава хорошо растворяет корундовый огнеупор.

Практика показала, что такая же стойкость достигается, если вместо плавленного корунда применять более дешевый хромомagnesит.

В настоящее время этот материал широко применяется для футеровки внутреннего канала всасывающего патрубка, ванны и стен камер.

Толщина рабочего слоя обычно составляет  $250\text{ мм}$  независимо от вида применяемого огнеупора. Между рабочим слоем и кожухом располагается двухслойная теплоизоляция из высокоглиноземистого и шамотного легковесного кирпича. Суммарная толщина теплоизоляции, около  $130\text{ мм}$ .

Поскольку разрушение рабочего слоя происходит главным образом из-за проникновения (инfiltrации) шлака в футеровку по связывающей силикатной фазе, за рубежом разработаны огнеупоры, не имеющие такой связки. Один из таких огнеупоров – магнезитохромит на прямой связке. Под ней понимают керамические (прямые) связи между зернами высокоогнеупорных компонентов. В начале магнезитохромит переплавляют и получают очень плотный материал, который размалывают до фракций  $0,8\text{ мм}$ . Из этого порошка формуют кирпичи и затем обжигают при температуре  $1800\text{ }^\circ\text{C}$ . В образующемся кирпиче возникают прямые керамические связи между зернами периклаза и хромита с образованием тугоплавких шпинелей. Одна из них, часто встречающаяся, пихромит ( $\text{MgO}\cdot\text{Cr}_2\text{O}_3$ ) имеет температуру плавления около  $2150\text{ }^\circ\text{C}$ .

Кирпичи на основе переплавленного материала используются для футеровки сильно изнашиваемых частей вакууматора – засасывающего патрубка, подины и нижней части стен. При толщине  $250\text{ мм}$  стойкость кладки камеры достигает  $1800\text{--}2000$  плавов, стойкость футеровки засасывающего патрубка при толщине  $230\text{ мм}$  не более  $200\text{--}300$  плавов без промежуточных ремонтов.

Первоначальная форма вакууматора с асимметричным расположением засасывающего патрубка была связана с использованием стопоров в сталеразливочных ковшах. После перехода от стопоров к шиберным затворам некоторое время продолжали работать на асимметричных камерах, так как считалось, что такая форма для отражения брызг металла лучше (образование брызг происходит особенно сильно над засасывающим патрубком). Однако вскоре выяснилось, что осложнения,

связанные с брызгами, не возникают и тогда, когда засасывающий патрубок расположен по центру камеры (рисунок 3.5). Изготовление и обслуживание такой камеры проще, поэтому они применяются во всех вновь строящихся установках.

Эффективность вакууматора в большой степени зависит от его режима работы. Исследования показали, что наибольшее количество газа выделяется из металла во время затекания и вытекания расплава из камеры, т.е. в то время, когда турбулентность потока наибольшая.

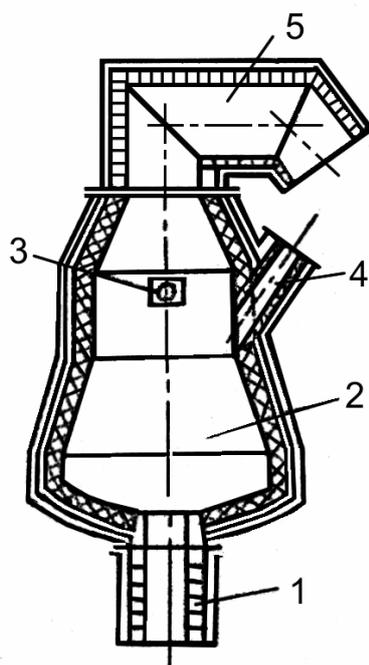


Рис. 3.5. Вакууматор с центральным расположением засасывающего патрубка: 1 – патрубок; 2 – вакуумная камера; 3 – отверстие для графитового стержня; 4 – патрубок для подачи ферросплавов; 5 – горячий вакуумпровод

В интервалах между затеканием и вытеканием газоотделение из стали практически не происходит. Это согласуется с теорией дегазации стали, согласно которой скорость дегазации, раскисления и обезуглероживания возрастает с увеличением коэффициента массопередачи  $\alpha$  и удельной поверхности дегазируемого объема металла. Оба показателя при прочих равных условиях улучшаются при увеличении удельного объема обрабатываемого за один цикл металла (величина  $V'/V$ , где  $V'$  – объем металла, поступающий в вакууматор за один цикл,  $V$  – общий объем металла в ковше) и скорости потока поступающего в вакууматор расплава. Поскольку скорость потока возрастает при уменьшении продолжительности цикла, то усилия конструкторов направлены на совер-

шенствование гидравлических систем перемещения камеры вакууматора (или ковша). Влияние продолжительности цикла на эффективность вакууматора при производстве стали с особо низким содержанием углерода видно при сравнении двух 250 – и 300-т ДН установок, характеристики которых приведены в таблице 3.1.

Однако продолжительность цикла можно сокращать только до определенного предела, зависящего от диаметра патрубка и глубины его опускания. При слишком коротком цикле объем засасываемого металла резко падает, величина его неустойчива и изменяется от цикла к циклу.

Таблица 3.1

*Технические характеристики 250 и 300-тонных порционных вакууматоров*

Характеристики	Вакууматоры	
	250 т	300 т
Удельный объем обрабатываемого за один цикл металла.	0,10.	0,103
Наибольшая скорость подъема и опускания камеры, м/с	0,233	0,250
Продолжительность операций:		
подъем	6	4
выдержка в верхнем положении	2	0,5
опускание	8	5,5
выдержка в нижнем положении	2	1,5
Общая продолжительность цикла, с	18	11
Скорость обработки металла, т/мин	120	155
Содержание углерода в расплаве после 140 циклов обработки, %	0,006	0,003

### 3.2.1.2. Циркуляционный способ

Был разработан фирмой Руршталь–Хереус, поэтому имеет название RH - процесса (рис. 3.6). Вакуумная камера имеет два патрубка – подъемный и сливной. Патрубки опускаются в металл сталеразливочного ковша и по созданию разрежения сталь поднимается в камеру на соответствующую барометрическую высоту.

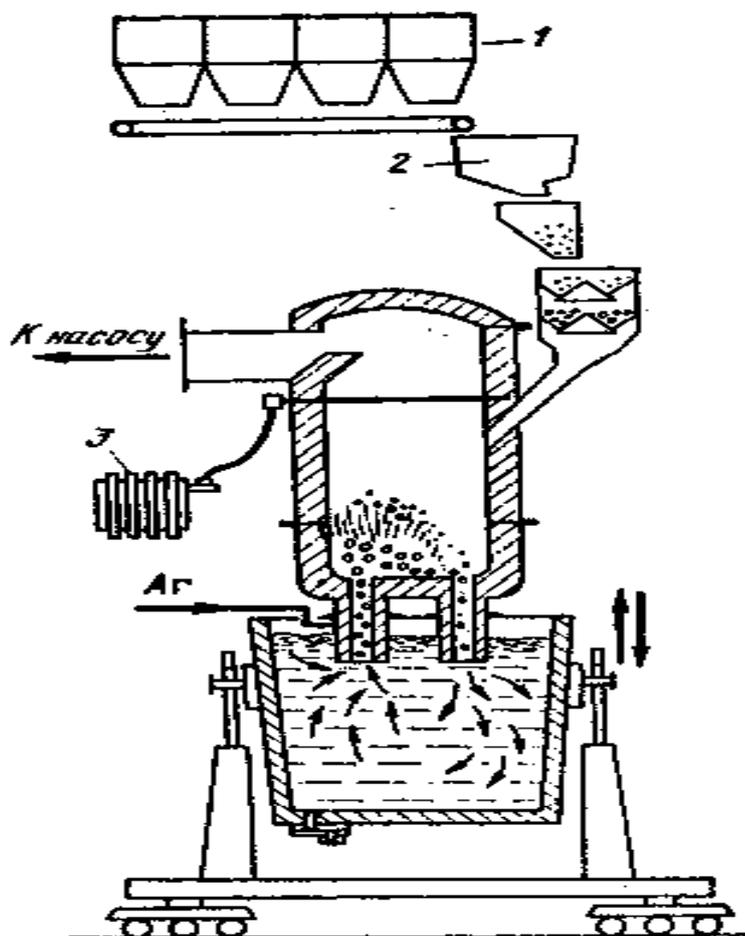


Рис. 3.6. Схема циркуляционного вакуумирования стали: 1 - бункер для феррославоов; 2 - дозирующий бункер; 3 - трансформатор

Во всасывающий патрубок через пористую огнеупорную вставку подается аргон с расходом  $0,07-0,10 \text{ м}^3/\text{т}$ . По этому патрубку в вакуумную камеру, фонтанируя, непрерывно поступает газо-металлическая смесь. После дегазации металл, более плотный по состоянию, возвращается в ковш, создавая непрерывную циркуляцию. Конструктивными параметрами, разрежением и подачей аргона создаются определенные условия циркуляции, чтобы коэффициент циркуляции был до 4.

Условия дегазации при обработке вакуумом различными методами неодинаковы, соответственно различен уровень содержания газов, достигаемый в результате вакуумирования. Наилучшие результаты достигаются при вакуумировании металла, предварительно не раскисленного сильными раскислителями. Наблюдаемое при этом бурное вскипание металла заставляет уделять особое внимание правильному расчету

объемов камер и ковша таким образом, чтобы предотвратить возможный выплеск из него металла. Для изготовления камер порционного и циркуляционного вакуумирования требуются очень высококачественные огнеупоры, особенно для изготовления патрубков.

При подогреве футеровки вакуумных камер до 1500 °С тепловые потери при обработке плавок массой  $\geq 50$  т невелики и снижение температуры металла в процессе обработки не превышает 1 °С/мин. Потери тепла при вакуумировании заметно снижаются при увеличении вместимости установок (до 200–300 т металла в ковше) и интенсивности обработки (например, при обработке металла в 330-тонном ковше на установке порционного вакуумирования при пяти операциях за 1 мин по 30 т металла, закачиваемого в вакуумную камеру, интенсивность обработки возрастает до 150 т/мин).

В случае производства низкоуглеродистого металла вакуумная обработка позволяет получать сталь с очень низким содержанием углерода. Эффективность порционного вакуумирования заметно возрастает при подаче в засасывающий патрубок аргона.

Способы порционного и циркуляционного вакуумирования обеспечивают примерно одинаковую степень удаления из стали водорода, вместе с тем при циркуляционном способе имеется дополнительная возможность воздействия на процессы удаления примесей путем изменения интенсивности подачи и расхода транспортирующего инертного газа (в один из патрубков), что имеет особое значение при производстве особо низкоуглеродистого металла.

Метод этот и сама конструкция аппарата позволяют вводить в металл окислители, а также флюсы. Например, подача в металл в процессе циркуляционного вакуумирования десульфуризирующих смесей (на основе извести и плавикового шпата) позволяет одновременно с дегазацией проводить десульфурацию металла. Флюсы в виде порошка (или небольших кусков) вводят обычно в камеру над всасывающим патрубком. В частности, на плавках, проведенных на установке циркуляционного вакуумирования Ижевского металлургического завода, кусковую известь вводили на поверхность металла в циркуляционной камере, при этом установлено, что при такой обработке стали известью с расходом ее 2–4 кг/т наблюдается снижение содержания серы в стали на 0,005–0,010 %. Достигаемое в результате десульфурации уменьшение содержания сульфидов в стали способствует повышению ее вязкостных свойств. Таким образом, вакуумирование целесообразно использовать в сочетании с другими методами внепечной обработки (продувкой аргоном, обработкой шлаком и др.). Методы вакуумной обработки стали непрерывно совершенствуются, предлагаются новые решения, позволяю-

щие получать металл высокого качества с использованием более простых методов. Примером может служить разработанный на одном из японских заводов метод, названный методом РМ (Pulsation Mixing – пульсирующее перемешивание), схема которого показана на рис. 3.7.

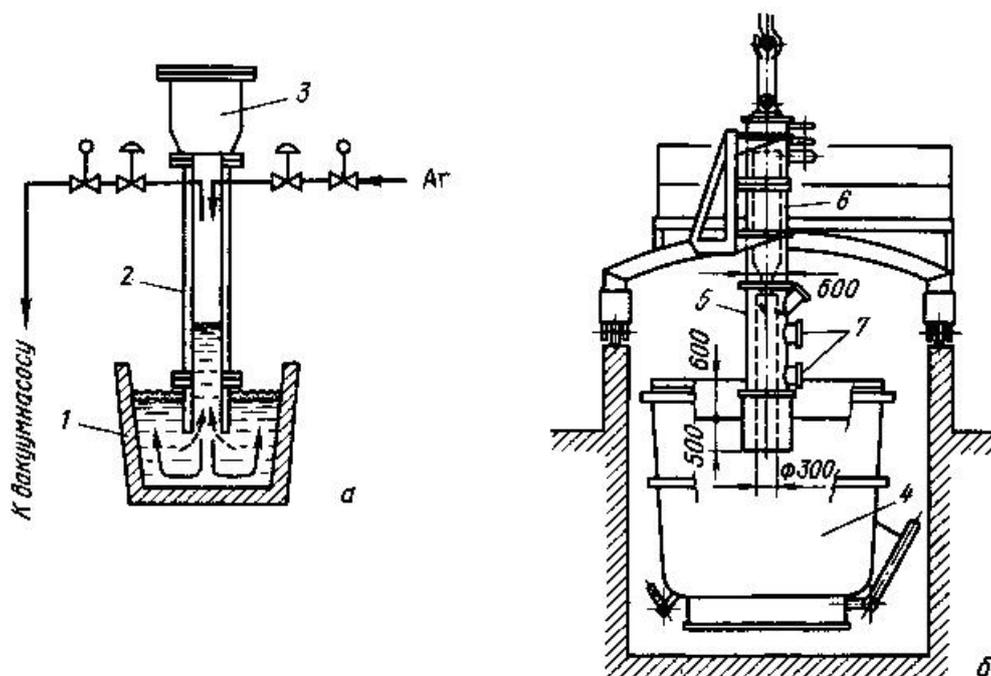


Рис. 3.7. Метод РМ: а - общая схема процесса; б - установка для обработки 100-т плавки на заводе «Chiba» (Kawasaki Steel Corp.) (Япония): 1 - ковш с металлом; 2 - огнеупорный цилиндр-труба; 3 - бункер для ферросплавов; 4 - 110-т ковш; 5 - огнеупорная труба; 6 - бункер для ферросплавов; 7 - детектор уровня

На установке такого типа обрабатывают 100 тонн плавки конвертерного металла. Сущность метода заключается в переменном включении и выключении подачи аргона и вакуумного насоса, вследствие чего металл в цилиндре (и в ковше) интенсивно пульсирует, что обеспечивает высокую степень его рафинирования. Достоинством установки является возможность высокоэффективной работы без глубокого вакуума.

Основные параметры процесса РМ следующие: цилиндр имеет внутренний диаметр 300 мм, наружный - 600 мм, длину - 3000 мм; рабочим газом служит аргон (давление  $>1$  МПа или 10 атм); интенсивность откачки вакуумным насосом  $10 \text{ м}^3/\text{мин}$ ; продолжительность операции нагнетания  $<1$  с; операция откачки  $<5$  с; глубина погружения 500 мм; рабочее давление 50–150 кПа (0,5–1,5 атм).

Заслуживает особого внимания метод непрерывного (поточного) вакуумирования при разливке, разработанный в Липецком политехническом институте под руководством проф. Г.А.Соколова и внедренный на НЛМК. В основу метода положен принцип вакуумной дегазации струи и слоя металла в проточной камере, расположенной между сталеразливочным и промежуточным ковшами (рис.3.8).

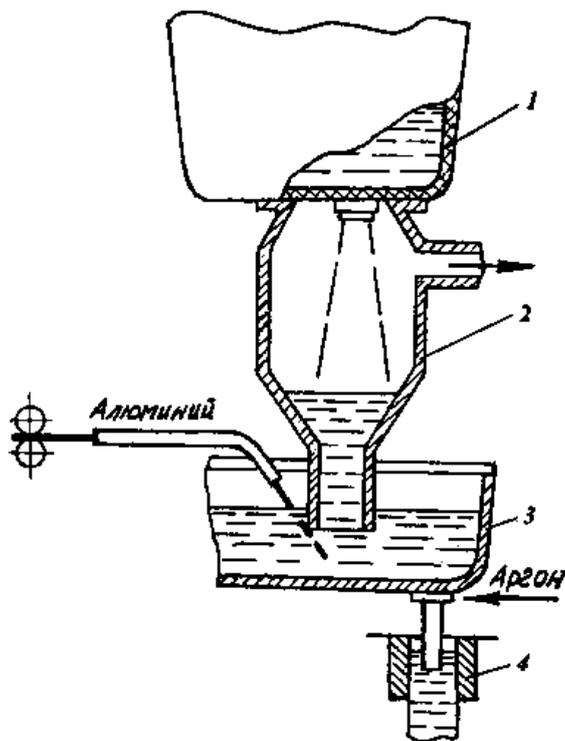


Рис. 3.8. Схема установки поточного вакуумирования: 1 - сталеразливочный ковш; 2 - вакуумная камера; 3 - промежуточный ковш; 4 - кристаллизатор

Рафинированная сталь поступает в промежуточный ковш по металлопроводу, погруженному под уровень металла. Достоинствами метода является одновременное решение проблем: 1) вакуумирования в потоке; 2) защиты струи от вторичного взаимодействия с атмосферой; 3) повышение эффективности вакуумирования в результате движения струи через вакуумированное пространство, при котором происходит ее раскрытие и раздробление на капли, а также увеличение поверхности контакта металл–газовая фаза (вакуум).

### 3.3. Обработка металла вакуумом и кислородом

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  $[C] + \frac{1}{2}O_{2(g)} = CO_g$

$$K = \frac{P_{CO}}{[C]p_{O_2}^{1/2}}, \text{ откуда } [C] = \frac{P_{CO}}{K \cdot p_{O_2}^{1/2}},$$

т. е. 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 вакуумкислородного обезуглероживания (ВКО). За рубежом распространено обозначение процесса VOD (Vacuum – Oxygen – Decarburisation) – вакуум, кислород, обезуглероживание (рис. 3.9).

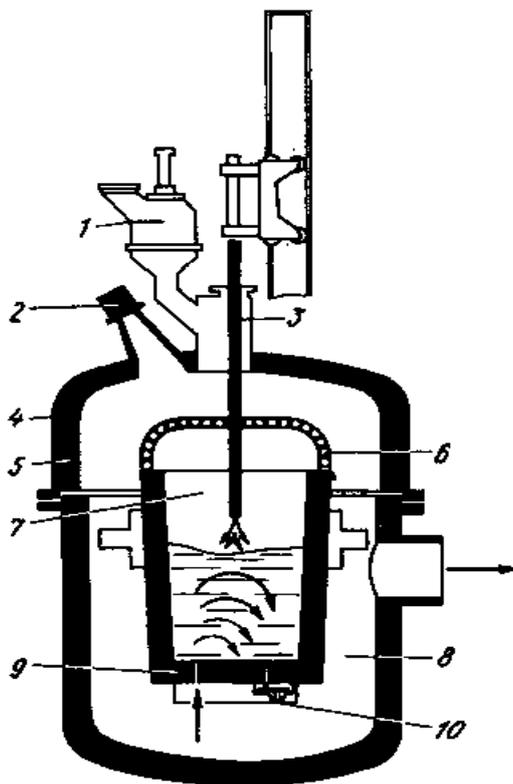


Рис. 3.9. Установка вакуум - кислородного обезуглероживания (VOD-процесс): 1 – шлюзовое устройство для ввода в вакуум-камеру легирующих добавок; 2 – смотровое стекло с ротором; 3 – кислородная фурма в положении обработки; 4 – водоохлаждаемый экран для защиты от выплесков; 5 – стационарный теплозащитный экран; 6 – крышка ковша; 7 – сталеразливочный ковш; 8 – вакуум-камера; 9 – пористый блок для продувки инертными газами; 10 – шиберный затвор ковша

Применительно к установкам циркуляционного вакуумирования процесс обезуглероживания ускоряется при введении кислорода для продувки или обдувки металла непосредственно в камере циркуляции. Процесс (рис. 3.10) получил название RH – OB (RH + Oxygen – Blow).

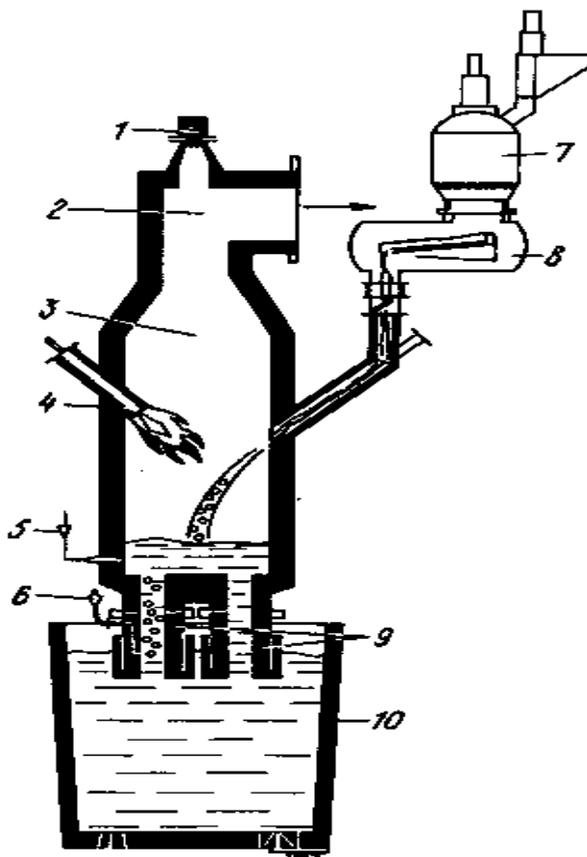


Рис. 3.10. Установка RH-OB: 1 – промышленная телевизионная камера; 2 – подключение вакуума; 3 – камера RH - OB; 4 – подогрев камеры; 5 – кислородные и аргонные сопла; 6 – патрубок для подвода транспортирующего газа; 7 – шлюзовое устройство для ввода в вакуум-камеру легирующих добавок; 8 – лотковый дозатор в вакуумплотном кожухе; 9 – погружные трубки; 10 – сталеразливочный ковш

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  $[C] + 1/2O_{2(r)} = CO_r$

$$K = \frac{p_{co}}{[C]p_2^{1/2}}, \text{ откуда } [C] = \frac{p_{co}}{K \cdot p_{O_2}^{1/2}},$$

т. е. равновесие реакции при вакуумировании сдвигается вправо; продувка кислородом вызывает дальнейший сдвиг равновесия и обеспечивает еще большее снижение  $[C]$ . Этот принцип положен в основу вакуумкислородного обезуглероживания. Применительно к установкам циркуляционного вакуумирования процесс обезуглероживания ускоряется при введении кислорода для продувки или обдувки металла непосредственно в камере циркуляции. Процесс (рис. 3.11) получил название RH–OB.

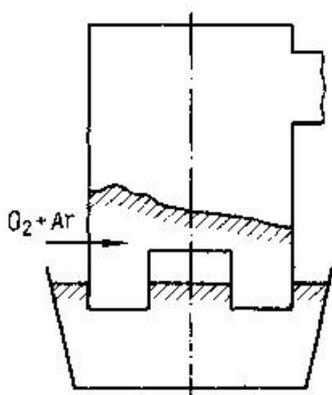


Рис. 3.11. Схема RH–OB-процесса с подачей в подъемный патрубок кислорода вместе с аргоном

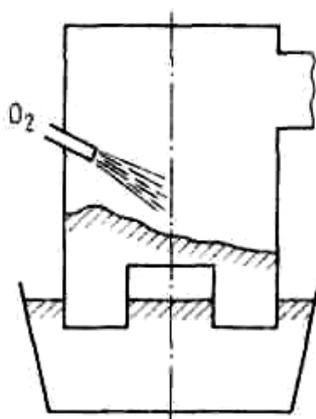


Рис. 3.12. Схема RH – OB-процесса с подачей кислорода на поверхность металла в вакуумной камере

Сравнение двух способов подачи кислорода: 1) через две фурмы в пространство над ванной в камере сверху (под углом на поверхность металла, поступающего в вакуумную камеру); 2) под уровень металла через две фурмы, каждая из которых состоит из двух концентрических труб, между которыми подают защитный газ ( $Ar$ ,  $N_2$  или  $CO_2$ ), показало,

что во втором случае скорость обезуглероживания была выше, а продолжительность обработки – ниже (рис. 3.12).

Получение очень низких концентраций углерода особенно важно для ряда марок высокохромистой стали (например, коррозионностойкой стали), а также некоторых марок специальных сталей и сплавов. Операция обезуглероживания высокохромистых сталей в обычных условиях затрудняется тем, что одновременно с углеродом окисляется хром, образуются оксиды хрома. Для получения низкоуглеродистой высокохромистой стали требуется значительный перегрев металла (рис. 3.13).

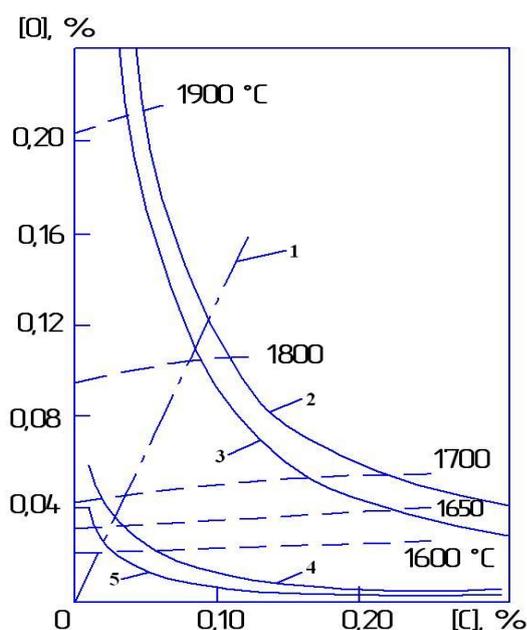
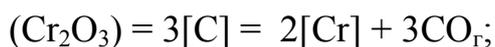


Рис. 3.13. Диаграмма C - O для стали с 18 % Cr и 10 % Ni: 1 – линия, характеризующая стехиометрическое соотношение углерода и кислорода при реакции  $C + O = CO$ ; 2 – 5 - зависимости между содержанием углерода и кислорода (2 - 1800 °C; 101 кПа; 3 - 1600 °C; 101 кПа; 4 - 1600 °C, 13,3 кПа; 5 - 1600 °C, 6,65 кПа); штриховые линии характеризуют равновесие реакции окисления хрома при различных температурах

При обработке вакуумом равновесие реакции сдвигается вправо, поскольку уменьшается  $p_{CO}$  и хром не только не окисляется, но даже восстанавливается из шлака (рис. 3.13).



$$K = \frac{[Cr]^2 p_{co}^3}{(Cr_2O_3) \cdot [C]^3};$$

$$[Cr]^2 = \frac{K(Cr_2O_3) \cdot [C]^3}{p_{co}^3}$$

Таким образом, в вакууме можно получить низкие концентрации углерода без заметных потерь хрома, при этом одновременно с обезуглероживанием протекают процессы удаления из ванны газов и неметаллических включений, т. е. при содержании углерода в стали при вакуумировании обеспечиваются благоприятные условия для восстановления хрома.

При обработке высокохромистого расплава приходится учитывать, что при относительно низких температурах и атмосферном давлении не углерод, а хром определяет окисленность металла, и при необходимости окисления углерода того кислорода, который содержится в высокохромистом металле, может быть недостаточно для окисления углерода.

На рис. 3.13 представлена диаграмма, показывающая соотношение количеств углерода и кислорода для плавки металла с 18 % Cr и 10 % Ni с учетом влияния давления CO и температуры; дополнительно показаны линии, характеризующие равновесные условия окисления хрома при различных температурах. На диаграмме нанесены также равновесные кривые обезуглероживания для нелегированной стали [при 1600 и 1800 °С и давлениях от 0,1 МПа (1 атм) до 0,1 кПа (50 мм рт. ст.)]. Штрихпунктирная линия, пересекающая диаграмму, характеризует стехиометрическое соотношение масс углерода и кислорода, взаимодействующих по реакции  $C + O = CO$ . Из рис. 10.13 видно, что для получения легированной стали с 0,1 % C, температура ванны должна быть 1810 °С. При этом содержание растворенного кислорода составляет ~ 0,12 %. При снижении равновесного давления CO соответственно до 0,1 кПа (значение реально достигаемое на практике), содержание углерода уменьшается в направлении, параллельном штрихпунктирной линии стехиометрического соотношения C + O до ~ 0,03 % C. Если температура расплава составляет 1650 °С, то содержание кислорода (при 0,1 % C) определяется равновесной кривой окисления хрома. По диаграмме это соответствует содержанию растворенного кислорода 0,035 %. При таком количестве кислорода содержание углерода в процессе вакуумирования может быть снижено лишь до 0,08 %.

Таким образом, для получения более низких содержаний углерода при вакуумировании необходимо либо повышение температуры (при этом содержание углерода должно быть снижено хотя бы до 0,1 %, чтобы было достаточное количество кислорода), либо снабжение металла кислородом (введение руды или газообразного кислорода), причем вто-

рое более предпочтительно. Поскольку реакция обезуглероживания идет преимущественно на границе раздела фаз, желательно обеспечить хорошее перемешивание ванны. Чаще всего для этой цели используют способ продувки металла инертным газом через пористую пробку в днище ковша. Однако и в этом случае продолжительность операции очень велика, особенно если перерабатывают полупродукт со сравнительно высоким содержанием углерода (рис. 3.14).

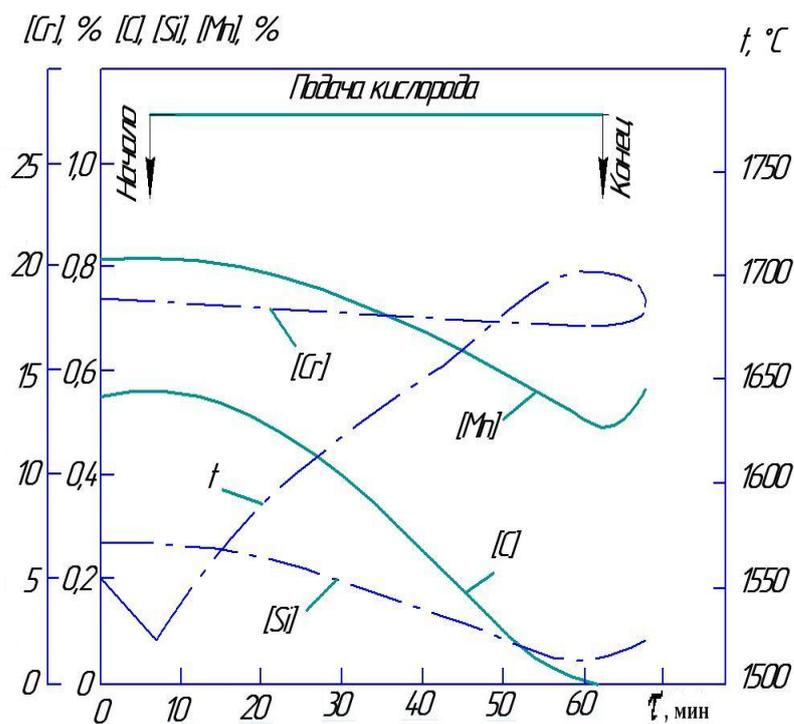


Рис.3.14. Изменение состава металла в процессе вакуум-кислородной обработки

По-иному проблема сочетания конвертера с вакуумной установкой решена при вакуумном кислородном обезуглероживании в конвертере; процесс назван VODK. Заново офутерованный конвертер имеет объем 28 м<sup>3</sup>. Конвертер (рис. 3.15) оборудован вакуум-плотной крышкой, через вакуумное уплотнение которой вводится кислородная фурма.

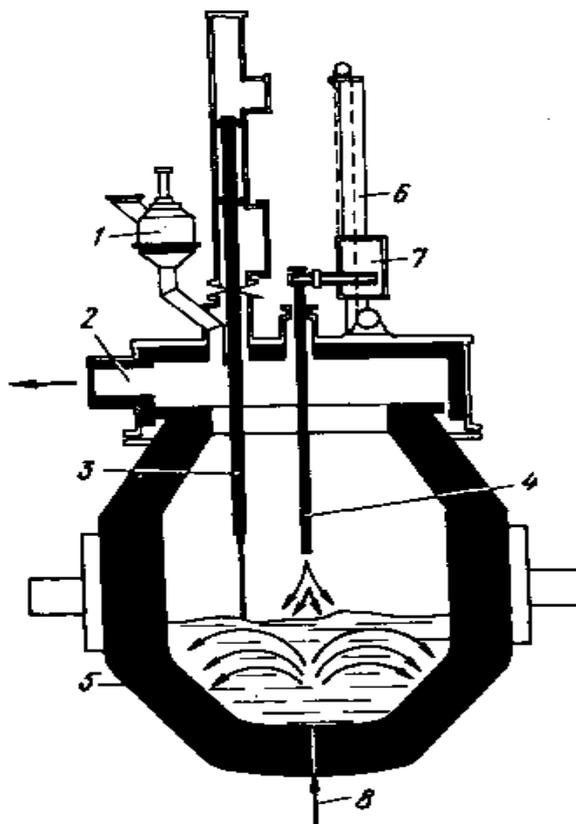


Рис. 3.15. Вакуумно-кислородный конвертер (VODC-процесс): 1 – шлюзовое устройство для ввода в вакуум-камеру легирующих добавок; 2 – подключение вакуума; 3 – вакуумная фурма для замера температуры и отбора проб; 4 – кислородная фурма в положении обработки; 5 – конвертер; 6 – поддерживающее и направляющее устройство кислородной фурмы; 7 – тележка кислородной фурмы; 8 – ввод инертных газов

В днище конвертера проходит асимметрично сопло для подачи аргона с целью дополнительного перемешивания. Вакуум-провод от конвертера вмонтирован непосредственно в камеру внепечного вакуумирования. После заливки полупродукта наводят 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  $\sim 0,2\%$ , затем понижают давление до 665 Па. Кислород, необходимый для окисления углерода, поступает в первую очередь из шлака. Температура металла понижается на этот период примерно на  $60\text{ }^{\circ}\text{C}$ . 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.

### 3.4. Вакуумные насосы

Вакуумный насос – устройство для удаления (откачки) газов и паров из замкнутого объема с целью получения в нём вакуума. Существуют различные типы вакуумных насосов, действие которых основано на разных физических явлениях: механические (вращательные), струйные, сорбционные, конденсационные.

Характеристики вакуумных насосов для создания необходимого разрежения в вакуумных камерах должны соответствовать объему выделяющихся газов. Динамика выделения газов и их количество зависят от способа вакуумирования, степени раскисления металла и объема вдуваемых в него газов (аргона, кислорода). Например, при вакуумировании в ковше раскисленной стали дегазация металла начинается при остаточном давлении 4–5 кПа. По ходу обработки газовыделение постепенно уменьшается, несмотря на понижение давления в камере. При обработке тем же способом нераскисленной стали количество выделяющихся газов в десятки раз больше, чем при обработке спокойного металла, и начинается уже при давлении около 27 кПа. В этом случае скорость понижения давления в камере (скорость откачки) должна быть увязана с интенсивностью кипения дегазируемой стали. В противном случае, при большой скорости откачки (быстром понижении давления) неизбежны выбросы металла и шлака из ковша. При окислительном вакуумировании (вакуумирование с одновременной продувкой кислородом) в ковше увеличивается и объем выделяющихся газов, и продолжительность энергичного газовыделения. Очевидно, при вакуумировании в ковше камера после установки в нее ковша с металлом должна быть как можно быстрее откачена до давления, при котором начинается выделение газов, а затем скорость откачки должна уменьшаться и соответствовать скорости выделения газов.

При вакуумировании струи количество газов, определяемое степенью раскисленности стали, во время обработки почти постоянно, хотя немного возрастает по мере продолжения операции, так как к стабильному уровню газовыделения из струи добавляются газы, выделяющиеся из уже перелитого в ковш металла. В этом случае быстрая откачка вакуумной системы не требуется, но, конечно, скорость откачки должна быть достаточной для поддержания нужного разрежения до конца обработки.

Первые установки внепечного вакуумирования оборудовались механическими насосами.

**Механические насосы** применяют для получения вакуума от  $1 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-2} \text{ мм рт. ст.}$ ) до  $10^{-8} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-10} \text{ мм рт. ст.}$ ). В рабочей камере

простейшего механического насоса совершает возвратно-поступательное движение поршень, который вытесняет газ, создавая при обратном ходе разрежение со стороны откачиваемой системы. Поршневые насосы (рис. 3.16, а, б) были первыми механическими насосами.

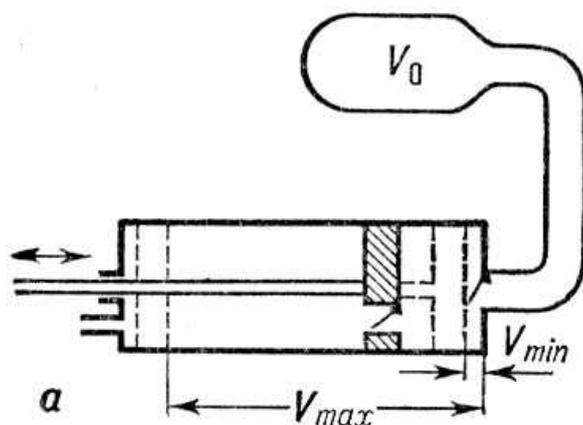


Рис. 3.16, а. Схема поршневого насоса:  $V_0$  - откачиваемый объём;  $V_{min}$  и  $V_{max}$  – соответственно минимальный и максимальный объём цилиндра

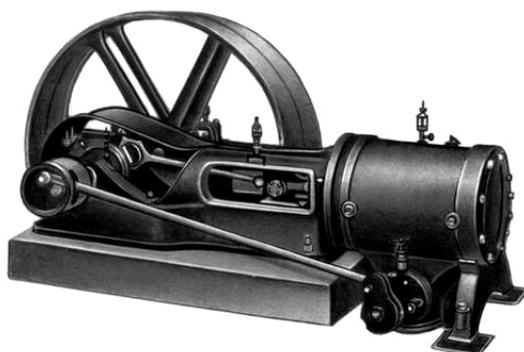
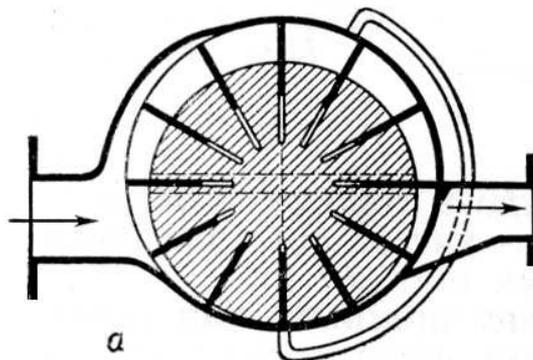
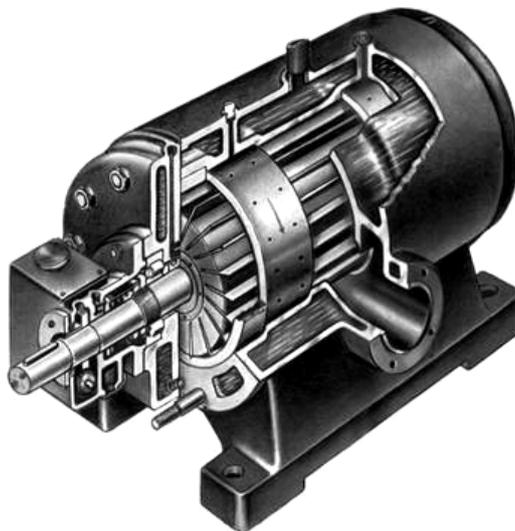


Рис. 3.16, б. Общий вид поршневого насоса

Их вытеснили вращательные насосы. В многопластинчатом вращательном насосе (рис. 3.17, а, б) всасывание и выталкивание газа осуществляется при изменении объёмов ячеек, образованных эксцентрично расположенным ротором, в прорезях которого помещены подвижные пластины, прижимающиеся к внутренней поверхности камеры и скользящие по ней при его вращении.



*Рис. 3.17, а. Схема многопластинчатого вакуумного насоса*



*Рис. 3.17, б. Общий вид многопластинчатого вакуумного насоса*

За счёт большой частоты вращения ротора эти насосы при сравнительно малых размерах обладают большой быстротой откачки (до 125 л/сек). Предельное давление достигает  $2000 \text{ н/м}^2$  (15 мм рт. ст.) в одноступенчатых насосах и  $10 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-1}$  мм рт. ст.) в двухступенчатых. Аналогично происходит процесс откачки газа водокольцевыми насосами (рис. 3.18 а, б).

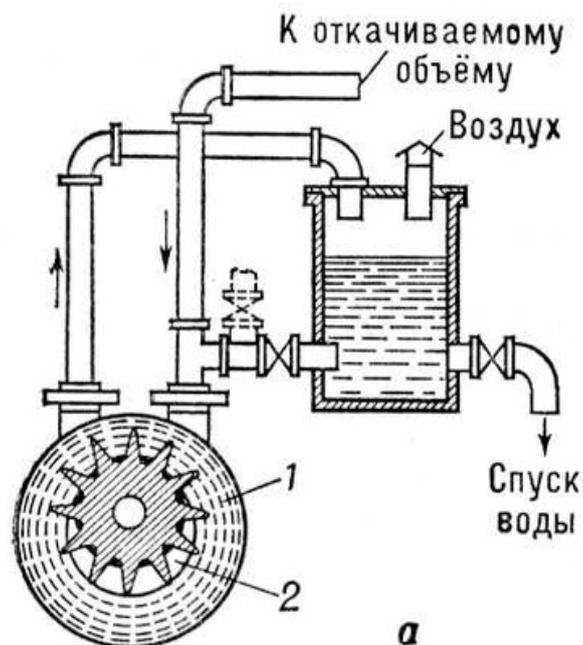


Рис. 3.18, а. Схема водокольцевого вакуумного насоса:  
1 - водяное кольцо; 2 - серповидная камера

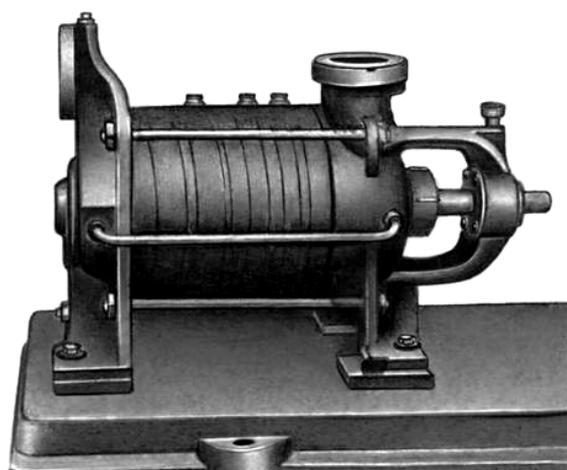


Рис. 3.18, б. Общий вид водокольцевого вакуумного насоса

При вращении колеса с радиальными лопастями, эксцентрично расположенного в камере, вода, заполняющая камеру, увлекается лопастями и под действием центробежных сил отбрасывается к стенке корпуса, образуя водяное кольцо 1 и серповидную камеру 2, в которую поступает откачиваемый газ. При вращении колеса ячейки поочередно соединяются с каналом, через который откачиваемый газ выходит в атмосферу. Эти насосы пригодны для откачки влажного и загрязнённого газа, кислорода и взрывоопасных газов. Предельный вакуум составляет

95 % (в одноступенчатых насосах) и 99,5 % (в двухступенчатых насосах) от теоретически возможного; например, при температуре воды 20 °С – до 7,1 кН/м<sup>2</sup> (53 мм рт. ст.) в одноступенчатых и 3,1 кН/м<sup>2</sup> (23 мм рт. ст.) в двухступенчатых насосах.

Для получения среднего вакуума чаще применяют вращательные насосы с масляным уплотнением. Их рабочая камера заполнена маслом, либо они погружены в масляную ванну. Быстрота откачки этих насосов 0,1–750 л/сек, предельное давление 1 н/м<sup>2</sup> (10<sup>-2</sup> мм рт. ст.) в одноступенчатых и 10<sup>-1</sup> н/м<sup>2</sup> (10<sup>-3</sup> мм рт. ст.) в двухступенчатых насосах. Масло хорошо уплотняет все зазоры, выполняет функцию дополнительной охлаждающей среды, однако при длительной работе сконденсированные пары загрязняют масло. Для предотвращения конденсации паров, возникающей при их сжатии, камеру заполняют определённым объёмом воздуха (балластным газом), который в момент выхлопа обеспечивает парциальное давление пара в паровоздушной смеси, не превышающее давления насыщения. При этом пары из насоса выталкиваются без конденсации. Такие насосы называются газобалластными и применяются как форвакуумные (для создания предварительного разрежения).

Двухроторные насосы имеют 2 фигурных ротора, которые при вращении входят один в другой, создавая направленное движение газа. Эти насосы обладают большой быстротой откачки и часто применяются как промежуточные (вспомогательные, или бустерные) между форвакуумными и высоковакуумными. Они обеспечивают вакуум 10<sup>-2</sup> – 10<sup>-3</sup> н/м<sup>2</sup> (10<sup>-4</sup> – 10<sup>-5</sup> мм рт. ст.) при быстроте откачки до 15 м<sup>3</sup>/сек (рис. 3.19 а, б).

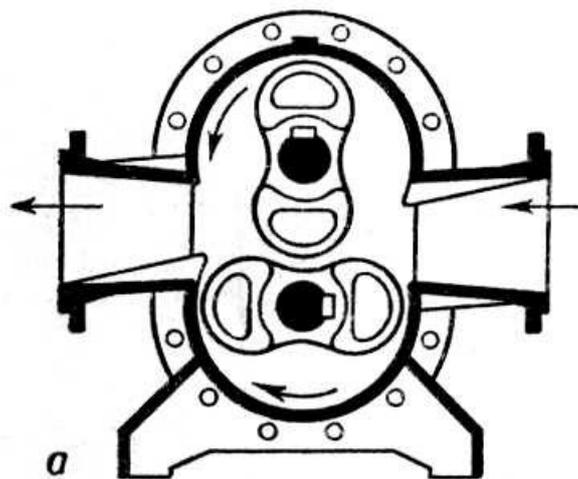


Рис. 3.19, а. Схема двухроторного насоса

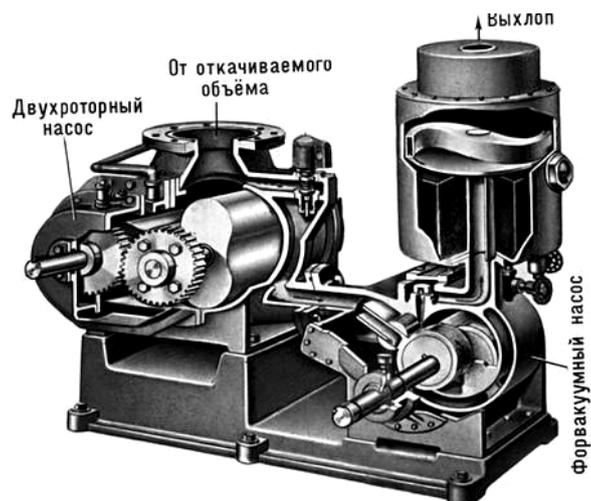


Рис. 3.19, б. Установка двухроторного насоса с форвакуумным механическим насосом

В молекулярных насосах при вращении ротора в газе молекулы получают дополнительную скорость в направлении их движения. Впервые такой насос был предложен в 1912 немецким учёным В. Геде, но долго не получал распространения из-за сложности конструкции.

В 1957 немецкий учёный В. Беккер применил турбомолекулярный насос (рис. 3.20 а, б), ротор которого состоит из системы дисков. Таким насосом получают вакуум до  $10^{-8}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-10}$  мм рт. ст.).

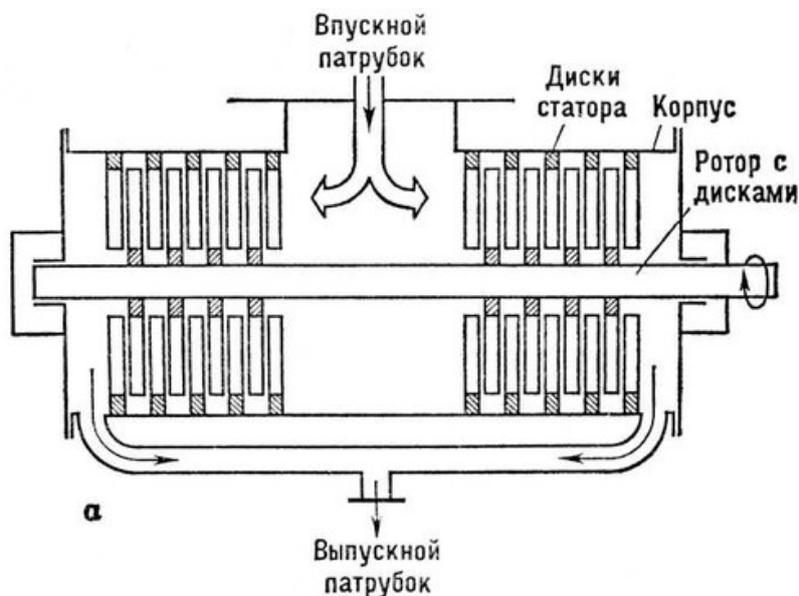
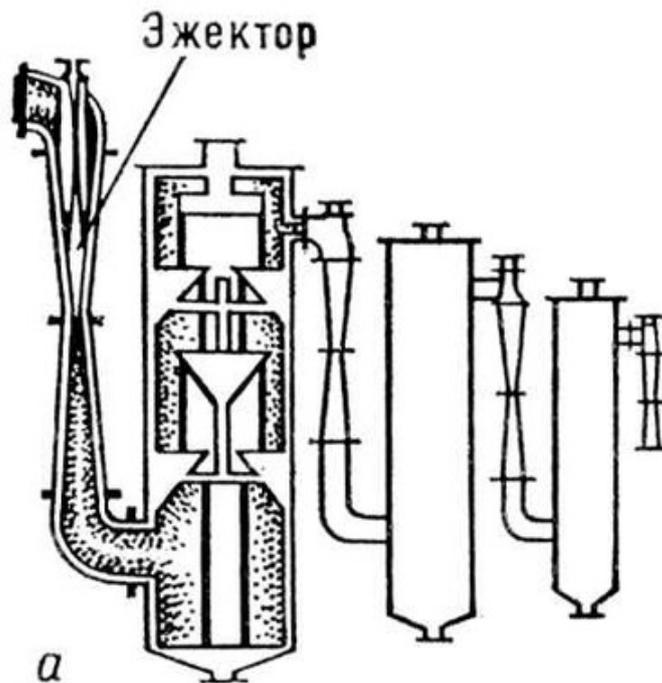


Рис. 3.20, а. Схема турбомолекулярного насоса

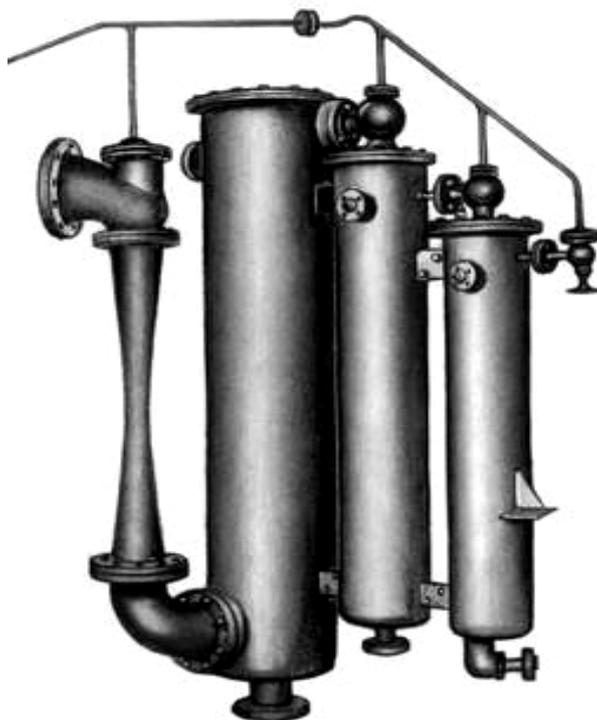


*Рис. 3.20, б. Установка турбомолекулярного насоса с форвакуумным механическим насосом*

**В струйных насосах** направленная струя рабочего вещества уносит молекулы газа, поступающие из откачиваемого объёма. В качестве рабочего вещества могут быть использованы жидкости или пары жидкостей. В зависимости от этого насосы называются водоструйными, пароводяными, парортутными или паромасляными. По принципу действия струйные насосы бывают эжекторными и диффузионными. В эжекторных насосах (рис. 3.21, *а, б*) откачивающее действие струи основано на увеличении давления газового потока под действием струи более высокого напора.



*Рис. 3.21, а. Схема многоструйного эжекторного насоса*



*Рис. 3.21, б. Общий вид многоструйного эжекторного насоса*

Такие насосы применяются для получения вакуума  $10 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-1} \text{ мм рт. ст.}$ ). Простым эжекторным насосом является водоструйный насос, распространённый в лабораторной практике, в химической промышленности и др. Предельное давление таких насосов ненамного превышает давление водяных паров. Например, при температуре воды в насосе, равной  $20 \text{ }^\circ\text{C}$ , достигаемый вакуум равен  $3 \cdot 10^3 \text{ н/м}^2$  ( $23 \text{ мм рт. ст.}$ ), а парциальное давление остаточных газов около  $670 \text{ н/м}^2$  ( $5 \text{ мм рт. ст.}$ ). К эжекторным насосам может быть отнесён вихревой насос (аппарат), откачивающее действие которого основано на использовании разрежения, развивающегося вдоль оси вихря (рис. 3.22 а, б).

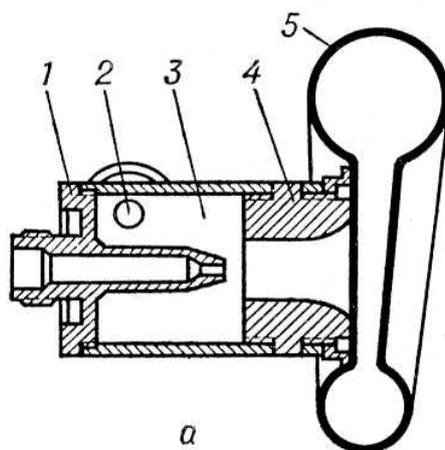


Рис. 3.22, а. Схема вихревого вакуумного насоса: 1 - центральное сопло; 2 - тангенциальное сопло; 3 - камера завихрения; 4 - диффузор; 5 - улитка



Рис. 3.22, б. Общий вид вихревого вакуумного насоса

Значительно большей быстротой откачки и более низким предельным давлением обладают насосы, в которых рабочим веществом является водяной пар. В многоступенчатых пароводяных насосах быстрота откачки достигает  $20 \text{ м}^3/\text{сек}$ , создаваемый вакуум  $0,7 \text{ н/м}^2$  ( $5 \times 10^{-3} \text{ мм рт. ст.}$ ).

Откачивающее действие диффузионных насосов основано на диффузии молекул откачиваемого газа в области действия струи пара рабочего вещества из-за перепада их парциальных давлений. В качестве рабочего вещества в 1915 В. Геде применил пары ртути. Ртуть обеспечивает постоянное (для данной температуры) давление насыщенного пара, постоянную (для данного давления) температуру, остаётся химически неактивной, не боится перегрева, но пары ртути, даже в небольшом количестве, опасны для человеческого организма. Одним из заменителей ртути является масло. Такие вакуумные насосы называются паромасляными. Применение в качестве рабочей жидкости масла привело к широкому распространению таких насосов с быстротой откачки до нескольких сотен  $\text{м}^3/\text{сек}$  при получении вакуума до  $10^{-6} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-8} \text{ мм рт. ст.}$ ). В паромасляном В. н. последовательно соединены несколько откачивающих ступеней в одном корпусе (рис. 3.33 а, б). Диапазон рабочих давлений трёхступенчатого паромасляного насоса  $10^{-3} - 10^{-1} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-5} - 10^{-3} \text{ мм рт. ст.}$ ).

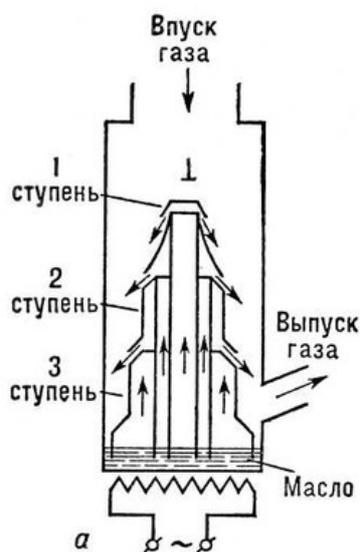
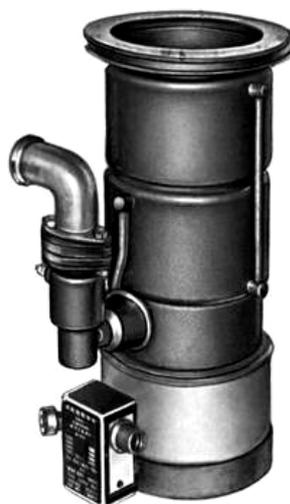


Рис. 3.33, а. Схема трёхступенчатого паромасляного насоса



*Рис. 3.33, б. Общий вид трёхступенчатого паромасляного насоса*

**В сорбционных насосах** используют способность некоторых веществ (например, Ti, Mo, Zr и др.) поглощать газ. Откачиваемый газ оседает на поверхности внутри вакуумной системы. Один из активных поглотителей постоянно напыляется на поглощающую поверхность (испарительный насос). Поглотителем может быть также пористый адсорбент.

Действие **ионных насосов** основано на ионизации газа сильным электрическим разрядом и удалении ионизованных молекул электрическим полем. Этот способ мало распространён из-за сложности устройства и большой потребляемой мощности, затрачиваемой главным образом на создание магнитного поля. При комнатной температуре инертные газы и углеводороды практически не поглощаются напылёнными плёнками металлов. Для их удаления служат комбинированные ионно-сорбционные, или ионно-геттерные, насосы, в которых сорбционный способ поглощения химически активных газов сочетается с ионным способом откачки инертных газов и углеводородов. Поглощающая поверхность обновляется осаждением на стенках термически испаряемого титана, а также катодным распылением титана в электрическом разряде или в магнитном поле в электроразрядных или магниторазрядных ионно-сорбционных насосах (рис. 3.34).

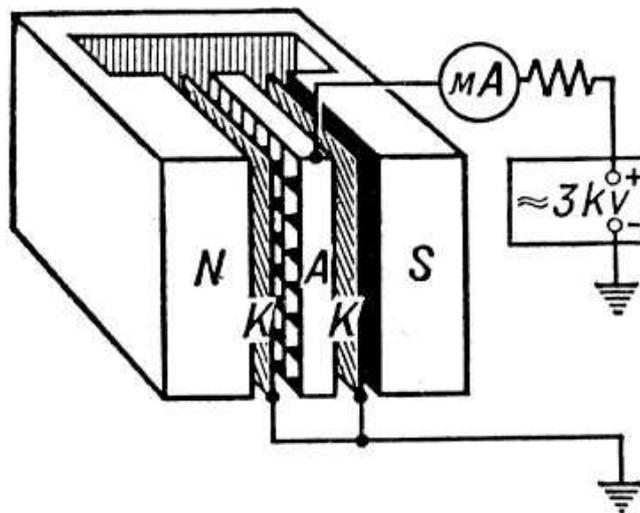


Рис. 3.34. Магниторазрядный ионсорбционный насос: *N, S* – северный и южный полюсы; *A* – анод; *K* – катод

Ионсорбционные вакуумные насосы при предварительной откачке до  $10^{-2}$  н/м<sup>2</sup> (до  $10^{-4}$  мм рт. ст.) создают вакуум до  $10^{-5}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-7}$  мм рт. ст.). Быстрота откачки зависит от рода газа. Например, быстрота откачки водорода 5000 л/сек, азота 2000 л/сек, аргона 50 л/сек. Достижимое предельное давление в хорошо обезгаженных объёмах и без натекания газа ниже  $10^{-8}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-10}$  мм рт. ст.).

Действие **конденсационных, или криогенных насосов** основано на поглощении газа охлажденной до низкой температуры поверхностью (рис. 3.35).

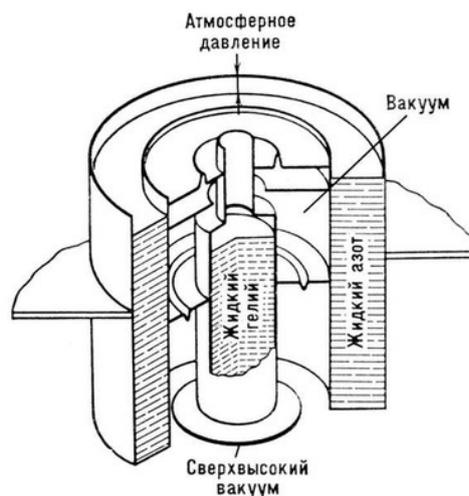


Рис. 3.35. Криогенный насос

Водородно-конденсационный насос, предложенный Б. Г. Лазаревым с сотрудниками (Физико-технической институт АН УССР), имеет постоянную быстроту откачки в широком диапазоне давлений. Охлаждающий жидкий водород вырабатывается ожижителем, находящимся в установке. Неконденсируемые газы (водород, гелий) откачиваются параллельно включенным насосом, например диффузионным. Для включения такого насоса необходимо предварительное разрежение.

### 3.4.1. Вакуумное масло

Вакуумное масло – жидкость с низким давлением пара при комнатной температуре, относится к вакуумным материалам. Применяется главным образом как рабочая жидкость в паромасляных насосах и уплотняющая жидкость в механических насосах как смазочный материал трущихся частей вакуумных устройств, а также для наполнения жидкостных вакуумметров. Как рабочая жидкость паромасляных вакуумных насосов, В. м. должно обладать возможно более низкой упругостью пара при рабочей температуре в насосе и термической стойкостью, а также быть химически инертным по отношению к кислороду воздуха и откачиваемым газам.

Вакуумное масло получают вакуумной дистилляцией природных и синтетических жидкостей; по химическому составу различают минеральные, кремнийорганические и др.

**Дистилляция** (от лат. *distillatio* – стекание каплями) – перегонка, разделение жидких смесей на отличающиеся по составу фракции. Процесс основан на различии температур кипения компонентов смеси. В зависимости от физических свойств компонентов разделяемых жидких смесей применяют различные способы дистилляции.

В металлургии понятие дистилляция объединяет пирометаллургические процессы, основанные на переводе восстанавливаемого металла в парообразное состояние с последующей конденсацией.

Металлургическая дистилляция – сочетание химического (окислительно-восстановительной реакции) и физического (испарения и конденсации) процессов. Восстановление проводят с использованием углеродистых восстановителей или металлотермическим способом. Возможно выделение свободного металла при окислительном обжиге сульфидных концентратов. Степень разделения при дистилляции определяется различием состава перегоняемой смеси и её пара. Полнота перехода металла в газовую фазу при дистилляции определяется восстановлением металлов при температурах и давлениях, обеспечивающих получение восстановленного металла в парообразном агрегатном состоянии.

Наибольшее применение в вакуумной технике нашли минеральные и кремнийорганические вакуумные масла. В России получают следующие минеральные вакуумные масла: VM-1, VM-2, VM-5 – применяют в паромасляных высоковакуумных насосах с предельным вакуумом.

### 3.5. Обработка металла синтетическими шлаками

Перемешивание металла со специально приготовленным (*синтетическим*) шлаком позволяет интенсифицировать переход в шлак тех вредных примесей, которые удаляются в шлаковую фазу (серы, фосфора, кислорода). В тех случаях, когда основную роль в удалении примеси выполняет шлаковая фаза, скорость процесса пропорциональна площади межфазной поверхности. Если ставится задача удаления из металла неметаллических включений определенного состава, то соответственно подбирают состав синтетического шлака (например, металл, выплавленный в кислой печи, обрабатывают основным шлаком; металл, выплавленный в основной печи, – кислым). В тех случаях, когда ставится задача снижения содержания серы в металле, подбирают шлак с максимальной активностью СаО и минимальной активностью FeO и т. п.

Во многих случаях задача заключается, во-первых, в получении шлака заданного состава и температуры, и, во-вторых, в разработке способа получения максимальной поверхности контакта шлаковой и металлической фаз. При этом должны быть обеспечены условия, необходимые для последующего отделения шлака от металла.

Способ *обработки металла в ковше жидкими синтетическими шлаками* для удаления из металла нежелательных примесей был предложен в 1925 г. советским инженером А. С. Точинским, в 1933 г. способ обработки металла жидкими известково-глиноземистыми шлаками был запатентован французским инженером Р. Перреном. Практическую проверку прошел ряд разновидностей способа обработки металла шлаками: 1) жидкими известково-железистыми шлаками для снижения содержания фосфора; 2) кислым шлаком для снижения содержания кислорода и оксидных неметаллических включений в основной стали; 3) жидкими известково-глиноземистыми шлаками для десульфурации и раскисления металла; 4) шлаками различного состава во время разливки и кристаллизации для удаления вредных примесей и получения хорошей поверхности слитка.

А. С. Точинским в 1927 г впервые в мире была проведена в промышленных масштабах дефосфорация бессемеровской стали известково-железистым шлаком, а в 1928 - 1929 гг. – рафинирование основной мартеновской стали кислым шлаком для раскисления (содержание ки-

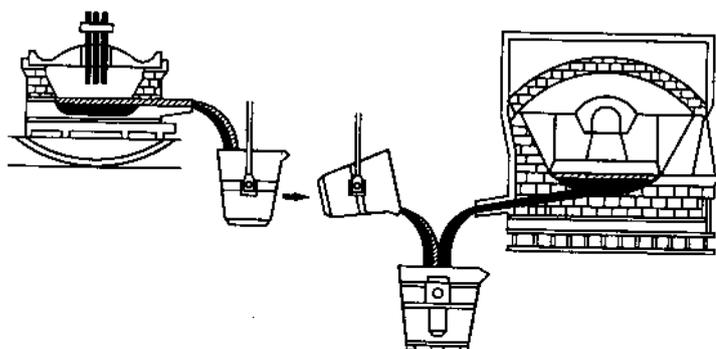
слорода в металле удавалось снизить на 30 – 55 %). Позднее известково-железистые шлаки (60 – 65 % CaO и 20 – 35 % оксидов железа) неоднократно применяли для обработки конвертерной стали, получая высокую степень дефосфорации. Так, содержание фосфора в томасовской стали удавалось снизить с 0,06 до 0,01 %, а в рельсовой бессемеровской стали с 0,05 – 0,09 до 0,01 – 0,03 %. Однако, как показала практика, обработка известково-глиноземистым шлаком углеродистого металла приводит вследствие протекания реакции  $(\text{FeO}) + [\text{C}] = \text{CO}_\text{г} + \text{Fe}_\text{ж}$  к бурному вскипанию и выбросам. Кроме того, обработка железистым шлаком затрудняла проведение операции раскисления металла. Начиная с 1959 г. в ЦНИИЧМ и на ряде отечественных заводов проведены широкие исследования метода обработки стали известково-глиноземистым шлаком.

В соответствии с разработанной технологией шлак с высоким содержанием CaO и добавками  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (для снижения температуры их плавления и обеспечения необходимой жидкотекучести) расплавляют в специальной электропечи и заливают в сталеразливочный ковш при выпуске стали из сталеплавильной печи или из конвертера. При сливе металла на находящийся в ковше синтетический шлак обе взаимодействующие фазы (сталь и шлак) интенсивно перемешиваются, шлак эмульгирует в металле и в какой-то степени эмульгирует металл в шлаке с последующим разделением фаз. Интенсивность и глубина протекания процесса определяются высотой падения струи металла и шлака, физическими характеристиками и составом шлака и др. Задача заключается в том, чтобы обеспечить в процессе обработки максимальную межфазную поверхность. Наибольшее влияние при этом имеет высота падения струи металла, а также вязкость шлака. Содержащаяся в металле сера взаимодействует с CaO шлака и переходит в шлак. Поскольку синтетический шлак содержит обычно ничтожно малые количества таких оксидов, как FeO и MnO, то обработка шлаком сопровождается снижением окисленности металла; в шлак переходит также некоторое количество таких оксидных включений, которые хорошо смачиваются синтетическим шлаком или взаимодействуют с ним.

Разновидностью метода обработки стали жидкими синтетическими шлаками является так называемый *метод смешения*, когда в сталеразливочном ковше одновременно смешиваются сталь, синтетический шлак и жидкая лигатура (расплавленные ферросплавы). Использование этой технологии позволяет, например, смешивать металл из 100-т мартеновской плавки и лигатуру, полученную в 20-т дуговой электропечи, и получать 120 т высококачественной стали электропечного сортамента. Иногда плавку лигатуры совмещают с расплавлением синтетического шлака, т. е. в одной электропечи плавят и лигатуру, и необходимое ко-

личество синтетического шлака; полученные таким образом лигатуру и шлак сливают в ковш, в который затем выпускают плавку из мартеновской печи или конвертера. Такой способ называют **совмещенным** (рис. 3.36).

Метод смешения был разработан и внедрен в 1970 - 1975 гг. на Ижевском металлургическом и других заводах. Такие способы, как метод смешения или совмещенный, позволяют в необходимых случаях обеспечить производство в мартеновском или конвертерном цехе высококачественной стали с использованием относительно простого оборудования. При этом очень важной является также возможность обеспечения стандартных показателей качества от плавки к плавке при обработке металла синтетическим шлаком стандартного состава. Расход синтетического шлака



*Рис. 3.36. Схема совмещенного способа раскисления, легирования и рафинирования стали*

относительно невелик: 3 – 5 % от массы металла. При относительно малом количестве шлака легче обеспечить стандартность его состава и свойств.

На основе разработок ЦНИИЧМ метод рафинирования металла синтетическим шлаком получил в России широкое распространение.

В процессе отработки технологии разработан ряд составов синтетических шлаков в основном на основе извести и глинозема, обладающих достаточной жидкоподвижностью при температурах жидкой стали; созданы шлакоплавильные печи непрерывного действия.

Основным требованием, предъявляемым к синтетическим известково-глиноземистым шлакам, является минимальная окисленность (это обеспечивает хорошие условия для раскисления стали и ее десульфурации) и максимальная активность СаО (это обеспечивает хорошие усло-

вия для десульфурации стали). В связи с этим в синтетических известково-глиноземистых шлаках не должно содержаться оксидов железа, а содержание кремнезема должно быть минимальным. Содержание фосфора в таких шлаках исключается, так как при обработке он перейдет в металл. В тех случаях, когда в шихте, из которой плавят шлак, содержится некоторое количество кремнезема, в состав шлака вводят магнезию, образующую силикаты магнезия и уменьшающую таким образом вредное воздействие кремнезема, снижающего активность CaO. Обычный состав синтетического шлака, используемого на заводах России, следующий: 50 – 55 % CaO; 37 – 43 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; до 7 % SiO<sub>2</sub> (в некоторых случаях до 10 – 15 % SiO<sub>2</sub>); до 7 % MgO. Температура плавления шлака в зависимости от состава изменяется от ~1400 °С (в шлаке 50 – 55 % CaO, 38 – 43 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и ≤4,0 % SiO<sub>2</sub>) до ~1300 °С (в шлаке до 6 – 7 % SiO<sub>2</sub> и 6 – 7 % MgO). Расход шлака 3,0 – 5,0 % от массы металла.

При обработке металла синтетическим шлаком такого состава (высокая основность и низкая окисленность) протекают следующие процессы.

1. Десульфурация. Обычно после обработки шлаком содержание серы в металле снижается до 0,002 - 0,010 %.

2. Раскисление. В соответствии с законом распределения  $L_O = a_{(FeO)}/a_{[O]}$  и  $a_{[O]} = a_{(FeO)}/L_O$ . Поскольку в синтетическом шлаке значение  $a_{(FeO)}$  ничтожно мало, окисленность металла снижается (в полтора - два раза).

3. Удаления неметаллических включений. В тех случаях, когда межфазное натяжение на границе капля синтетического шлака – неметаллическое включение  $\sigma_{с. ш-вкл}$  меньше, чем межфазное натяжение на границе металл – неметаллическое включение  $\sigma_{м-вкл}$  т. е. при  $\sigma_{с. ш-вкл} < \sigma_{м-вкл}$  капли синтетического шлака будут рафинировать металл от включений (капли шлака, всплывая, уносят неметаллические включения). Соотношение между величинами  $\sigma_{с. ш-вкл}$  и  $\sigma_{м-вкл}$  зависит от состава включений. Практика показала, что общее содержание неметаллических включений после обработки синтетическим шлаком уменьшается примерно в два раза.

Достоинством метода обработки стали синтетическими шлаками является его небольшая продолжительность. Вся операция полностью осуществляется за время выпуска (слива) металла из агрегата в ковш, т.е. за несколько минут: производительность агрегатов при этом не только не уменьшается, но даже возрастает, так как такие технологические операции, как десульфурация и раскисление, переносят в ковш. При проведении операции обработки металла шлаком приходится учитывать ряд моментов: 1) нежелательность попадания в ковш, в котором

производится обработка, вместе с металлом также и шлака из печи или из конвертера; 2) необходимость введения в ковш помимо синтетического шлака также и раскислителей (а при выплавке легированных сталей и легирующих материалов); 3) изменение в процессе обработки состава шлака. Особенно трудной задачей для практического осуществления является задача отсечки шлака при выпуске металла. В процессе обработки синтетическим шлаком несколько уменьшается окисленность металла, однако не настолько, чтобы полностью отказаться от применения раскислителей, поэтому, кроме шлака, в ковш вводят необходимое количество раскислителей. Метод обработки металла синтетическим шлаком обеспечивает стандартные результаты десульфурации до известных пределов (обычно до 0,005 – 0,007 %), поэтому применение его особенно эффективно в случае обработки металла с высоким содержанием серы. В тех случаях, когда необходимо устойчиво получать более низкие концентрации серы, используют другие способы.

На металлургическом заводе «Днепроспецсталь» разработан метод обработки стали, который его авторы назвали вакуумированием с обработкой в столбе шлака (ВСШ).

Метод ВСШ (рис. 3.37) сочетает преимущества вакуумирования и обработки синтетическим шлаком, причем эффективность шлакового рафинирования при этом повышается. Предусматривается вакуумирование струи металла в небольшой по объему вакуумной камере и последующее рафинирование капель металла при их прохождении через столб жидкого шлака барометрической высоты.

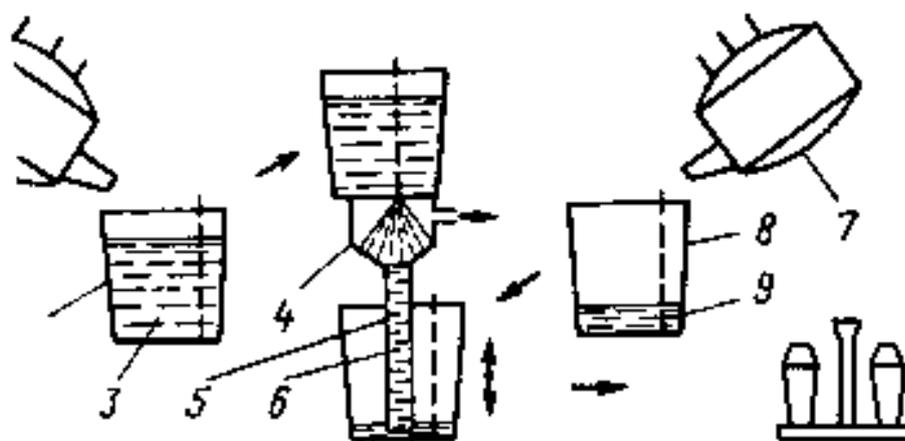


Рис. 3.37. Схема способа вакуумирования с обработкой в столбе шлака (ВСШ)

Металл из печи 1 выпускают во вспомогательный ковш 2, который герметично устанавливают над вакуумной камерой 4, соединенной со шлаковым рукавом 5. Шлак 9 выпускают из шлакоплавильного агрегата 7 в приемный ковш 8, который затем устанавливают в положение, показанное на рис. 3.37. Снижая давление в вакуумной камере, формируют барометрический столб шлака 6. Затем металл 3 выпускают из верхнего ковша. Переходя через установку, металл рафинируется и накапливается в приемном ковше. Специальная следящая система опускает приемный ковш по мере его заполнения металлом, сохраняя нижний конец шлакового рукава 5 погруженным в шлак на заданную глубину. Как показали исследования, в реакционной зоне установки ВСШ создаются благоприятные кинетические условия для протекания реакций рафинирования металла: чрезвычайно развитая контактная поверхность, интенсивное перемешивание взаимодействующих фаз, значительная продолжительность взаимодействия металла со шлаком. За 15–20 мин обработки плавки осуществляется дегазация металла, его раскисление в вакууме, десульфурация и удаление неметаллических включений. Поскольку при использовании метода ВСШ, в отличие от метода обработки синтетическим шлаком в ковше, диспергируется металлическая фаза, а не шлаковая, то возможность запутывания в металле мелких шлаковых частиц в значительной степени исключается. При оптимальных условиях метод ВСШ позволяет стабильно получать металл, содержащий не более 0,005 % S; 0,002 % O<sub>2</sub> и 0,0003 % H<sub>2</sub> и незначительно загрязненный неметаллическими включениями. В тех случаях, когда по условиям производства (например, цех старой постройки с отсутствием свободных площадей) нет возможности разместить оборудование для расплавления синтетического шлака, используют метод обработки металла на выпуске твердыми синтетическими шлаками. Обычно в состав таких смесей вводят CaO и CaF<sub>2</sub>. Расход таких смесей колеблется в пределах 3–10 кг/т. И в этом случае наилучшие результаты по десульфурации и содержанию неметаллических включений получены при одновременном воздействии на металл и десульфурующей синтетической смеси и раскислителей. Чаще других используют два технологических приема: 1) подачу на струю металла порошка, состоящего из извести, плавикового шпата и алюминия; 2) присадку десульфурующей смеси, состоящей из извести и плавикового шпата, на дно ковша перед выпуском металла; при этом одновременно на дно ковша присаживают все требуемое для раскисления количество ферросилиция. Температура металла при использовании для десульфурации синтетических смесей в твердом виде должна быть выше обычной на 10–15 °С.

## Глава 4. Продувка металла инертными газами

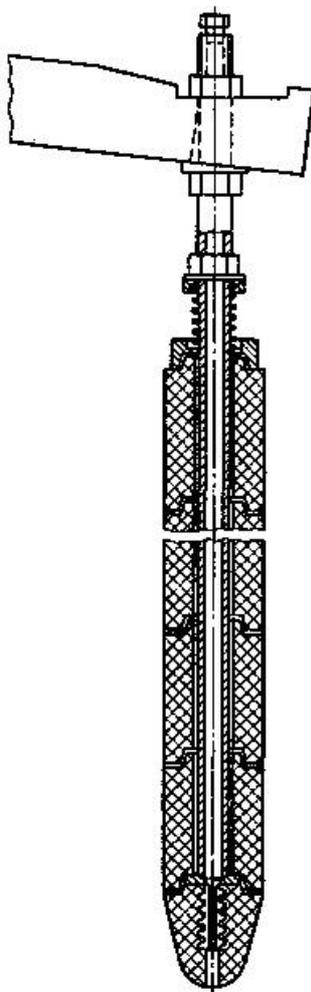
### 4.1. Способы продувки металла инертными газами

Влияние продувки инертными газами на состав металла в известной мере аналогично обработке вакуумом. При продувке инертными газами массу металла пронизывают тысячи пузырей инертного газа, каждый из которых служит своеобразной маленькой вакуумной камерой, так как парциальные давления водорода и азота в таком пузыре равны нулю. При продувке инертным газом происходит интенсивное перемешивание металла, усреднение его состава; в тех случаях, когда поверхность металла покрыта шлаком заданного состава, при перемешивании улучшаются условия протекания ассимиляции таким шлаком неметаллических включений. Большое количество пузырей инертного газа интенсифицирует процессы газовой выделености, так как эти пузыри являются готовыми полостями с развитой поверхностью раздела, что очень важно для образования новой фазы. Продувка инертным газом сопровождается снижением температуры металла (газ нагревается и интенсивно уносит тепло), поэтому продувку инертным газом часто используют для регулирования температуры металла в ковше. Проведение операции продувки больших масс металла инертными газами в ковше проще и дешевле, чем обработки вакуумом, поэтому, если это возможно, обработку вакуумом заменяют продувкой инертными газами через пористые пробки в днище ковша или через полый стопор.

Процесс продувки металла инертными газами характеризуется следующим: 1) уменьшением содержания газов в металле; 2) интенсивным перемешиванием расплава, улучшением условий протекания процессов перевода в шлак неметаллических включений, при этом состав металла усредняется; 3) улучшением условий протекания реакции окисления углерода; 4) снижением температуры металла. Метод продувки инертными газами для повышения качества металла получил промышленное распространение по мере освоения технологии получения дешевого аргона в больших количествах (как сопутствующего продукта при производстве кислорода, как известно, в воздухе  $\sim 1\%$  Ar). На кислородных станциях аргон выделяют при ректификации жидкого воздуха. Если завод имеет мощную кислородную станцию, то объем попутно получающегося аргона достаточен для обработки больших количеств стали. В тех странах, где имеются запасы гелия, для продувки используют также гелий.

Для продувки металла, не содержащего нитридообразующих элементов (хрома, титана, ванадия и т. п.), часто используют азот. При 1550

– 1600 °С процесс растворения азота в жидком железе не получает заметного развития. На заводах России для продувки металла широко используют аргон и азот. Расход инертного газа составляет обычно 0,1–3,0 м<sup>3</sup>/т стали. В зависимости от массы жидкой стали в ковше снижение температуры стали при таком расходе аргона составляет 2,5–4,5 °С/мин (без продувки металл в ковше охлаждается со скоростью 0,5–1,0 °С/мин). Тепло при продувке дополнительно затрачивается на нагрев инертного газа и излучение активно перемешиваемыми поверхностями металла и шлака. Большая часть тепловых потерь связана с увеличением теплового излучения, поэтому такой прием, как накрывание ковша крышкой при продувке, позволяет заметно уменьшить потери тепла; при этом одновременно снижается степень окисления обнажающегося при продувке металла – простым и надежным способом подачи газа является использование так называемого ложного стопора (рис. 4.1). Продувочные устройства типа ложного стопора безопасны в эксплуатации, так как в схему футеровки ковша не нужно вносить никаких изменений, но они обладают малой стойкостью. В результате интенсивного движения металл–газовой взвеси вдоль стопора, составляющие его огнеупоры быстро размываются.



*Рис. 4.1. Фурма в виде «ложного» стопора для вдувания порошкообразных реагентов в металл*

Большое распространение получил способ продувки через устанавливаемые в днище ковша пористые огнеупорные пробки: в тех случаях, когда продувку проводят одновременно через несколько пробок, эффективность воздействия инертного газа на металл существенно увеличивается. Пористые огнеупорные пробки выдерживают несколько продувок. Наряду с высокой газопроницаемостью пористые пробки должны обладать огнеупорностью, достаточной для надежной работы при 1550 – 1650 °С, а также термической и химической стойкостью к металлу и шлаку. Один из вариантов конструкции пробки показан на рис. 4.2. Использование пробок данной конструкции обеспечивает интенсивное перемешивание металла. За рубежом этот метод имеет обозначение SS (Strong Stirring).

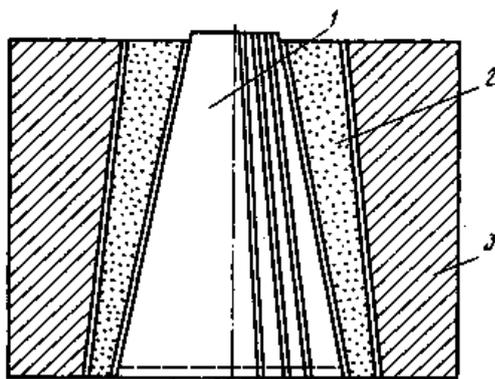


Рис. 4.2. Конструкция пористой пробки (вставки) для продувки металла аргоном: 1 - вставка с каналами для прохода газов; 2 - огнеупорный корпус; 3 - гнездовой кирпич

Распространение получил также метод продувки металла через пористое днище ковша (рис. 4.3). Лучшим в эксплуатации оказалось днище из обычных огнеупоров с пористыми швами.

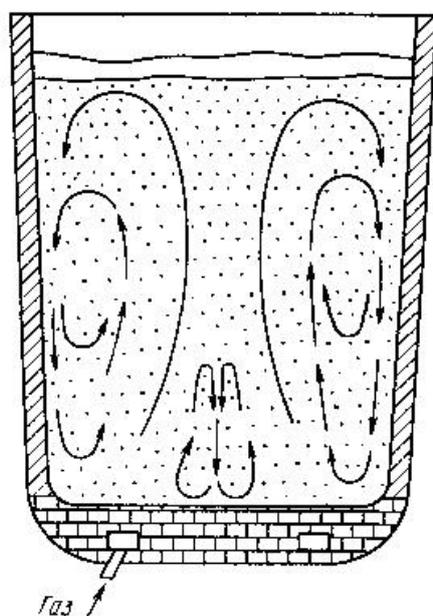
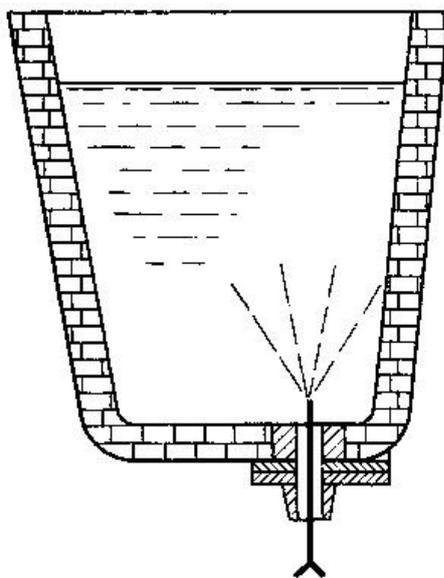


Рис. 4.3. Продувка металла через пористое днище ковша

Стойкость такого днища составляет 10–20 плавов, т.е. оно служит всю кампанию ковша и заменяется при ремонте футеровки. Получают распространение и другие способы. Степень протекания всех перечисленных выше процессов зависит от продолжительности продувки и от ее интенсивности (т. е., в конечном счете, от расхода инертного газа). Продувка с расходом газа до  $0,5 \text{ м}^3/\text{т}$  стали достаточна для усреднения

химического состава и температуры металла. Продувка с интенсивностью до  $1,0 \text{ м}^3/\text{т}$  влияет на удаление из металла неметаллических включений; для эффективной дегазации необходим расход инертного газа  $2\text{--}3 \text{ м}^3/\text{т}$  металла.

Также была разработана технология обработки стали инертными газами через разливочное отверстие шиберного затвора (рис. 4.4).



*Рис. 4.4. Схема продувки стали через разливочное отверстие шиберного затвора в ковше*

Во многих случаях продувку инертным газом проводят одновременно с обработкой металла вакуумом. В этом случае расход инертного газа может быть существенно уменьшен. Совмещение продувки инертным газом с обработкой шлаком способствует повышению эффективности использования шлаковых смесей, так как интенсивное перемешивание при продувке увеличивает продолжительность и поверхность контакта металла со шлаком. Если при этом ковш, в котором осуществляется такая обработка, накрыт крышкой, то наличие в пространстве между крышкой и поверхностью шлака атмосферы инертного газа предохраняет металл от окисления, а снижение потерь тепла позволяет увеличить продолжительность контакта металла с жидким шлаком.

На этом принципе основана разработанная на одном из заводов Японии технология так называемого САВ-процесса (САВ – процесс от слов Carped–Argon–Bubbling). Как видно из рис. 4.5, данная технология предусматривает наличие на поверхности металла в ковше синтетического шлака заданного состава.

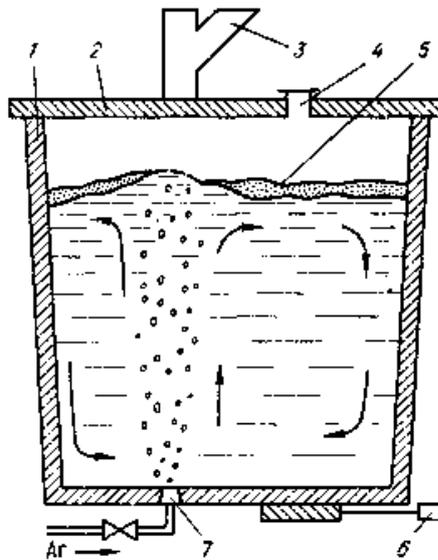


Рис. 4.5. Схема САВ - процесса: 1 – ковш с металлом; 2 – крышка ковша; 3 – устройство для загрузки ферросплавов; 4 – отверстие для отбора пробы; 5 – синтетический шлак; 6 – шиберный затвор; 7 – пористая пробка для введения аргона

В тех случаях, когда из плавильного агрегата в ковш попадает какое-то количество окисленного конечного шлака (например, при выпуске плавки из конвертера) используют метод, названный металлургами Японии SAB – процессом (SAB – процесс от слов Sealed–Argon–Bubbling.) (рис. 4.6).

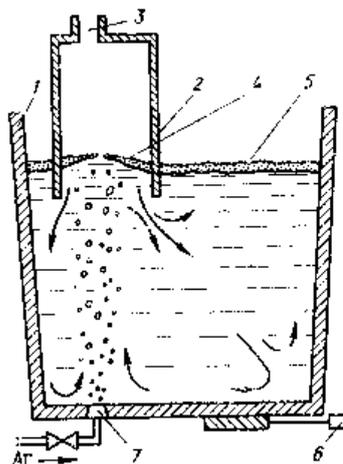


Рис. 4.6. Схема SAB-процесса: 1 – ковш с металлом; 2 – погружной огнеупорный колпак; 3 – отверстие для подачи материалов; 4 – синтетический шлак; 5 – окислительный шлак; 6 – шиберный затвор; 7 – пористая пробка для введения аргона

Введение в металл добавок в нейтральной атмосфере и хорошее их усвоение при перемешивании металла инертным газом обеспечивается в несколько усложненном способе защиты зоны продувки, названном CAS – процессом (CAS – процесс (Composition Adjustment by Sealed) – регулирование состава при «закрытой» продувке аргоном.).

По этому способу в ковш сверху вводят огнеупорный колпак, закрытый снизу расплавляющимся металлическим конусом таким образом, чтобы внутрь этого колпака не попал шлак (рис. 4.7).

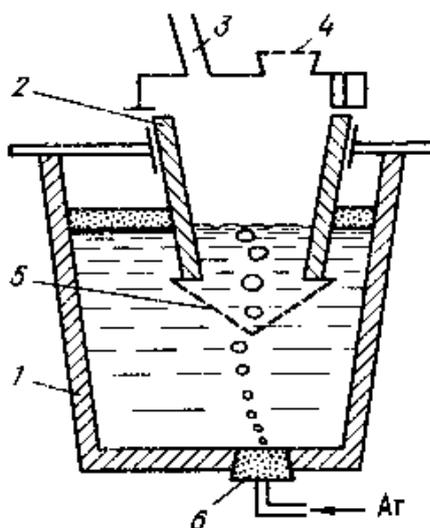


Рис. 4.7. Схема CAS - процесса: 1 – ковш с металлом; 2 – погружной колпак из высокоглиноземистых огнеупоров; 3 – отверстие для отбора проб; 4 – люк для введения ферросплавов; 5 – расплавляющийся конус из листовой стали, препятствующий попаданию шлака при опускании колпака в металл; 6 – пористая пробка для введения аргона

Сверху в колпак вводят ферросплавы, снизу – подают аргон для продувки. Этот метод позволяет достичь высокой степени усвоения элементов, вводимых с добавками в металл.

В тех случаях, когда необходимо перемешивать металл под шлаком длительное время, в крышку, которая покрывает ковш, опускают электроды и подогревают ванну. В этих случаях использование обычного шамота в качестве огнеупорного материала ковша исключается, так как продолжительный контакт жидкоподвижного высокоосновного шлака с шамотной футеровкой, состоящей из кремнезема и глинозема, приводит к быстрому выходу футеровки из строя. Ковш футеруют основными высокоогнеупорными материалами (доломитом, магнезитом).

Сочетание продувки инертным газом с заменой футеровки ковша позволяет добиться заметного снижения загрязнения металла кислородом. Если при обычной технологии в раскисленной алюминием стали производство  $[Al]^2 \cdot [O]^3$  достигает значений  $10^{-8} - 10^{-9}$ , то при использовании ковшей с основной футеровкой при продувке аргоном это производство достигает значений  $10^{-11}$ . На (рис. 4.8) представлена эволюция методов продувки металла инертным газом.

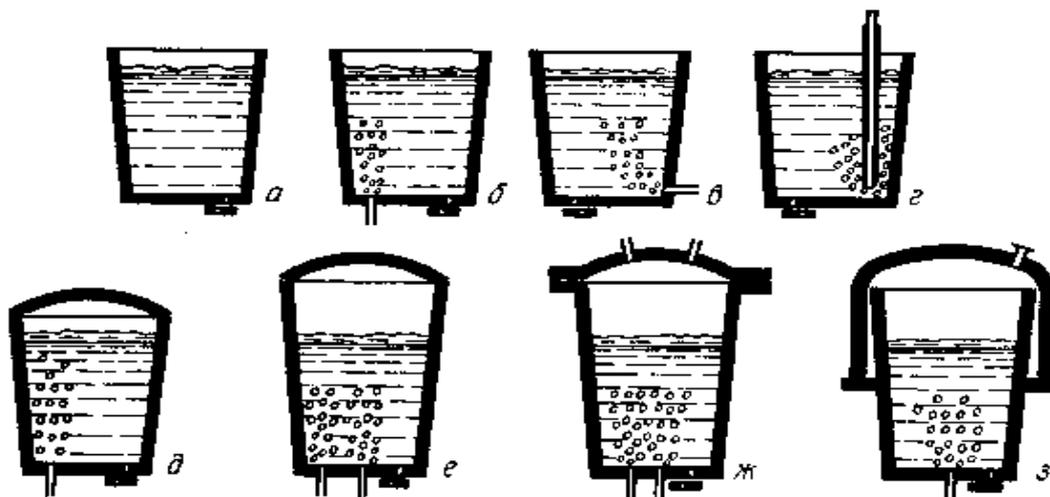


Рис. 4.8. Совершенствование конструкции сталеразливочных ковшей и методов продувки металла инертным газом: а - ковш, снабженный затвором шибераго типа; б - продувка газа через днище; в - подача газа снизу через стенку ковша; г - продувка через ложный стопор; д - продувка металла в ковше, накрытом крышкой; е - интенсивная продувка через ряд фурм или пористое днище; ж - продувка снизу в ковше с крышкой, через которую вводят добавки; з - продувка в ковше под вакуумом

#### 4.1.1. Продувка через шибераый затвор

В последние годы на ряде отечественных предприятий и за рубежом внедрен способ ввода нейтрального газа через шибераый затвор. Преимущественно этот способ применяется в мартеновских цехах во время выпуска плавки. Однако он представляет интерес и для электросталеплавильных цехов, особенно тех, в которых отсутствуют свободные площади, а внедрение новых технологий внепечной обработки стали крайне необходимо. Основные преимущества этого способа в том, что он прост и надежен в эксплуатации, не требует сооружения специ-

ального стенда и механизмов, позволяет вводить в металл порошкообразные материалы.

Известны несколько вариантов ввода нейтрального газа через шиберный затвор. Один из них, разработанный на Магнитогорском металлургическом комбинате, показан на рис. 4.9. Обычно после окончания продувки газоподводящую трубку, во избежание прорыва металла, перерезают шиберными плитами. Однако такая схема предполагает наличие маслопровода и маслостанции в районе выпуска плавки и демонтаж гидроцилиндра после каждой продувки, что существенно усложняет работу. На Магнитогорском металлургическом комбинате отказались от перерезания газоподводящей трубки, предложив поступающий в газоподводящую трубку после окончания продувки жидкий металл замораживать с помощью стержня-холодильника 3. Шиберный затвор, через который проводилась продувка, не используется для разливки. Она ведется через второй затвор, а первый после окончания разливки и извлечения замороженной трубки может использоваться на следующей плавке как для разливки, так и для продувки.

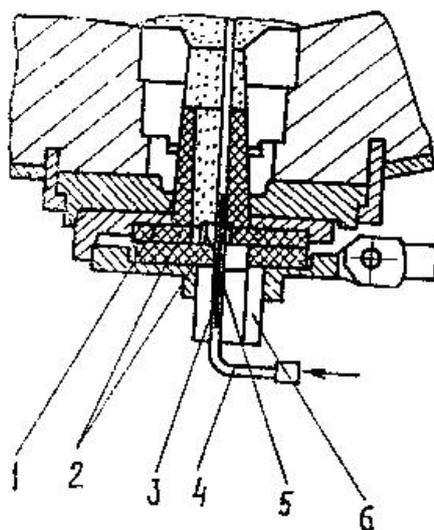
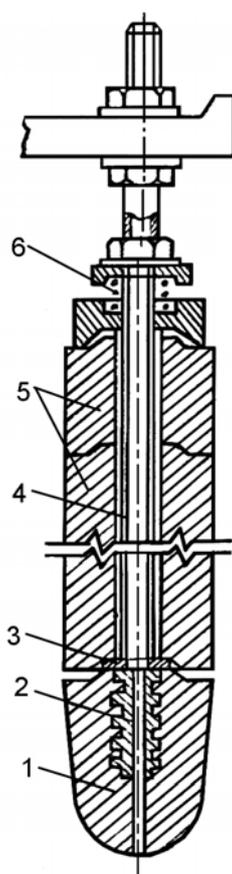


Рис. 4.9. Ввод нейтрального газа через шиберный затвор: 1 – стакан; 2 – плиты шиберного затвора; 3 – стержень; 4 – газоподводящая трубка; 5 – опорное кольцо; 6 – коллектор

#### 4.1.2. Продувка через погружаемую фурму

Широкое распространение получила продувка через погружаемую фурму металлического расплава в ковше. Погружные фурмы (ложный стопор) (рис. 4.10.) представляют собой футерованную огнеупором

толстостенную (8–12 мм) стальную трубу 4 наружным диаметром 43–57 мм. В качестве футеровки часто используются огнеупорные стопорные трубки 5. Для закрепления стопорных трубок к трубе с одной стороны приваривают полый штуцер с резьбой 2 для установки стопорной пробки 1, с другой стороны нарезают резьбу для навинчивания стопорной гайки. В стопорной пробке высверливают отверстие-сопло диаметром 8–12 мм. Для компенсации термического расширения стопорных трубок при погружении фурмы в расплав в верхней части фурмы устанавливают пружину 6. Длина фурмы зависит от вместимости ковша. Обычно она в пределах 2,5–4,5 м.



*Рис. 4.10. Погружная фурма для продувки нейтральными газами: 1 – пробка-сопло; 2 – штуцер с резьбой; 3 – опорная шайба; 4 – стальная труба; 5 – стопорные трубки; 6 – компенсационная пружина*

Фурму погружают в металл на такую глубину, чтобы расстояние от сопла до футеровки дна составляло 200–1200 мм. В каждом отдельном случае находят оптимальное положение исходя из того, что очень большое расстояние до дна снижает эффективность продувки,

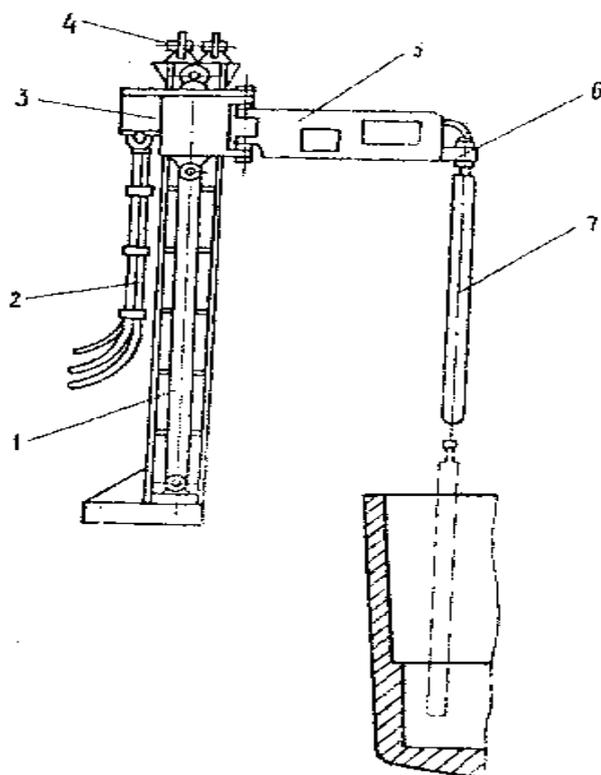
а слишком малое приводит к усиленному износу футеровки днища ковша. Для продувки фурму часто помещают асимметрично относительно оси ковша на  $1/2$ – $1/3$  радиуса от стенки ковша. Считают, что такое расположение способствует лучшему перемешиванию металла и быстрому выравниванию температуры и химического состава.

Расход инертного газа колеблется от 20 до 80 м<sup>3</sup>/ч при давлении 0,2–0,8 МПа. Продолжительность продувки в зависимости от решаемых задач и других конкретных условий (вместимость ковша, температура металла и пр.) может колебаться от 3 до 20 мин.

Стойкость фурм не превышает 6–7 плавов. Для повышения стойкости футеровку изготавливают из высокоглиноземистых огнеупоров ( $Al_2O_3 > 75\%$ ), а в зоне шлакового пояса устанавливают пиритовые огнеупоры.

При продувке важно получить большую степень диспергирования газа. Известно несколько способов повышения степени диспергирования: подача газа нестационарным потоком с частотой пульсации 200–270 Гц, продувка через конические и щелевидные сопла высокого давления, подача газа через пористый наконечник фурмы. Пока эти методы не получили широкого распространения.

На рис. 4.11 показана установка для продувки металла в ковше нейтральным газом конструкции УЗТМ. Фурма может перемещаться вертикально для ввода в ковш и вывода из него, поворотом стрелы в горизонтальной плоскости на угол  $105^\circ$  обеспечивается возможность замены отработанной фурмы. Вертикальное перемещение производится канатным механизмом, поворот стрелы осуществляется гидроцилиндром, фурма удерживается в головке стрелы пружинно-клещевым захватом с пневмоцилиндром для его раскрытия. Подачу газа через фурму начинают до погружения ее в расплав, что предотвращает замораживание сопла металлом.



*Рис. 4.11. Установка для продувки стали инертными газами:  
 1 – несущая колонна; 2 – гибкие рукава для инертного газа, сжатого воздуха и гидравлики; 3 – каретка; 4 – блоки канатного механизма перемещения каретки; 5 – поворотная стрела; 6 – пружинно-клещевой захват; 7 – фурма*

Погружные фурмы имеют ряд несомненных достоинств: во-первых, простота конструкции и дешевизна, во-вторых, при работе с ними не требуются какие-либо изменения конструкции футеровки ковша и, наконец, их универсальность – они пригодны и для вдувания порошкообразных материалов.

Вместе с тем погружные фурмы имеют ряд недостатков. Прежде всего, устанавливаемая на конце пробка-сопло (и другие виды сопел) очень быстро, часто на первой плавке, отгорает, и газ подается в металл прямо из канала диаметром 35–40 мм. Скорость истечения газа мала, и продувка происходит в так называемом пузырьковом режиме. На срезе трубы образуются крупные газовые пузыри, при всплывании которых ванна перемешивается хуже и возрастает опасность всплесков металла. Второй недостаток связан с тем, что из-за термических ударов при погружении фурмы в расплав футеровка трескается, в трещины затекает металл, и в результате фурмы имеют низкую стойкость; значительно

снижается стойкость футеровки из-за разъедания ее покровным шлаком в ковше.

На многих заводах зачастую не ставят сопло, заканчивая фурму приваренным опорным кольцом, удерживающим стопорные трубки при изготовлении фурмы и в начале продувки. Опорное кольцо при продувке быстро сгорает, но за это время стопорные трубки спекаются между собой и с трубой, образуя монолитное тело фурмы, способное выдержать несколько продувок. Изначально продувка такой фурмой может проводиться только в пузырьковом режиме истечения струи.

### 4.1.3. Аргонокислородная продувка

Влияние продувки металла инертным газом на уменьшение парциального давления монооксида углерода, образующегося при окислении углерода, использовано при разработке такого процесса, как аргонокислородное обезуглероживание или аргонокислородное рафинирование (АКР). Процесс известен так же, как АОД – процесс (Argon – Oxygen – Decarburisation). При продувке металла кислородом равновесие реакции  $[C] + 1/2O_{2(g)} = CO_{(г)}$  определяется парциальным давлением кислорода и образующегося монооксида углерода. Продувая металл смесью кислорода с аргоном, мы добиваемся «разбавления» пузырькой СО аргоном и соответствующего сдвига вправо равновесия реакции. Окислительный потенциал газовой фазы при этом достаточен для проведения реакций окисления примесей ванны. Метод аргонокислородной продувки широко используют при производстве коррозионно-стойких и других хромсодержащих сталей. Равновесие реакции  $(Cr_2O_3) + 3 [C] = 2 [Cr] + 3CO_{(г)}$  при уменьшении парциального давления монооксида углерода  $p_{CO}$  сдвигается вправо, в результате обеспечивается хорошее усвоение кислорода. В процессе продувки состав смеси изменяют, уменьшая расход кислорода и увеличивая расход аргона. Таким образом, обеспечивают получение сплавов с очень низким содержанием углерода и без заметных потерь хрома. Метод аргонокислородной продувки не позволяет получать таких особо низких концентраций углерода, как способ вакуумкислородного обезуглероживания, степень использования хрома при аргонокислородной продувке несколько ниже. Однако способ аргонокислородной продувки позволяет на более простых агрегатах получать более высокую производительность, поэтому получил широкое распространение.

Наиболее распространенный вариант конструкции АОД-конвертера показан на рис. 4.12.

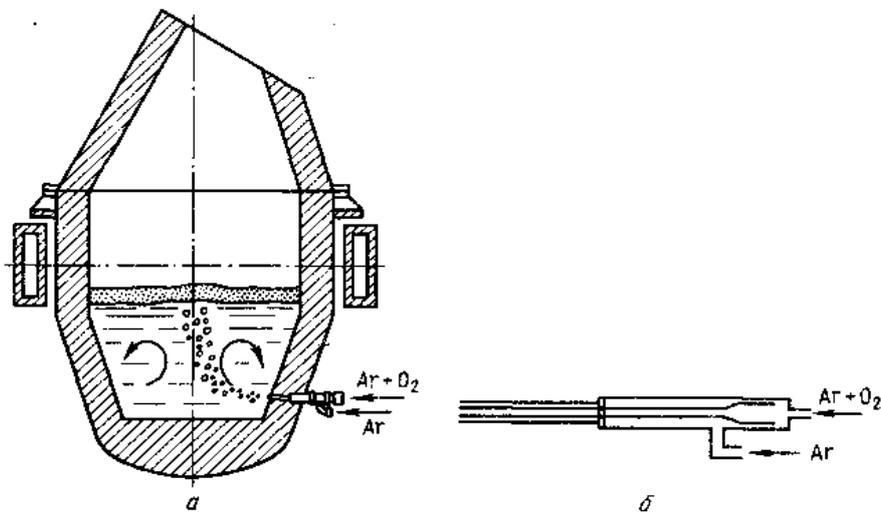


Рис. 4.12. Конструкция конвертера для аргонокислородной продувки:  
 а - конвертер; б - фурма

Фурма для подачи дутья обычно состоит из двух концентрических труб. По внутренней трубе подают смесь кислорода и аргона, а по кольцевому зазору – аргон, служащий защитным газом. Соотношение расходов кислорода и аргона изменяют в процессе продувки, добиваясь максимального окисления углерода и минимального окисления хрома. Обычно соотношение расходов  $O_2$  : Ar на первой, второй и третьей стадии продувки поддерживают на уровне соответственно 3:1, 1:1 и 1:3. Для снижения стоимости передела на первой стадии продувки вместо аргона можно вдуть азот. После окончания третьей стадии ванну продувают чистым аргоном для возможно большего снижения концентрации кислорода и серы (в результате перемешивания металла под высокоосновным шлаком), а также для возможно большего восстановления окисленного в процессе продувки кислородом хрома. Существуют также другие варианты продувки, при которых кислород подают через фурму сверху, а снизу смесь  $O_2 + Ar$  или только аргон (иногда, азот). На рис. 4.13 показано, что снижение парциального давления CO при  $1700^\circ C$  в случае аргонокислородной продувки обеспечивает получение заметно более низких концентраций углерода, чем при той же температуре, но при нормальном давлении.

Сравнительная простота организации аргонокислородной продувки, высокая производительность агрегатов и возможность изменять в широких пределах окислительный потенциал газовой фазы (отношение  $O_2$  : Ar) приводят к непрерывному расширению сферы распространения этого метода. Этот метод используют для производства не только кор-

розионностойких, 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.

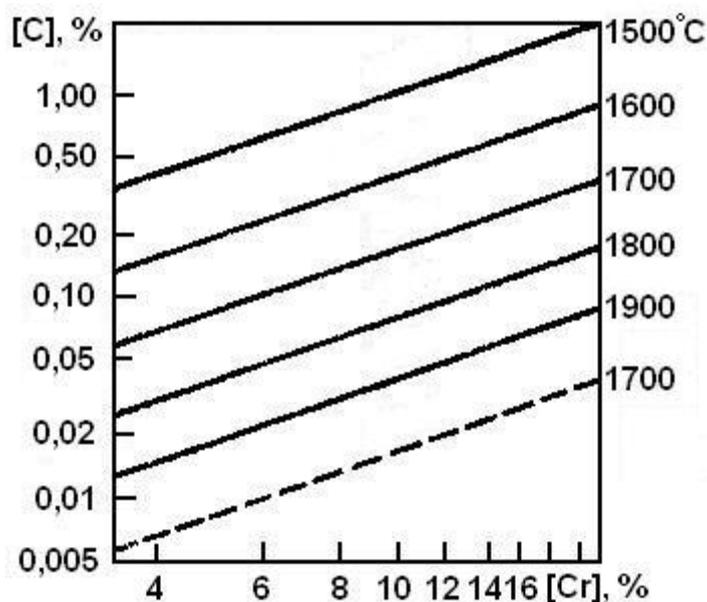


Рис. 4.13 Соотношение между содержаниями углерода и хрома при различных температурах металла: при продувке его в печи (сплошные линии,  $P_{CO} = 0,1 \text{ МПа}$ ) и в AOD – конвертере (штриховая линия,  $P_{CO} = 0,01 \text{ МПа}$ )

На одном из заводов Японии организовали производство коррозионностойкой стали из расплава никелевых и хромистых руд. Никелевую руду с высоким содержанием железа подвергают дроблению, обогащению и предварительному нагреву в смеси с углеродистым восстановителем и в нагретом ( $\sim 1000 \text{ }^\circ\text{C}$ ) состоянии загружают в рудовосстановительную печь, в которой получают расплав с 13–15 % Ni. Хромистую руду также подвергают предварительной обработке и в нагретом ( $\sim 500 \text{ }^\circ\text{C}$ ) состоянии загружают в рудовосстановительную печь, в которой получают расплав с 40–43 % Cr. Расплавы смешивают в ковше и заливают в конвертер, в котором подвергают аргонокислородной продувке для получения специальных высокохромистых никельсодержащих коррози-

онностойких сталей. По сравнению с известным способом получения таких сталей из скрапа по схеме дуговая электропечь–конвертер аргоноокислородной продувки затраты энергии в новом процессе ниже, содержание неметаллических включений и азота меньше, поскольку используют первородную шихту и не происходит образование атомарного азота в зоне.

Возможности, которые появляются при использовании метода аргоноокислородного рафинирования, велики в мировой практике, рождаются все новые и новые варианты процесса. Разрабатываются, в частности, варианты использования метода расплавления хромо- и никельсодержащего металлолома при вдувании в конвертер каменноугольной пыли с последующей аргоноокислородной продувкой расплава и получением коррозионностойкой стали.

## **4.2. Оборудование для продувки инертными газами**

### **4.2.1. Ковши**

Внепечная обработка стали (раскисление, легирование, десульфурация, гомогенизация по химическому составу и температуре, вакуумирование и пр.) проводится в сталеразливочных ковшах, которые традиционно предназначались только для приёма жидкой стали из печи и отливки слитков или для заготовок на МНЛЗ.

Операции внепечной обработки увеличили продолжительность пребывания металла в ковше до 1,5–2,5 часов при повышенных температурах, что осложнило и без того тяжёлые условия службы футеровки ковша. Осложнило работу футеровки и то, что при внепечной обработке обязательно создаются интенсивные циркулирующие на дне потоки расплава. В этих условиях усилилось химическое взаимодействие футеровки с металлом и шлаком, что не только в некоторых случаях понижает эффективность рафинирования стали, но и приводит к усиленному износу огнеупоров. Наконец, новые условия службы потребовали пересмотра конструкции стопорного устройства, поскольку традиционная система здесь оказалась неработоспособной. Все это потребовало усовершенствования элементов конструкции ковша.

Сталеразливочный ковш представляет собой открытую футерованную ёмкость в форме перевёрнутого усеченного конуса с небольшой конусностью 0,05. Для уменьшения удельной поверхности и, следовательно, тепловых потерь отношение среднего диаметра к высоте у обычных ковшей колеблется около 1. У ковшей же для внепечной обработки за счёт увеличения высоты на 200 – 300 мм, а если предполагает-

ся обработка нераскисленных сталей то до 1 – 1,3 м, это отношение понижается до 0,6.

Кожух ковша сварной из листовой стали, усиленный кольцами жёсткости, у которого днище имеет полусферическую форму с одним или двумя отверстиями для установки разливочного стакана. Если в ковше производится продувка металла газом через пористую вставку, то делают дополнительное отверстие.

Футеровка стен, как и у обычных ковшей, состоит из трех слоев: асбестового картона, теплоизоляционной (арматурной) кладки и рабочей футеровки. Теплоизоляционный слой работает в относительно легких условиях, разрушается мало и его заменяют редко, 1–2 раза в год. Рабочая футеровка, как уже отмечалось, работает в тяжелых условиях, и её стойкость в зависимости от типа огнеупора и технологии внепечной обработки колеблется, а широких пределах от 10 до 50 и больше плавов.

Служебные свойства огнеупоров определяются их составом, прежде всего содержанием  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{ZrO}_2$  и технологией изготовления (фракционный состав, состав и количество связующего компонента, давление прессования, режим сушки и обжига). Используемая в обычных ковшах, кладка из шамотного кирпича и набивные футеровки из кремнезёмистых масс из-за повышенного содержания  $\text{SiO}_2$ , (в ковшевом шамотном кирпиче содержится 62–63 %  $\text{SiO}_2$ , 31–33 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) мало пригодны для ковшей внепечной металлургии, так как легко разрушаются под воздействием жидкого металла, особенно в вакууме, что увеличивает содержание в нём кислорода.

В настоящее время применяют два типа футеровок – из высокоглинозёмистых (нейтральных) и основных огнеупоров. Переход на высокоглинозёмистые футеровки объясняется тем, что с увеличением содержания  $\text{Al}_2\text{O}_3$  износоустойчивость огнеупора резко возрастает. Износ кирпича с содержанием 72 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , в два раза больше, чем у огнеупора, содержащего 84 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . В соответствии с этим в мировой практике для кладки стен и днища широко применяются высокоглинозёмистые огнеупоры, содержащие 77 – 84 %. Стойкость таких футеровок 30–35 плавов против 10–15 плавов при кладке из шамота. В отечественной металлургии используются муллитовые корундовые огнеупоры – разновидность высокоглинозёмистых, содержащие 77–78 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . В агрегатах с электроподогревом (печь – ковш), где процесс продолжается около двух часов, применяются огнеупоры с 86–87 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Однако высокоглинозёмистые огнеупоры дороги, недостаточно стойки против химического воздействия шлака, особенно в установках печь-ковш и, наконец, имеют повышенную теплопроводность, что приводит к образованию настывлей металла на днище ковшей. Поэтому рекомендуется днище выкладывать

из шамотного кирпича.

При десульфурации стали в ковше порошками силикокальция и смесями извести и плавикового шпата наилучшие результаты получаются при основной футеровке. Для неё применяют магнезиальные (96,6 % MgO), периклазохромитовые (48–62 % MgO, 15–23 % Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) огнеупоры. Великобритания, США и Япония широко используют периклазоуглеродистые огнеупоры. Содержание углерода в них составляет 10 – 12 %, иногда оно увеличивается до 18–20 %. Значительные преимущества имеют смолоизвестковопериклазовые огнеупоры (57 % CaO, 38 % MgO, 3,7–4 % C). Существенным недостатком этого огнеупора является склонность к гидратации из-за влаги в атмосфере. Поиски новых эффективных и, главное, дешевых материалов ведутся интенсивно во всех странах. Стойкость основных огнеупоров находится на уровне 40–50 плавов.

Первый недостаток основных и высокоглинозёмистых огнеупоров – более высокая теплопроводность: средняя скорость охлаждения металла в предварительно нагретом до 500 °С ковше составляет около 50 град/ч, тогда как в ковше с кремнезёмистой футеровкой при таком же предварительном нагреве – 25 град/ч. Второй недостаток – резкое уменьшение стойкости футеровки в результате скалывания и «прокозления», если при эксплуатации температура её опускается ниже 800–1000 °С. Поэтому при работе на ковшах с основными футеровками необходимо, во-первых, увеличивать толщину теплоизоляционного слоя. Так, у ковша с рабочим слоем из доломита на связке из пека теплоизоляционный слой состоит из двух слоев: легковесного кирпича общей толщиной 100 мм, затем следует набивной слой толщиной 40 мм из смолоизвестковопериклазовой массы и затем рабочий слой. Во-вторых, требуется подогревать ковш в межплавочный период, применять теплоизоляционные крышки, устанавливаемые на ковш перед выпуском плавки, во время разливки и при смене стаканов и шиберных затворов.

Наиболее слабое место футеровки – независимо от типа применяемых огнеупоров – линия контакта с расплавленным шлаком. В настоящее время при работе со шлаками, имеющими основность (CaO/SiO<sub>2</sub>) более 1,4, перспективны магнезитодоломитовые (33–34 % CaO) и магнезитоуглеродистые огнеупоры; так, если стойкость высокоглинозёмистых (84–88 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) огнеупоров здесь не превышает 25 наливов, у магнезитоуглеродистых она достигает 40–45 наливов, что сопоставимо со стойкостью остальных элементов футеровки. Поэтому из этих огнеупоров выкладывают кольцевую вставку на уровне шлакового расплава.

Дозирующее устройство ковша может быть двух типов: верти-

кальный стопор (или просто стопор) и устройство скользящего типа. Первый тип издавна применяется в металлургии, и за это время накопился большой опыт по технологии его изготовления и эксплуатации. Самое слабое место вертикального стопора – его пробка. По мере увеличения продолжительности контакта стопора с жидкой сталью рабочая поверхность пробки размягчается и при чрезмерно большой выдержке от выпуска плавки до начала разливки размягченная поверхность пробки может прилипнуть к поверхности стакана («прихват пробки»).

В этом случае при попытке поднять стопор в начало разливки пробка может оторваться от металлического стержня стопора. Нормальная разливка после этого невозможна. Практика показывает, что, во избежание прихвата пробки, выдержка до начала разливки не должна превышать 20–25 мин, что совершенно неприемлемо при внепечной обработке металла.

Вопрос решился с изобретением скользящих (шиберных) затворов. Шиберный затвор закрепляется на наружной стороне ковша, огнеупоры затвора до начала разливки не контактируют с расплавленным металлом. Эта особенность шиберного затвора позволяет увеличить выдержку перед началом разливки до требуемого технологией обработки предела, нагреть ковш перед приемом плавки до 800–1000 °С, что важно для высокоглинозёмистой и основной футеровки ковшей, и понизить температуру выпускаемой стали. При хорошем качестве огнеупоров шиберного затвора и тщательной сборке одним затвором можно разлить 2–3 плавки. Однако шиберные затворы дорогостоящи, качественная сборка возможна только в специально оборудованных отделениях (мастерских).

#### **4.2.2. Газопроницаемые вставки**

Газопроницаемые вставки представляют собой специально изготовленные огнеупоры со сквозными капиллярами, по которым газ поступает в расплав. Наиболее широкое распространение получили вставки в виде усеченного конуса, реже применяются вставки в форме прямоугольных блоков. Отечественная промышленность выпускает вставки в виде усеченного конуса, размеры которого зависят от толщины футеровки ковша (от вместимости ковша) и колеблются в пределах: диаметр верхнего основания 45–160 мм, нижнего – от 50 до 250 мм, высота – от 60 до 200 мм.

Обычно устанавливают по одной или две вставки в днище (иногда в стенке) ковша. На рис. 4.14 показан один из вариантов крепления пористой вставки. Пористая коническая вставка 1 в металлическом кожухе

3 вводится снизу через специально отверстие в днище ковша до упора в поверхность гнездовой кирпич 2. Дополнительное поджатие осуществляется винтом 9, вворачиваемым в крестовину 8, которая опирается на прилив фланца 6.

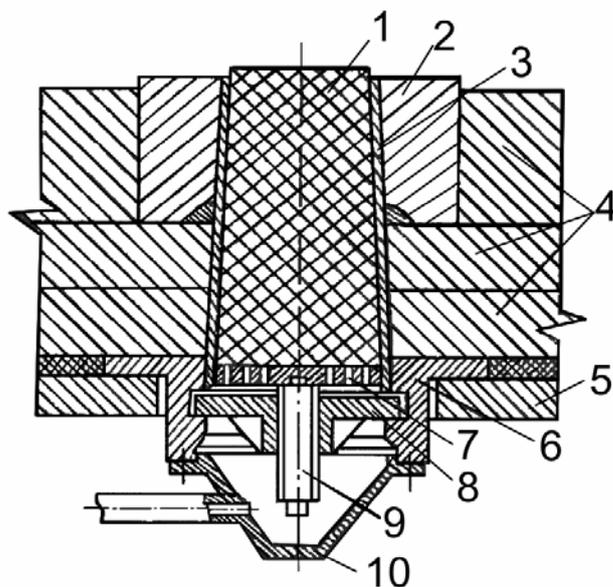


Рис. 4.14. Схема устройства для ввода нейтрального газа в ковш: 1 – пористая вставка; 2 – гнездовой кирпич; 3 – металлический кожух; 4 – футеровка ковша; 5 – кожух ковша; 6 – фланец; 7 – опорный диск с отверстиями; 8 – опорная крестовина; 9 – винт; 10 – крышка

К пористой вставке предъявляются жесткие требования: она наряду с высокой газопроницаемостью должна быть механически прочной, чтобы не разрушаться при установке ее в днище ковша, обладать повышенной термостойкостью, быть химически стойкой к жидкому металлу и шлаку при температурах эксплуатации 1500–1600 °С. Срок службы вставки должен быть не меньше, чем у рабочего слоя футеровки ковша. Материалов, в полной мере обеспечивающих все требования к качеству вставок, нет. Наиболее подходящим является корунд ( $Al_2O_3$ ), корундо-муллит – высокоглиноземистый огнеупор на основе глинозема и огнеупорной глины (80–90 %  $Al_2O_3$ ), магнезит (91–94 %  $MgO$ ), хромомагнезиты – огнеупоры на основе хромита ( $Cr_2O_3-FeO$ ) и периклаза ( $MgO$ ) в различных соотношениях (18–24 %  $Cr_2O_3$ , 54–63 %  $MgO$ ).

Технология изготовления пористых вставок должна обеспечить образование сквозных капилляров, причем капилляры должны быть достаточно широкими, чтобы вставка оказывала минимальное сопротивление проходящему газу (в противном случае газ придется подавать

при повышенном давлении, что приведет к усложнению продувочного узла), и в то же время они должны быть достаточно узкими, чтобы исключить проникновение расплава в капилляры, когда газ не подается. При обычных значениях ферростатического давления в сталеразливочных ковшах и при обычных температурах и углах смачивания огнеупоров жидкой сталью оба эти требования удовлетворяются, если диаметр капилляров составляет 0,6–1,0 мм.

Большое значение на газопроницаемость вставки оказывает вид пористости огнеупора – неориентированная или ориентированная (направленная) пористость.

Технология производства вставок с неориентированной пористостью основана на том, что при плотной укладке шаров равного диаметра 44 % занятого ими объема составляют сообщающиеся между собой пустоты. Следовательно, шихту для пористых огнеупоров составляют из материала-наполнителя узкого гранулометрического состава и небольшого количества (3–15 %) тонкомолотой легкоплавкой связки. Прессование из этой смеси огнеупора пористой вставки производят при давлениях, исключающих раздавливание зерен наполнителя.

Вставки с направленной пористостью, в теле которых каналы ориентированы вертикально, обеспечивают подачу газа в металл с минимальными потерями давления. Вставки этого типа обладают также повышенной прочностью, стойкостью против размывания металлом, шлакоустойчивостью. Огнеупоры с направленной пористостью производятся по технологии, включающей особый тип литья с вибрацией.

Главное достоинство пористой вставки – обеспечение малых размеров всплывающих пузырей, более равномерное, чем при продувке через фурму, распределение их в объеме ковша. Это позволяет вести продувку с большими расходами газа – до 200 м<sup>3</sup>/ч. Стойкость отечественных пористых вставок 2–7 плавов, что значительно меньше стойкости рабочего слоя футеровки ковша. Для замены пористой вставки ковш приходится охлаждать, а это уменьшает оборачиваемость ковша и усложняет работу раздаточного (разливочного) пролета. К недостаткам пористой вставки следует отнести ослабление кладки ковша и повышение вероятности прорыва металла.

Также следует отметить, что продувка через пористую вставку сопровождается вспучиванием металла и обнажением его поверхности в зоне выхода газовых пузырей, так как скорость подъема расплава здесь достигает двух и более метров в секунду. Избежать этого можно, рассредоточив ввод газа. В какой-то мере это решается продувкой через несколько (3–4) вставок, расположенных на середине радиуса днища

ковша, но возможности такого способа ограничены из-за ослабления днища ковша.

Другой путь – изготовление днища полностью из пористых огнеупорных блоков, уложенных на дополнительное днище, перфорированное над основным дном ковша (рис. 4.15). Рассчитывать на широкое распространение этого способа не приходится из-за сомнительной надежности днища против прорыва металла.

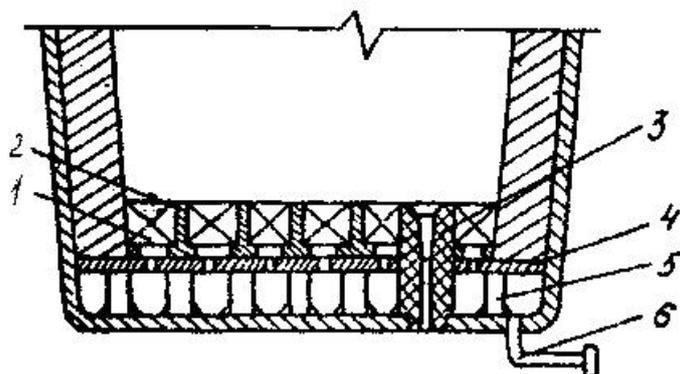


Рис. 4.15. Схема футеровки дна ковша из пористых блоков:  
1 – пористые огнеупорные блоки; 2 – обечайка для пористых блоков;  
3 – разливочный стакан; 4 – второе дно с отверстиями для прохода газа;  
5 – опорные стояки; 6 – патрубок для подачи аргона

Существует вариант футеровки днища с пористыми швами в кладке, изготовленными из специальной газопроницаемой массы (рис. 4.16). Надежность такой футеровки ковша выше. И все же в настоящее время самым распространенным способом ввода газа в расплав является ввод через конические вставки.

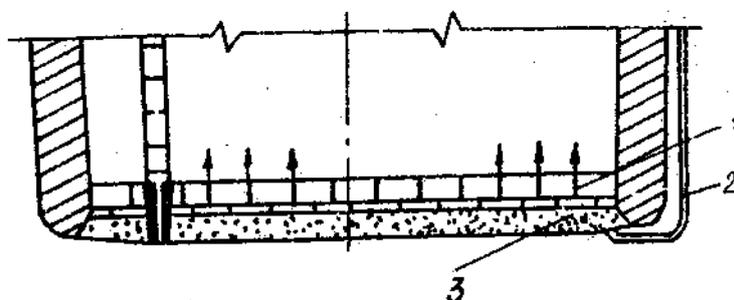


Рис. 4.16. Схема футеровки дна ковша для продувки металла через пористые швы: 1 – пористые швы; 2 – подвод газа; 3 – гранулированный материал

### 4.3. Перемешивание расплава в ковше

Эффективность обработки стали в ковше во многом зависит от качества перемешивания металлического и шлакового расплавов. Высокая температура и химическая агрессивность стального расплава исключают использование для этой цели механических мешалок. В настоящее время общее признание получили два способа перемешивания: продувка расплава нейтральными газами и электромагнитное перемешивание. Устройство для вдувания газов в расплавленный металл должно удовлетворять следующим требованиям.

1. Подаваемый газ должен диспергироваться в расплав на возможно большее число мелких пузырьков. Это позволяет интенсифицировать продувку без риска чрезмерного бурления расплава, образования брызг и выплесков металла из ковша.

2. Устройство должно быть способно противостоять химическому и термическому воздействию металла и шлака и размыванию потоками расплава, возникающими при продувке.

3. Конструкция устройства, должна быть проста в обслуживании и легко заменяться, при выработке ресурса.

4. Устройство должно быть недорогим, не требующим дефицитных материалов.

Создано огромное число вариантов конструкций дутьевых устройств, но ни одно из них не удовлетворяет всем перечисленным требованиям, поэтому поиски оптимальных решений продолжаются. Все известные конструкции дутьевых устройств представляют собой либо газопроницаемые вставки, устанавливаемые в футеровке днища ковша, либо погружные фурмы («ложный стопор»), либо газ подается через шиберный затвор. Рассмотреть хотя бы часть известных вариантов конструкций продувочных устройств здесь невозможно.

### 4.4. Электромагнитное перемешивание

При этом способе перемешивания расплава в ковше используются электродинамические явления, возникающие при взаимодействии жидкого металла с «бегущим» магнитным полем. Поле создаётся электромагнитом, статор которого располагают у наружной поверхности стен ковша (рисунок 4.17). Электромагниты (цилиндрический или плоские) размещаются стационарно на специальном стенде, куда устанавливается ковш с металлом после выпуска плавки из печи. В некоторых вариантах конструкций цилиндрические статоры размещены на сталевозах. Об-

мотка статора состоит из нескольких катушек, которые различными способами могут подключаться к преобразователю, генерирующему систему двухфазных токов низкой частоты (0,8–1 Гц). Силу тока в каждом электромагните можно плавно изменять от нуля до максимума, порядка 1000 А, и тем самым регулировать интенсивность движения металла. Переключение обмоток в различные сочетания даёт возможность изменять направление лотков. В целом электромагнитная система перемешивания (ЭМП) позволяет тонко регулировать скорость и направление потоков в зависимости от решаемой на конкретном этапе рафинировки задачи. При газовом перемешивании это сделать трудно. Так, у агрегата печь-ковш ёмкостью 150 т, оборудованного ЭМП, связь между максимальным значением вертикальной составляющей скорости расплава  $W_m$  и силой тока линейна:  $W_m = (6,9 - 7,1) \cdot 10^{-4} I$ , м/с.

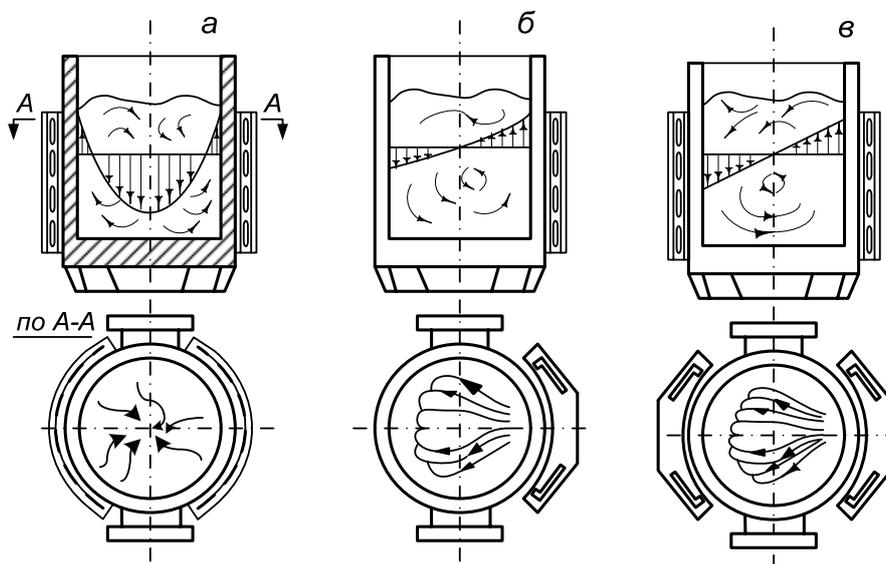


Рис. 4.17. Циркуляция металла в ковше при индукционном перемешивании и распределение величины вертикальной составляющей скорости потоков при цилиндрическом индукторе (а), плоском (б) и при двух плоских индукторах с противоположными направлениями движения магнитного поля

В период нагрева стали в ковше электрическими дугами быстрый и равномерный нагрев достигается при  $w_m = 0,5$  м/с. В этом случае коэффициент использования активной мощности электродугового нагрева  $K_a = P_m/P_a$ , где  $P_m$  – активная мощность, расходуемая на нагрев металла,  $P_a$  – подводимая активная мощность достигает значения 0,45. Дальнейшее усиление перемешивания не приводит к его увеличению. Такая же скорость достаточна и для усреднения расплава по химическому составу в течение 7–8 мин после присадки 2 т легирующих добавок. При вакуумировании для более полного удаления водорода и раскисления уг-

лородом необходима скорость  $w_m = 0,7$  м/с. Такая же скорость нужна для удаления неметаллических включений после раскисления алюминием.

На рисунке 4.18 приведён оптимальный режим скоростей расплава при внепечной обработке конструкционной стали на этой установке.

Достоинства электромагнитного перемешивания очевидны. Однако комплект оборудования очень дорогой, хотя бы потому, что кожух у ковшей изготавливается из немагнитной стали. Электромагнитное перемешивание имеет смысл устанавливать на агрегатах комплексной обработки стали, предназначенных для производства высококачественных марок стали с применением во время рафинирования порошкообразных материалов, вакуумирования и др. Производит такие агрегата с ЭМП шведская фирма ASEA-SKF. Несмотря на высокую стоимость, многие заводы приобретают такие установки.

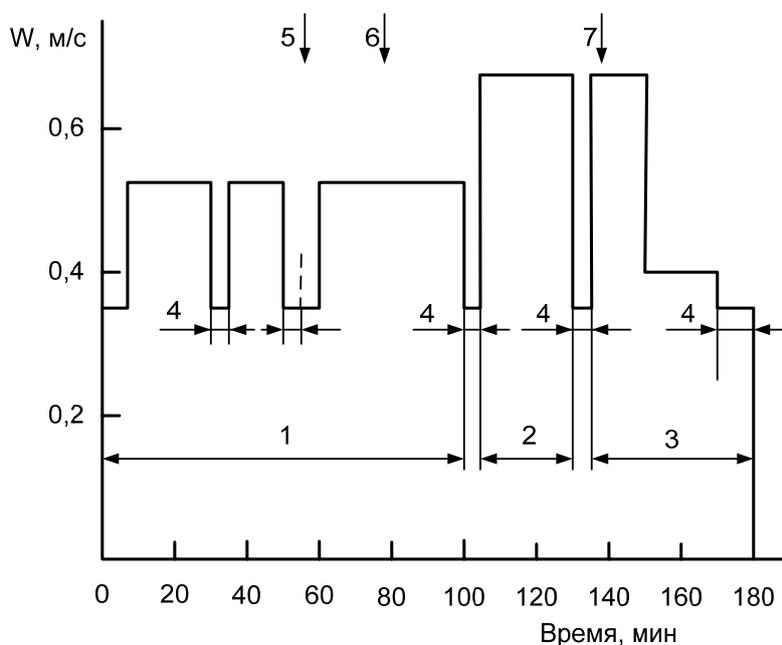


Рис. 4.18. Режим электромагнитного перемешивания в процессе обработки стали в ковше: 1 – предварительный нагрев металла; 2 – вакуумирование; 3 – доводка по химическому составу и нагрев до температуры выпуска, 4 – отбор проб и замер температуры; 5 – присадка шлакообразующих; 6 – легирование; 7 – раскисление алюминием

Обследование ковшевых установок рафинирования стали ёмкостью от 10 до 300 т позволило сопоставить эффективность перемешивания металла продувкой аргоном и электромагнитным способом. Эксплуатационные затраты для ЭМП ниже, а капитальные выше, чем при продувке. Технологические преимущества по снижению содержания

неметаллических включений, газов и вредных примесей – за продувкой аргоном, но показатели по расходу электроэнергии и ковшевым огнеупорам лучше у ЭМП, правда лишь в том случае, если рафинировка проводится при тонком слое синтетического шлака. При работе на пенном шлаке, который экранирует футеровку ковша от радиационного воздействия электродуг, расход огнеупоров мало отличается от расхода при использовании аргона. Выбор метода перемешивания должен проводиться с учётом этих обстоятельств.

## Глава 5. Введение реагентов в глубь металла

### 5.1. Продувка металла порошкообразными материалами

Продувка металла порошкообразными материалами (или вдувание в металл порошкообразных материалов) проводится для обеспечения максимального контакта вдуваемых твердых реагентов с металлом, максимальной скорости взаимодействия реагентов с металлом и высокой степени использования вдуваемых реагентов. Достоинством этого метода является также то, что реагент в металл вдувается струей газоносителя, который оказывает определенное воздействие на металл. Газом-носителем может быть: 1) окислитель (например, кислород или воздух); 2) восстановитель (например, природный газ); 3) нейтральный газ (азот, аргон). В качестве вдуваемых реагентов используют шлаковые смеси, а также металлы или сплавы металлов. Метод вдувания порошков используют для ряда целей.

1. **Дефосфорация металла.** При использовании шлаковых смесей для удаления фосфора в металл обычно вдувается в струе кислорода смесь, состоящая из извести, железной руды и плавикового шпата.

2. **Десульфурация.** Для удаления серы в металл вводят (в струе аргона или азота): флюсы на основе извести и плавикового шпата; смеси, содержащие кроме шлакообразующих также кальций или магний; реагенты, которые вследствие высоких энергий взаимодействия и соответствующего пироэффекта обычными способами вводить в металл нельзя (кальций, магний).

3. **Раскисление и легирование,** в том числе для введения металлов, которые вследствие вредного действия на здоровье обычными методами вводить опасно (свинец, селен, теллур).

4. **Ускорение шлакообразования,** например, в конвертерных цехах вдувание порошкообразной извести используют при переделе высокофосфористых чугунов.

5. **Науглероживание.** Вдувание в металл порошкообразных карбонизаторов (графита, кокса и т. п.) позволяет в различных случаях практики решать разные задачи, в частности: корректировать содержание углерода в металле; при недостатке или отсутствии чугуна повышать в металле содержание углерода до пределов, необходимых для нормального ведения процесса; раскислять металл (вдувание в окисленный металл порошка углерода вызывает бурное развитие реакции обезуглероживания, содержание кислорода при этом уменьшается, а выделяющиеся пузыри СО промывают ванну от газов и неметаллических включений). Порошок графита или кокса можно вводить в металл непо-

средственно в печи, а также в ковш или на струю металла, выпускаемого из печи в ковш. Существуют и другие цели использования этого метода. Наибольшее распространение получила практика использования метода для введения в сталь таких реагентов, как кальций и магний.

### 5.1.1. Вдувание кальций-и магнийсодержащих материалов

Кальций обладает высоким химическим сродством к кислороду, поэтому введение его в металл обеспечивает высокую степень раскисления металла; кроме того, кальций обладает высоким химическим сродством к сере, поэтому введение его в металл обеспечивает высокую степень десульфурации металла. Одним из наиболее распространенных раскислителей является алюминий, при использовании которого в металле образуются тугоплавкие включения глинозема, ухудшающие чистоту металла, механические свойства изделий из него, а также затрудняющие разливку вследствие зарастания разливочных стаканов. Оксид CaO, образующийся при введении кальция, взаимодействуя с частицами  $Al_2O_3$ , обеспечивает возникновение менее тугоплавких неметаллических включений, (рис. 5.1).

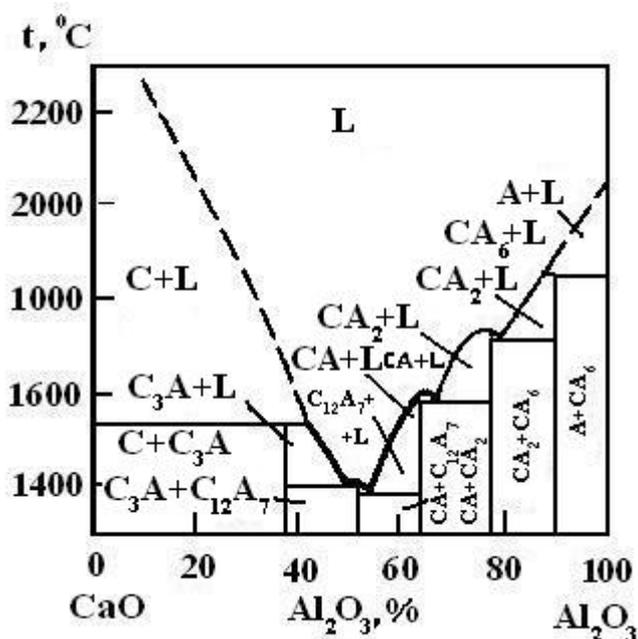


Рис. 5.1. Диаграмма состояния:  
CaO–Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (C - CaO, A - Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, L - жидкость)

Те из них, которые остаются в металле, имеют очень малые размеры и сферическую форму, они не деформируются в процессе обработки давлением, не вытягиваются в цепочки остроугольных кластеров, что характерно для включений глинозема, и в малой степени ухудшают свойства металла. Раскисленная алюминием сталь после введения кальция практически не содержит пластичных силикатов. Кальций уменьшает также вредное влияние оставшейся в металле серы, так как механические свойства сульфида кальция  $\text{CaS}$  существенно выше свойств сульфида марганца  $\text{MnS}$ , в результате сульфиды также приобретают более округлую форму при значительно меньшей длине (вдоль направления пластической деформации).

Кальций оказывает положительное влияние как реагент, существенным образом влияющий на скорость удаления включений, поскольку присутствие кальция способствует переводу включений глинозема в жидкие алюминаты кальция, что, в свою очередь, способствует ускорению удаления включений из металла. Сталь, подвергнутая обработке кальцием, характеризуется существенно более высокой обрабатываемостью, что способствует повышению производительности металлообрабатывающих станков в результате возможности работы на повышенных скоростях резания. Стали, обработанные кальцием, имеют лучшие показатели анизотропии свойств, при использовании введения в сталь кальция значительно улучшаются показатели механических свойств и снижается сегрегация в крупных слитках для поковок и др.

Растворимость кальция в металле невелика. В чистом железе растворимость кальция составляет  $\sim 0,032\%$ . Такие обычно встречающиеся в стали примеси, как углерод, кремний, алюминий, никель, повышают растворимость кальция. Наибольшее влияние оказывает углерод:  $1\%$  углерода повышает растворимость кальция почти вдвое.

Процесс введения кальция в сталь характеризуется рядом особенностей: пироэффekten, малой степенью усвоения и, соответственно, повышенной стоимостью обработки и т. д. Учитывая это, распространение получили два приема работы: 1) добавка кальция в составе различных сплавов, смесей, соединений («разубоживание» материала); 2) введение кальция (в виде этих смесей и соединений) не на поверхность, а вглубь металла («инъекция» или «инжекция»). Само появление терминов «инъекционная» (или «инжекционная») металлургия связано с разработкой способов ведения вглубь металла именно кальция. Осуществлялось введение кальция, прежде всего, методом его вдувания в порошкообразном состоянии. Термин «инъекционная» или «инжекционная» металлургия введен шведскими металлургами, разработавшими одну из разновидно-

стей способа с использованием форм  $\perp$  - образного вида (рис. 5.2), обозначается буквами Ij или I (Injection).

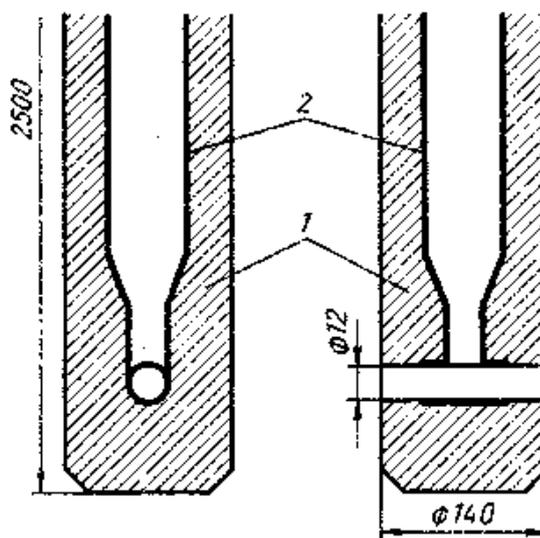


Рис. 5.2. Фурма для вдувания кальцийсодержащих материалов в металл: 1 - высокоглиноземистый огнеупор; 2 - стальная трубка

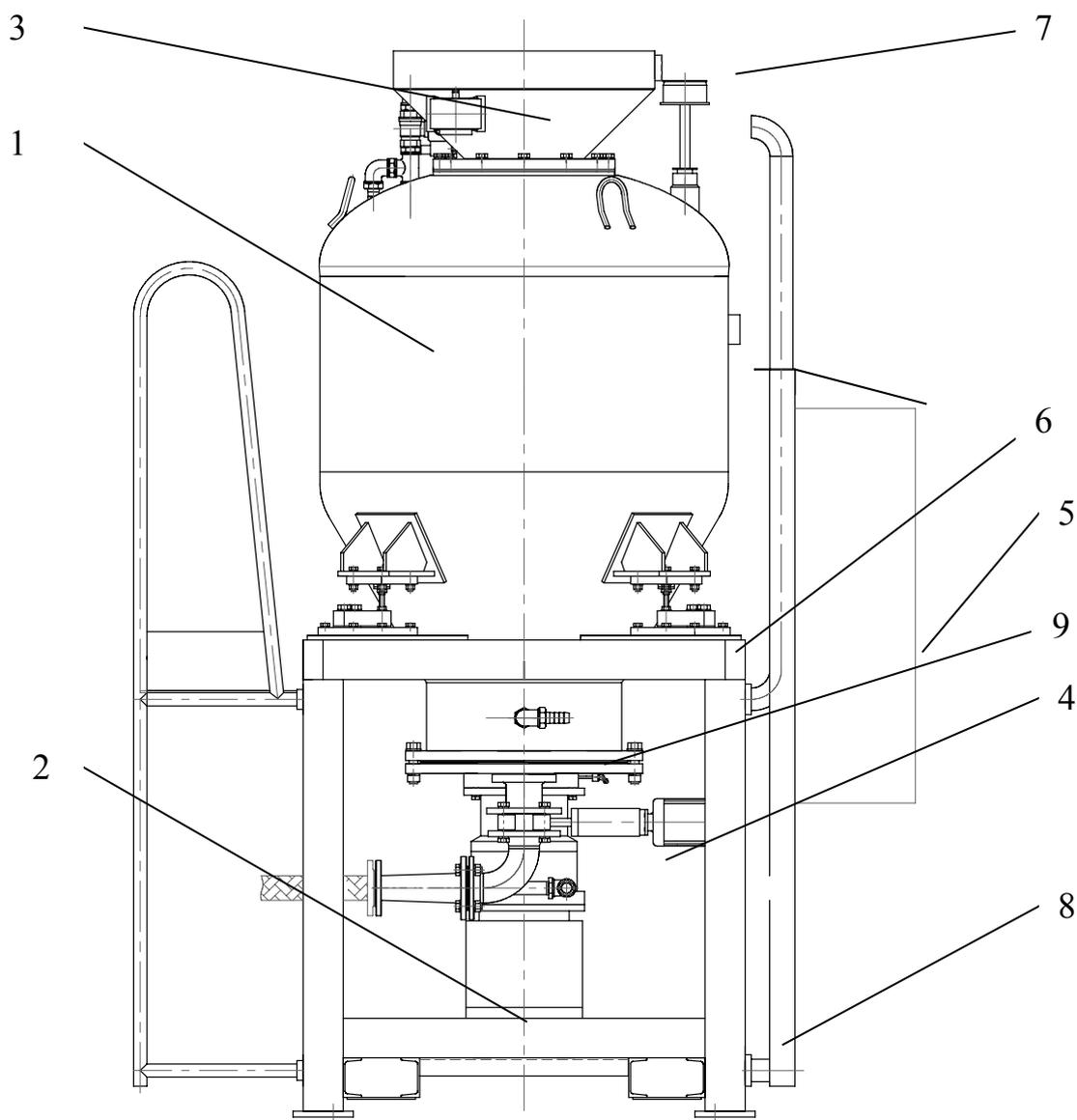
Широкие исследования и опробование вдувания порошкообразных материалов в жидкую стальную ванну в струе газа-носителя началось на рубеже 60-х годов XX столетия и показало высокую эффективность этого метода для указанных выше целей.

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

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

Камерные нагнетатели аэрационного типа используются для заглубленной инъекции порошкообразных материалов и частично для торкретирования. В последние годы в мире широкое распространение получили камерные нагнетатели пневмомеханического типа (далее – пневмомеханический нагнетатель), применяемые как для торкретирования футерованных поверхностей, так и для незаглубленной инъекции порошкообразных материалов в расплав металла. Такие нагнетатели являются наиболее подходящей конструкцией, соответствующей условиям отечественного металлургического производства, отличаются простотой и надежностью в эксплуатации, широким диапазоном применения. В результате проведенных ООО «НТМ» и ИМет УрО РАН научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ в качестве камер-

ного нагнетателя для инъекционной металлургии была выбрана конструкция пневмомеханического типа (рис.5.3).



*Рис.5.3. Схема инъекционной установки пневмомеханического типа: 1– рабочая камера; 2 – привод дозатора; 3 - загрузочная воронка; 4 – устройство загрузочное с шиберной заслонкой; 5 – шкаф управления; 6 – тензодатчики; 7 - сигнализатор максимального уровня материала; 8 – рама установочная; 9 – тарельчатый дозатор*

Этот тип нагнетателя оснащен тарельчатым дозатором, установленным в горизонтальной нижней части рабочей камеры. Дозатор имеет лопастное колесо с ячейками, его скорость вращения регулируется электродвигателем, оборудованным частотным преобразователем. В результате проведения вышеперечисленных работ были изготовлены инъекционные установки применительно к заданным производственным условиям металлургических предприятий.

Впервые в РФ было налажено производство оригинальных инъекционных установок, оборудованных современной автоматизированной системой управления процессом, которое было осуществлено в ООО «НТМ» инж. Лопатиным В.Н.

В процессе эксплуатации инъекционного оборудования, выпускаемого ООО «НТМ», отмечено, что оно превосходит некоторые зарубежные аналоги по надежности, диапазону применения, наиболее соответствует условиям отечественного металлургического производства и вместе с тем значительно дешевле. Дальнейшее совершенствование конструкций инъекционных установок, которое должно отразиться на качественных характеристиках и снижении себестоимости стали, связано с автоматизацией и расширением функциональных возможностей оборудования.

Для введения в глубь металла очень широкое распространение получили в порошкообразном виде различные шлаковые смеси, а также магний, барий, РЗМ; способы ввода реагентов в глубь металла разнообразны, поэтому под терминами «вдувание порошков», «инъекционная металлургия» понимают большое число самых разнообразных технологий. Например, в России этим способом обрабатывают на НЛМК конвертерную сталь, предназначенную для изготовления газопроводных труб, эксплуатируемых в тяжелых условиях Севера. Метод широко распространен за рубежом (под разными названиями); например, в ФРГ данный способ известен как TN-процесс (по названию предприятия «Thyssen Niederrhein AG» (ФРГ)). В США, Канаде и некоторых других странах этот метод получил название САВ-процесса (от слов Calcium – Argon – Blowing (кальций – аргон – продувка)). Метод используют, в частности, при производстве стали, применяемой для изготовления листа для сварных тяжело нагруженных конструкций. Жидкую сталь выпускают в ковш, закрываемый затем крышкой, через которую вводят фурму для вдувания кальция (или, иногда, магния) в струе аргона (рис. 5.4).

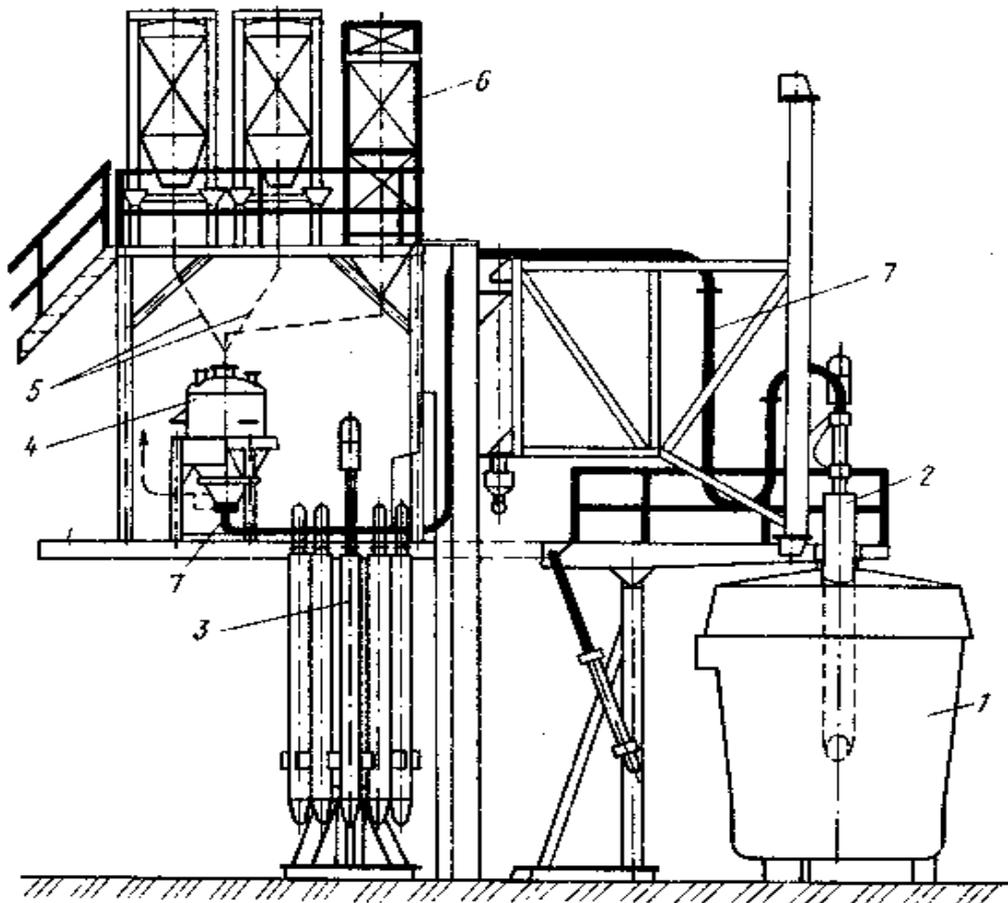


Рис. 5.4. Современная установка для вдувания в металл кальцийсодержащих материалов: 1 – ковш, накрытый крышкой; 2 – фурма; 3 – карусельная установка с запасными фурмами; 4 – питатель; 5 – бункера с материалами для вдувания; 6 – пылеулавливающая установка; 7 – устройства для подачи газопорошковой смеси от питателя к фурме

Кальций испаряется и, поднимаясь вместе с пузырями аргона, связывает серу в сульфид  $\text{CaS}$ , который ассимилируется шлаком. Большое значение при этом имеет состав футеровки ковша (рис. 5.5).

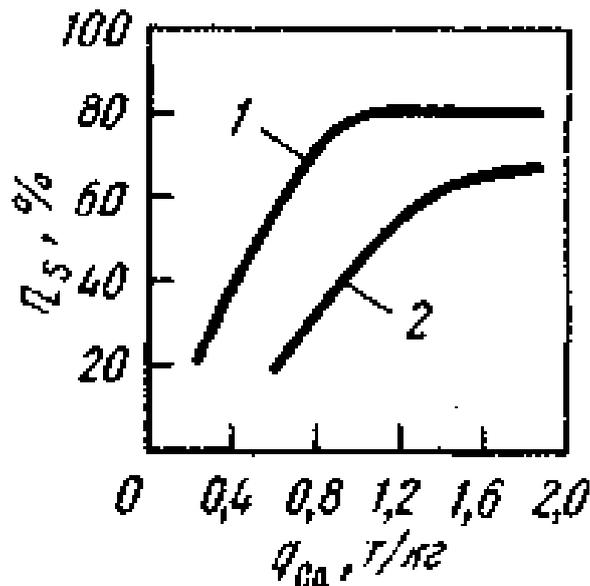


Рис. 5.5. Зависимость степени десульфурации  $\eta_{Ca}$  от количества кальция  $q_{Ca}$ , вдуваемого в металл, при использовании ковшей, футерованных доломитом (1) и шамотом (2)

Введение ЩЗМ в расплав в ковше с основной футеровкой ведет к получению в стали очень низкой активности кислорода и создает благоприятные условия для удаления серы до значений  $\sim 0,002\%$ , содержание кислорода составляет  $0,0006\text{--}0,0008\%$ . Применение данного метода позволяет полностью перенести процесс рафинирования в ковш.

Метод вдувания в металл в ковше порошков может использоваться также для получения стали с регламентированным содержанием азота, а также для легирования кремнием, никелем, молибденом, вольфрамом, свинцом и др. Для получения низкосернистой азотсодержащей стали могут использоваться смеси, содержащие цианамид кальция  $\text{CaCN}_2$ . В этом случае несущим газом является азот. При вдувании смеси, кроме насыщения металла азотом, одновременно протекают процессы науглероживания, раскисления и десульфурации.

Условия перехода азота в металл из несущего газа улучшаются при снижении в стали содержания кислорода и серы; и кислород и сера являются поверхностно-активными элементами и препятствуют переходу азота в металл. В случае вдувания в ковш в струе азота порошка  $\text{CaO}$  с  $10\%$   $\text{Mg}$  по мере удаления из металла серы и кислорода содержание азота возрастает (рис. 5.6) и особенно заметно на заключительной стадии продувки, когда содержание серы снижается до  $0,02\%$ , а кислорода  $< 0,005\%$ .

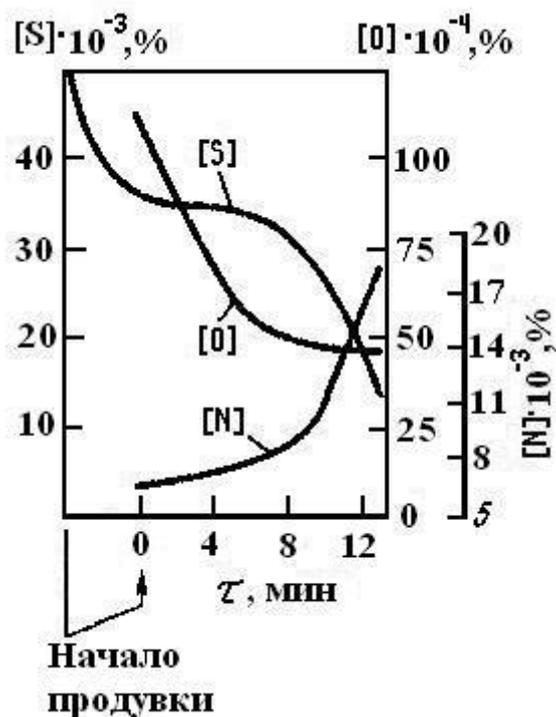


Рис.5.6. Изменение содержания серы, кислорода и азота в металле во время продувки металла в ковше смесью  $\text{CaO}+10\% \text{Mg}$  в струе азота ( $\tau$  - продолжительность продувки)

Состав попадающего из печи в ковш шлака в значительной степени влияет на протекание реакции десульфурации в ковше (рис. 5.7) и низкие концентрации серы (рис. 5.8).

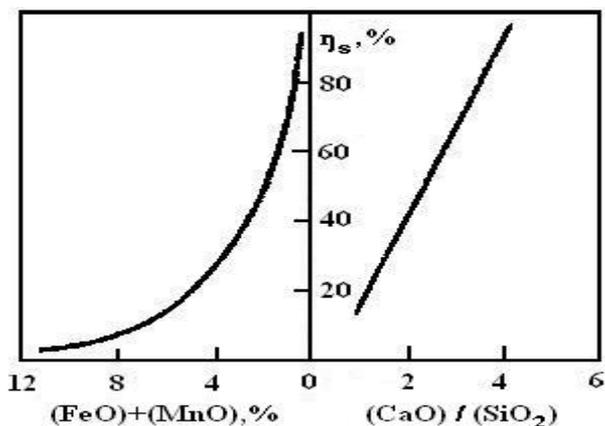


Рис.5.7. Влияние состава шлака в ковше после продувки порошкoм и на степень десульфурации  $\eta_s$

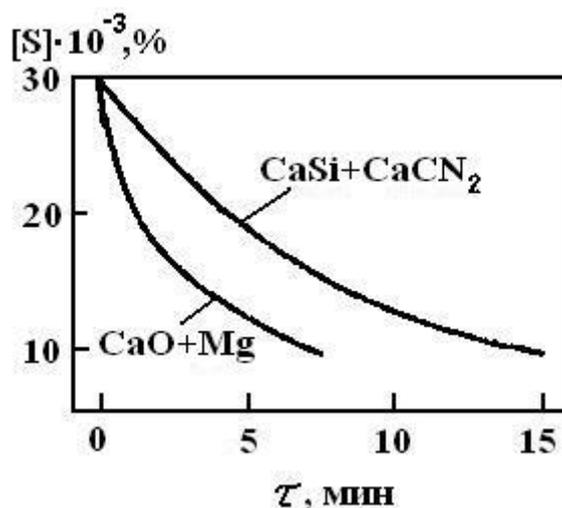


Рис.5.8. Снижение содержания серы в металле в ковше при использовании для продувки смесей различного состава ( $\tau$  – продолжительность вдувания порошка)

По полученным на практике данным при продувке металла в ковше порошками снижение температуры металла составляет 2–3 °С/мин.

### 5.1.2. Организация подачи порошков

Обычно порошкообразные реагенты вводят в металл через фурму сверху. Вместе с тем существуют и разновидности метода введения порошков: 1) через стакан – отверстие в шиберном затворе; 2) в подводный патрубок (или в камеру над подводным патрубком) установки порционного вакуумирования. В этом случае дегазация металла вследствие вакуумирования осуществляется одновременно с десульфурацией под воздействием вдуваемых реагентов (например, смеси Ca + CaF<sub>2</sub>). Этот метод оказывается наиболее эффективным в случае обработки конвертерного или мартеновского металла с более высокими концентрациями серы (за рубежом метод часто обозначают VI (Vacuum–Injection)).

### 5.1.3. Роль футеровки ковша и шлака в ковше

При вдувании порошкообразных материалов в ковш десульфурация происходит как на границе металла со шлаком, так и на поверхности всплывающих частиц вдуваемого материала. Рис. 5.5 показывает роль футеровки в процессе обработки такими сильными реагентами, как

кальций. При взаимодействии растворенного в металле кальция (или магния) с входящими в состав шамотной футеровки оксидами ( $Al_2O_3$  и, особенно,  $SiO_2$ ) протекают реакции типа  $SiO_2(фут) + 2 [Ca] = 2 (CaO) + [Si]$ . При воздействии на металл такими сильными реагентами, как ЦЗМ или РЗМ, кислая или полукислая футеровка ковша может играть роль окислительной фазы, и образующиеся оксидные включения остаются в металле, загрязняя его. Кроме того, составляющие кислой футеровки ковша частично переходят в шлак, снижая его основность. На рис. 5.9 показана обобщенная схема изменения содержаний кислорода и серы в процессе обработки кальцием в ковшах с различной футеровкой.

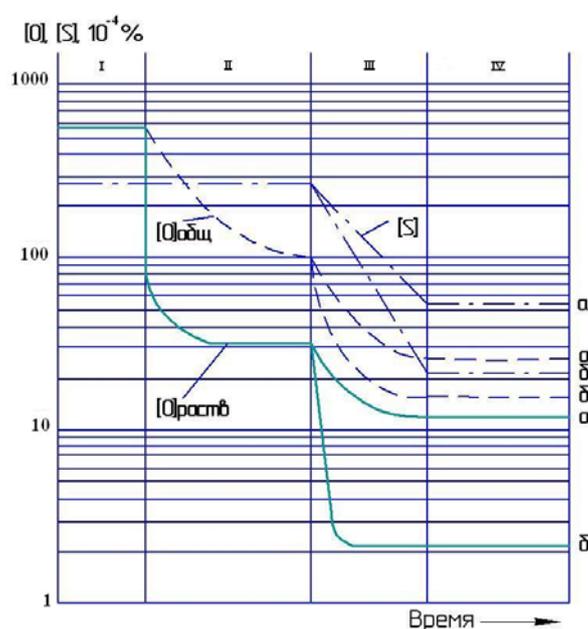


Рис.5.9. Изменение содержания кислорода и серы в стали в процессе ее обработки в ковше продувкой кальцием: I - выпуск и раскисление алюминием; II - транспортирование ковша к месту обработки; III - обработка кальцием; IV - разливка; а - кислая футеровка ковша; б - основная футеровка ковша;  $[O]_{общ}$  - общее содержание кислорода в стали;  $[O]_{раств}$  - содержание растворенного кислорода

Практика показала, что во всех случаях окисленность металла существенно влияет на процесс его десульфурации.

Особо низкое содержание серы ( $\leq 0,005 \%$ ) может быть получено лишь в том случае, когда активность кислорода в металле снижена до 0,001.

#### 5.1.4. Применяемые материалы и их расход

Наряду с такими кальцийсодержащими соединениями, как силикокальций и карбид кальция, для продувки порошками применяют и другие материалы и смеси. В частности, магний в смеси с известью или плавиковым шпатом, смесь извести с плавиковым шпатом, а также синтетические жидкие или твердые шлаковые смеси на основе извести, глинозема и плавикового шпата. В зависимости от состава стали и применяемого метода обработки, расход смесей колеблется в пределах от 1 до 5 кг/т стали.

Высокая степень чистоты стали достигается в том случае, если после выпуска происходит дальнейшее снижение концентрации кислорода. Поскольку при плавке стали с невысоким ( $<0,15\%$  C) содержанием углерода металл заметно более окислен, более чистой оказывается сталь, обработанная магнием или магнийсодержащими сплавами (это связывается с более благоприятными условиями удаления глобулярных включений, содержащих магний). При вдувании  $\text{CaC}_2$  и  $\text{CaSi}$ ) эффект раскисления и степень чистоты стали примерно одинаковы.

Приходится, однако, учитывать, что при использовании силикокальция в сталь неизбежно попадает кремний, при использовании карбида кальция – углерод. В связи с этим  $\text{CaC}_2$  предпочитают использовать для обработки стали, содержащей  $>0,2\%$  C.

Для обработки низкоуглеродистых сталей обычно используют более дорогостоящий силикокальций. В случаях, когда производят стали со строго контролируемым содержанием и углерода, и кремния (например, для нужд авиации и космонавтики), используют еще более дорогостоящий чистый кальций, например, в виде плакированной кальцием проволоки. Расход магния ограничивается высокой турбулентностью движения металла, при введении магния в ковш использование смеси  $\text{Mg} + \text{Ca}$  позволяет увеличить общий расход вдуваемых материалов и обеспечить получение металла высокой чистоты.

По данным исследований для достижения почти полной изотропности стали требуется достижение концентрации серы  $<0,004\%$ . Для получения сульфидов абсолютно глобулярной формы и размером 1 балл требуется содержание серы в стали  $<0,003\%$ . Многочисленные исследования показали, что повышение степени десульфурации наблюдается обычно до расхода кальция 1,5 кг/т. Дальнейшее повышение расхода кальция не сопровождается пропорциональным ростом степени десульфурации, она определяется другими факторами. На рис. 5.10 представ-

лены результаты исследования, проведенного на 120-т мартеновских печах.

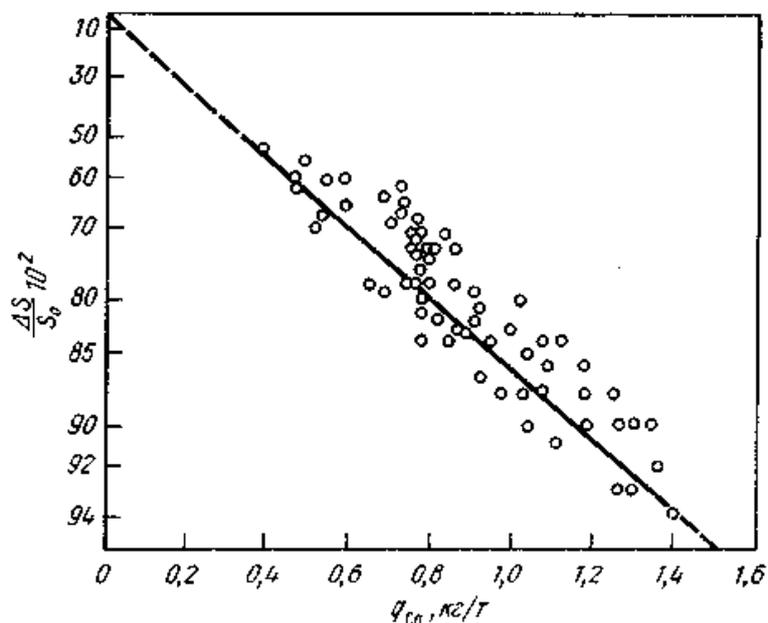


Рис 5.10. Влияние расхода кальция  $q_{Ca}$  при TN - процессе на степень десульфурации  $\Delta S/S_0$  (начальное содержание серы в стали 0,030 %, вместимость ковша 120 т, температура металла 1580 °С, продолжительность продувки 8 - 12 мин, глубина погружения фурмы 2,7 м)

Из данных рис. 5.10 видно, что при расходе кальция 1,5 кг/т стали обеспечивается высокая степень десульфурации, Особый контроль расхода кальция необходим при непрерывной разливке стали, раскисленной алюминием.

При отношении Ca/Al в пределах 0,07–0,10 преобладают включения  $CaO \cdot 6Al_2O_3$ , которые при температурах сталеварения находятся в твердом виде и осаждаются на стенках разливочного стакана. Когда отношение Ca/Al достигает значений  $>0,10$ , то преобладающим типом включений являются жидкие включения  $CaO \cdot 2Al_2O_3$ , что способствует хорошей разливаемости. Для обычных содержаний алюминия 0,015–0,040 % хорошая разливаемость может быть получена при 0,002–0,006 % Ca.

При разработке технологии в конкретных условиях производства необходимо учитывать также ряд дополнительных факторов: 1) вторичное окисление металла, обработанного в ковше, существенно снижает эффективность обработки и заметно уменьшает стабильность достигаемых показателей качества; 2) получение в процессе обработки очень

чистого металла, снижение содержания в металле таких поверхностно-активных примесей, как кислород и сера, приводит при контакте с воздухом (в процессе разливки) к заметному возрастанию содержания в металле азота. Таким образом, при выборе технологии продувки приходится учитывать состав обрабатываемой стали, ее окисленность, содержание алюминия, возможности защиты металла от контакта с воздухом и др. Определенное значение имеет также продолжительность продувки металла в ковше аргоном после окончания подачи вдуваемых смесей. Обычно момент максимального удаления из металла включений устанавливается экспериментально в каждом конкретном случае.

## **5.2. Введение смесей без вдувания**

Во многих случаях достаточно удовлетворительных результатов десульфурации достигают не вдуванием порошков, а более простым методом введения порошкообразных смесей сверху на струю металла. Так, в конвертерном цехе металлургического комбината «Азовсталь» для снижения содержания серы во время выпуска применяют твердую шлакообразующую смесь извести и плавикового шпата. Смесь с транспортной ленты подают в расходные бункеры, расположенные над конвертерами, из которых она по системе точек и промежуточных бункеров поступает в сталеразливочный ковш.

Смеси на основе извести и плавикового шпата используют на многих металлургических заводах. Такой метод введения порошкообразных материалов по эффективности их использования уступает методу вдувания. Использование данного метода целесообразно лишь в случае, когда отсутствует оборудование для введения материалов непосредственно в глубь металлической ванны (или расплавления и использования в жидком виде).

### **5.2.1. Метод выстреливания**

Поскольку работы с высокоактивным порошкообразным кальцием требуют особой осторожности, то менее опасно использование технологии, которая заключается в выстреливании в металл, находящийся в ковше, при помощи автоматического устройства «пуль», изготовленных из кальцийсодержащих сплавов (рис. 5.11).

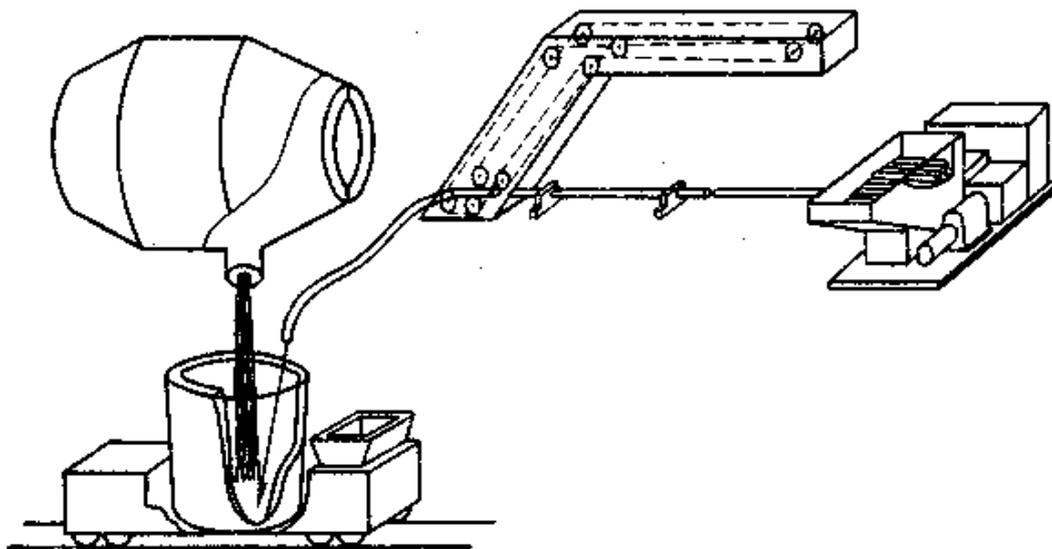


Рис. 5.11. Схема введения в металл кальцие- или алюминисодержащих «пуль»

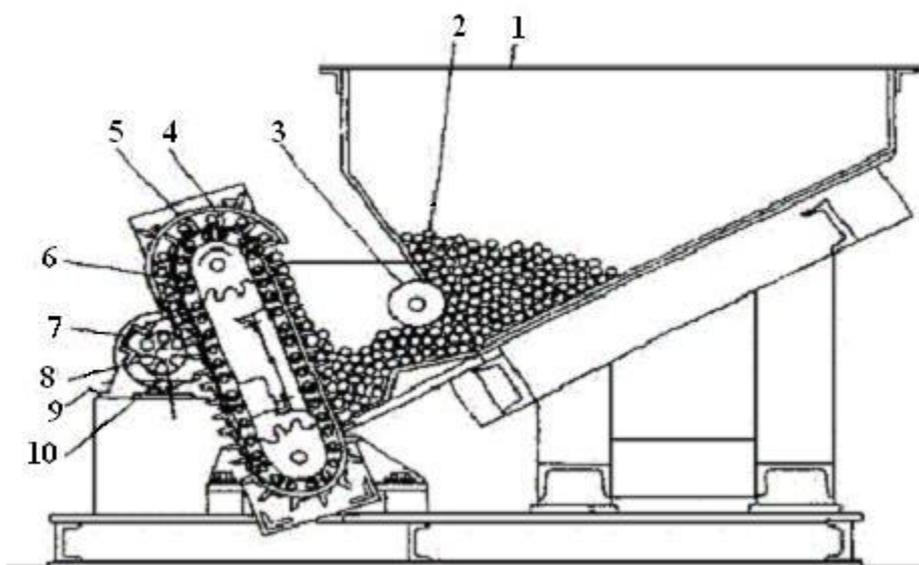


Рис.5.12. Схема установки (пневматического пулемета) для введения в металл «пуль» из кальцие - или алюминисодержащих материалов: 1 - бункер; 2 - пули; 3 - подающий ролик; 4 - конвейер; 5 - направляющая; 6 - конвейерная цепь; 7 - уплотнительные устройства; 8 - ротор (барaban); 9 - корпус; 10 - отверстие для выхода пули

Разработавшая этот способ японская фирма назвала его SCAT-процессом (System of Calcium Adding Technique – способ введения кальция). Таким способом обрабатывают стали, предназначенные, в частности, для получения труб большого диаметра, работающих в условиях низких температур или морских буровых платформ. Полученная этим методом сталь обладает высокими механическими свойствами, а также однородностью, сохранением свойств в условиях низких температур. Обычно вводится 180–200 г чистого кальция на 1 т стали.

Технология SCAT-процесса включает следующие последовательные стадии: расплавление и легирование металла одновременно с вакуумшлаковой обработкой и продувкой инертным газом, выстреливание «пуль» в ковш, перемешивание жидкой стали, разливка с изоляцией струи металла и продувкой стакана газом во избежание его затягивания. Обработка металла кальцием SCAT-методом позволяет уменьшить вредное влияние серы; при оптимальных расходах кальция анизотропия прокатанного металла (в листе) полностью исчезает и отношение ударной вязкости образцов, вырезанных по ширине листа, к ударной вязкости образцов по длине листа становится близким к 1. Даже у образцов, вырезанных по толщине листа, свойства заметно улучшаются. Улучшение свойств металла объясняется как изменением формы, расположения и состава неметаллических включений, так и существенным снижением сегрегации примесей. Высокие качества металла обеспечиваются не только способом раскисления, но всем комплексом обработки, включая продувку инертным газом, в необходимых случаях вакуумированием, тем, что разливка проводится с изоляцией струи металла и т. д.

Одновременно с рассмотренным разработан метод введения в металл алюминия выстреливанием, названный методом ABS (Al Bullet Shooting – выстреливание алюминиевыми пулями).

В случае раскисления алюминием металла в ковшах большой вместимости (200 т), когда требуется введение в ковш больших количеств алюминия, используют пневматический пулемет, стреляющий пулями длиной 450 мм, диаметром 31 мм и массой 0,8 кг. Скорострельность его составляет 800 пуль/мин. Вопрос о том, какой раскислитель (кальций или алюминий) вводить методом выстреливания, решают в каждом конкретном случае в зависимости от состава стали и требований, предъявляемых к ее качеству. Насколько широкое распространение получит метод выстреливания трудно предвидеть, так как он требует использования сравнительно сложного оборудования. Возможно, более перспективным окажется описанный ниже метод ввода в металл сильных раскислителей или раскисляющих смесей (в виде порошка), помещенных в стальную оболочку в виде проволоки.

## 5.2.2. Введение материалов в виде проволоки

Способ введения в жидкую сталь смесей и сплавов в виде порошка, спрессованного в стальную трубчатую оболочку (порошковая проволока – ПП) получил широкое распространение в ряде промышленно развитых стран с середины 80-х годов XX столетия. Такую проволоку «**cored wire**», вводят в металл, находящийся в ковше, в промежуточном ковше, кристаллизаторе или изложнице, а также при доводке металла на установках типа «ковш-печь» с заданными скоростью и расходом материала при помощи специальных аппаратов (трайб-аппаратов).

Такой способ ввода ограничивает тепловой поток на реагент в начале обработки, предотвращает его взаимодействие с расплавом в верхних слоях металла, способствуя плавлению реагента в нижних горизонтах жидкого металла, что увеличивает время контакта и позволяет более эффективно использовать элементы, имеющие низкие температуры плавления, кипения и малую растворимость в металле. Способ находит все большее применение при внепечной обработке стали.

Стальная оболочка проволоки выполняет несколько функций:

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

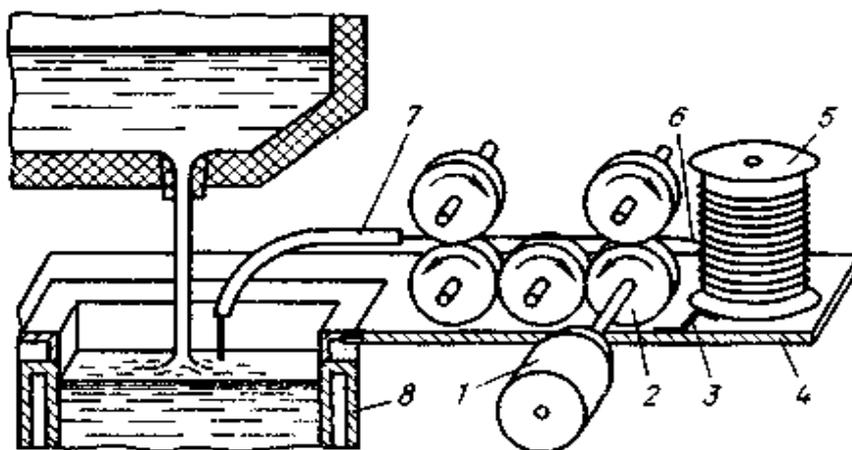
Для обеспечения равномерного распределения легирующих добавок в стали металл в ковше, как правило, продувают инертным газом через пористую пробку. Место введения проволоки в ванну металла должно находиться над этой пробкой.

Такие материалы, как порошкообразный кальций, являются дорогостоящими. Практика показала, что существенная экономия кальция достигается при введении порошка кальция в металл в виде проволоки, состоящей из оболочки (обычно – стальной), внутри которой находится спрессованный порошок.

Промышленность ряда стран выпускает проволоку с порошками сплавов бария с бором, титаном, цирконием, теллуром, селеном и другими элементами. Оптимальным вариантом введения проволоки является вариант ввода ее через специальное отверстие в крышке, которой на-

крывают в этом случае сталеразливочный ковш. Однако получила распространение и более простая технология – введение проволоки в открытый ковш без крышки. Материалы можно вводить в металл одной проволокой или двумя одновременно. При этом в составе одной проволоки, может быть, порошок силикокальция, в составе другой – алюминий. В большинстве случаев введение кальцийсодержащей проволоки осуществляется в ковшах, оборудованных устройствами для продувки (и перемешивания) металла снизу через пористое днище (или пористые пробки) аргоном, чтобы обеспечить необходимые условия для удаления образующихся неметаллических включений. Проволоку получают путем непрерывного введения порошкообразного силикокальция в тонкостенную оболочку из низкоуглеродистой стали, которую затем прокатывают до диаметра 5–18 мм и сматывают (длина проволоки 1250–3300 м) на металлические или деревянные катушки. Материалом сердцевины проволоки, кроме сплавов кальция, могут служить сплавы бария, бора, титана, циркония, теллура, селена.

Как показано многими исследователями, применение обработки жидкой стали проволокой с сердечником из силикокальция позволило преобразовывать твердые скопления глинозема в низкоплавкие круглые включения алюминатов кальция. Рекомендуемое соотношение  $Ca/Al$  при этом должно быть  $\leq 0,13$ . В отличие от добавок в ковш кускового и порошкообразного силикокальция, дающих низкое усвоение кальция и пониженную жидкотекучесть стали, применение проволоки позволяет повысить усвоение кальция и улучшить жидкотекучесть стали. Проволоку можно вводить не только в ковш, но и в кристаллизатор (при непрерывной разливке) или непосредственно в изложницу. Удобство использования проволоки позволило широко применять этот метод в процессе непрерывной разливки, особенно для организации равномерной подачи в металл алюминия. В качестве примера на рис. 5.13 показано устройство для подачи алюминиевой проволоки в кристаллизатор, разработанное институтом ДонНИИЧМ совместно с Донецким металлургическим заводом.



*Рис.5.13. Устройство для подачи в жидкую сталь алюминиевой проволоки*

Устройство состоит из пневматического привода 1 с понижающим редуктором, состоящим из шестерен с роликами 2, подающими алюминиевую проволоку 3 с бухты 4. Пневматический привод с редуктором и бухта с проволокой смонтированы на общем основании 5. Разгон бухты предотвращается пластинчатой пружиной 6. Проволока через направляющий патрубок 7 поступает в кристаллизатор 8. Скорость подачи проволоки регулируют изменением давления воздуха, подводимого к пневмоприводу, в соответствии с предварительной его калибровкой.

Японская фирма «Хитати дэнсэн» разработала свой вариант ПП круглого сечения – Ferrokal, сердцевина которой состоит из кальция с алюминием и является почти монолитной с оболочкой толщиной 0,2 мм. Этим она отличается от других видов ПП. Добавление алюминия к металлическому кальцию дает следующие преимущества:

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

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

Среди отечественных производителей порошковой проволоки следует отметить следующие предприятия.

1. ОАО «Ключевский завод ферросплавов» (п. Двуреченск

Свердловской области) выпускает проволоку круглого сечения диаметром 14 мм для легирования, модифицирования, раскисления, десульфурации и сульфурации, азотирования жидкой стали и чугуна. В качестве материала-наполнителя применяют силикокальций марки СК25, ферротитан марки ФТи70, ферросилиций азотированный, серу элементарную, графит и другие компоненты по желанию заказчика.

2. ЗАО «Ферросплав» (г. Челябинск) выпускает проволоку круглого сечения диаметром 14 мм для легирования и микролегирования, модифицирования, раскисления, десульфурации и азотирования жидкой стали и чугуна. В качестве материала-наполнителя применяют: силикокальций марок СК15, СК20, СК25, СК30; графит; серу; ферротитан марки ФТи70; феррованадий марок ФВд50, ФВд80; ферросилиций ФС75; ферросилиций с барием марок ФС65Ba1, ФС65Ba4, ФС65Ba22; ферросилиций с магнием марки ФСМг7; феррокальций и силикокальций марок ФК40 и СК40; свинец; силикокальций азотированный; магний гранулированный; кремний-кальций-бариевая лигатура; лигатура с РЗМ марок ФС30РЗМ30, ФС30РЗМ20, ФС30РЗМ15. Кроме того, по согласованию с потребителем в качестве наполнителя ПП могут использоваться иные материалы, а также смеси, состоящие из двух и более компонентов.

3. Наиболее крупным производителем порошковой проволоки на территории РФ является ОАО «Чепецкий механический завод» (г. Глазов, Республика Удмуртия), производящий проволоку круглого сечения диаметром от 11 до 16 мм.

Порошковая проволока вводится в жидкую сталь с требуемой скоростью специальным устройством – трайб-аппаратом, к которому предъявляют следующие требования:

- возможность регулирования скорости подачи порошковой проволоки;
- точный учет количества вводимой подачи порошковой проволоки;
- надежность работы, простота управления и автоматизация процесса.

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

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

Получили распространение следующие виды приводов: электрический (двигатель постоянного тока), электрогидравлический, пневматический. В первом случае изменение скорости подачи происходит в результате изменения параметров питающего тока. Во втором и третьем – в результате изменения потока масла и воздуха соответственно. Схема подачи проволоки в ковш трайб-аппаратом показана на рис.5.14.

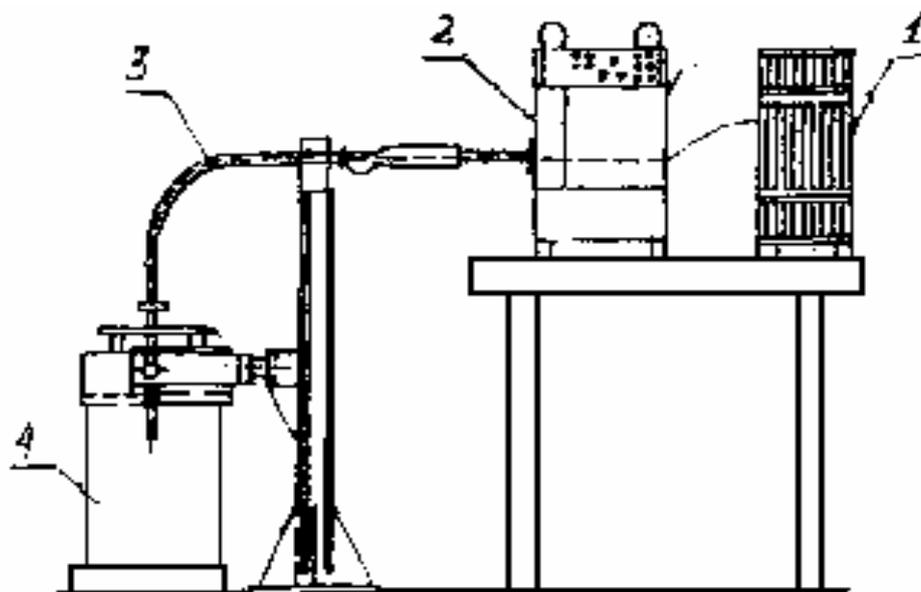
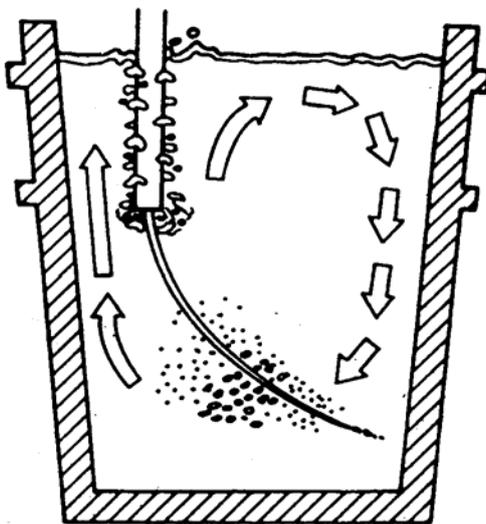


Рис.5.14. Схема подачи проволоки в ковш: 1- бунт проволоки; 2 - аппарат для подачи проволоки в расплав; 3 - направляющая труба; 4 - ковш с жидкой сталью

Одним из основных производителей трайб-аппаратов в РФ является ОАО «Чепецкий механический завод». По способу подачи проволоки двухдорожечные трайб-аппараты выполнены двухприводными. Однодорожечные трайб-аппараты выполнены в двух вариантах – управление и обслуживание справа и слева. По способу прижима проволоки трайб-аппараты выполнены в двух вариантах – ручной и пневматический прижим. По системе управления трайб-аппараты выполнены в трех вариантах – основа системы управления управляющий счетчик-индикатор (УСИ), IBM – совместимый контроллер с интерфейсом последовательной связи RS-232C и контроллер SIEMENS PROFIBUS-DP.

Фирма «Pfizer» (США) разработала оборудование, которое позволило вводить ПП в жидкую сталь через фурму, погружаемую в жидкую сталь на глубину около 1,8 м. Во время обработки через эту же фурму

вдувают аргон. Благодаря применению фурмы можно вводить проволоку практически на любую глубину ванны металла, вплоть до дна ковша при широком диапазоне скоростей (рис.5.15).



*Рис 5.15. Схема циркуляции стали в ковше при глубинном вводе порошкового провода через фурму по способу фирмы «Pfizer» (США)*

Фирма «Ниппон кокан» (Япония), разработала оригинальный способ одновременного производства и ввода порошковой проволоки в расплав. Разработано устройство, предназначенное для непрерывного формирования и последующей подачи проволоки в ковш со сталью. Формирование проволоки осуществляется по схеме, когда на формирующиеся валки подается стальная полоса, которой придается форма, удобная для насыпания силикокальция. В процессе дальнейшего прохождения через валки полоса принимает форму проволоки, имеющей диаметр 15 мм, которая с помощью направляющей трубы подается в ковш с металлом. В случае использования нескольких загрузочных воронок в ковш можно подать сплавы различного состава. Специалисты фирмы утверждают, что усвоение кальция при этом способе производства выше, чем в случае ввода готовой порошковой проволоки из бунтов. Объясняют это тем, что отсутствие необходимости в сматывании проволоки в бунт или на катушку позволяет использовать проволоку большого диаметра, а это обеспечивает стабильность ее погружения и усвоения в расплаве кальция.

Порошковую проволоку можно вводить не только в ковш, но и в промежуточный ковш МНЛЗ и даже в кристаллизатор МНЛЗ. Итальянский металлургический научно-исследовательский центр разработал технологию FAST (forced acceleration of solidification technology – про-

цесс ускоренной принудительной кристаллизации), которая позволяет улучшить качество металла и поверхности непрерывнолитых заготовок. Основываясь на этих исследованиях, фирма «Terni Acciai Speciali» (Италия) на заводе в г. Терни смонтировала оригинальную установку по вводу порошковой проволоки через стопор промежуточного ковша МНЛЗ в струю металла между промежуточным ковшом и кристаллизатором МНЛЗ (рис.5.16).

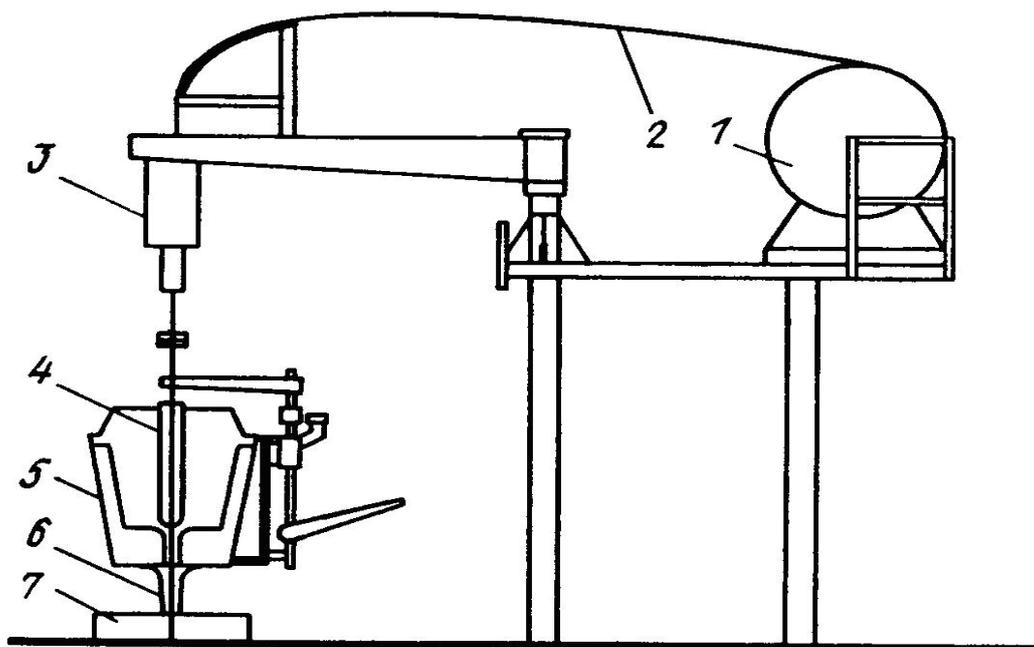


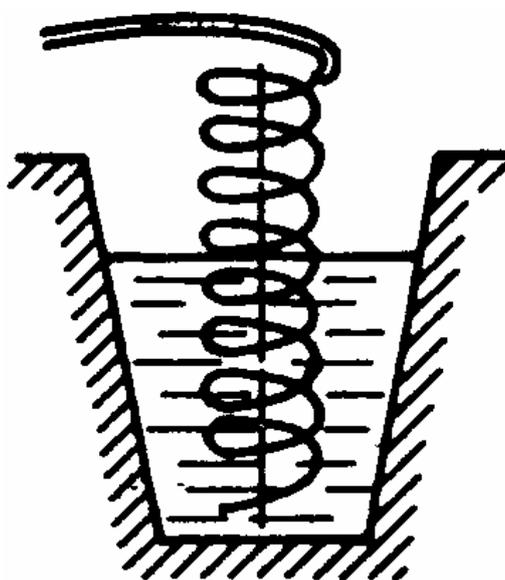
Рис 5.16. Установка для введения порошковой проволоки через стопор промежуточного ковша МНЛЗ фирмы «Terni Acciai Speciali», Италия:

- 1 - катушка с порошковой проволокой; 2 - порошковая проволока;
- 3 - машина ввода проволоки; 4 - стопор; 5 - промежуточный ковш МНЛЗ;
- 6 - погружной защитный стакан; 7 - кристаллизатор

Основная идея заключается в отборе тепла, определяющего перегрев металла в кристаллизаторе, путем ввода твердых материалов с низкой температурой плавления. При этом возникают центры гетерогенной кристаллизации, а рост зоны столбчатых кристаллов подавляется. Процесс FAST позволяет осуществлять микролегирование алюминием и титаном в кристаллизаторе при разливке электротехнических и коррозионноустойчивых сталей. Ввод в кристаллизатор алюминия при разливке электротехнических сталей с высоким содержанием алюминия и кремния позволяет уменьшить зарастание погруженного стакана глиноземистыми включениями. Ввод титана при разливке коррозионноустойчивых сталей в кристаллизатор способствует максимальному

усвоению и уменьшению образования оксидов и нитридов титана. Процесс FAST можно применять также при отливке заготовок из автоматной стали, легированной алюминием, свинцом, бором и другими элементами.

На заводе фирмы «Italsider» (Италия), в г. Таранто разработана и внедрена в производство технология обработки стали в промежуточном ковше МНЛЗ ПП. Специалистами этой фирмы разработана конструкция направляющей трубы, с помощью которой ПП вводится в виде витков в промежуточный ковш (рис.5.17). Расстояние между витками и их диаметр выбирается в зависимости от глубины ванны металла и температуры стали.



*Рис.5.17. Схема ввода порошковой проволоки в промежуточный ковш МНЛЗ фирмы «Italsider».*

Использование порошковой проволоки, по мнению ряда исследователей, имеет следующие основные преимущества по сравнению с технологией вдувания порошкообразных реагентов.

1. В результате меньшего движения стали в ковше практически не увеличивается содержание азота, кислорода и водорода в стали.
2. Более высокая степень усвоения элементов, особенно высокоактивных, например кальция и магния.
3. Значительно большая стабильность усвоения легирующих и модифицирующих элементов.
4. Меньшее снижение температуры металла, например для 80-т

ковша, только 5–10 град вместо 30 град при вдувании порошков (1 кг/т силикокальция марки СК30).

5. Значительно более низкие (почти в 5 раз) капитальные затраты по сравнению с затратами на оборудование для рафинирования стали другими способами.

6. Меньшие эксплуатационные расходы.

7. Не существует проблемы хранения и транспортирования гидрофильных, легкоокисляющихся, ядовитых и пожароопасных реагентов.

8. Возможность введения легирующих добавок в ковш любой емкости, в промежуточный ковш МНЛЗ и в изложницу.

9. Универсальность применения, позволяющая иметь в проволоке практически любые легирующие компоненты по желанию потребителя.

Однако применение порошковой проволоки имеет и свои недостатки.

1. Трудность введения большого количества добавок, особенно в ковш большой емкости. Для введения силикокальция марки СК30 в количестве 3 кг/т в 350-т ковш потребовалось бы примерно около 5 км проволоки диаметром 12 мм, что нерентабельно и технически сложно осуществимо в связи с необходимостью подачи проволоки из нескольких бунтов.

2. Порошковая проволока непригодна для глубокой дефосфорации стали.

3. Затраты на обработку 1 т стали порошковой проволокой меньше, чем на вдувание порошков только тогда, когда требуется вводить небольшое количество легирующих элементов, что связано с высокой стоимостью проволоки. По данным, полученным на фирме «VELCO» (Германия), занимающейся изготовлением инъекционного оборудования, стоимость ввода единицы элемента вдуванием порошка в 1,5–2 раза дешевле, чем проволокой.

Введение порошковой проволоки целесообразно сочетать с вдуванием порошкообразных реагентов и с методом ввода кусковых ферросплавов. Только в этом случае можно получить наибольший экономический эффект.

Значительные количества сплава целесообразней вдувать в расплав, особенно если необходима продувка последнего. Широкому распространению инъекционного метода ввода ферросплавов способствует универсальность использования оборудования для вдувания, дающего возможность ввода практически любых порошков для науглероживания, торкретирования, десульфурации и т.д.

Ряд преимуществ ввода порошковой проволоки (небольшое снижение температуры стали при вводе, экологическая чистота, не увеличивающееся содержание в металле азота, кислорода, небольшие затраты и т.д.) определяют перспективность применения этого метода, особенно для доводки металла до кондиции по химическому составу. Введение высокоактивных легких элементов в сталь должно производиться только указанными специальными методами.

### 5.2.3. Использование утапливаемых блоков

Для снижения угара и повышения эффективности использования таких легкоплавких или легкоиспаряющихся элементов, как алюминий, кальций, магний и др., некоторое распространение получил метод введения их в глубь металла (утапливание) в виде блоков (обычно при помощи крана на футерованной штанге). Кальций, например, вводят в виде заключенного в тонкий стальной кожух блока цилиндрической формы, состоящего из железа и кальция. Блок крепят на защищенной футеровкой штанге (рис. 5.18).

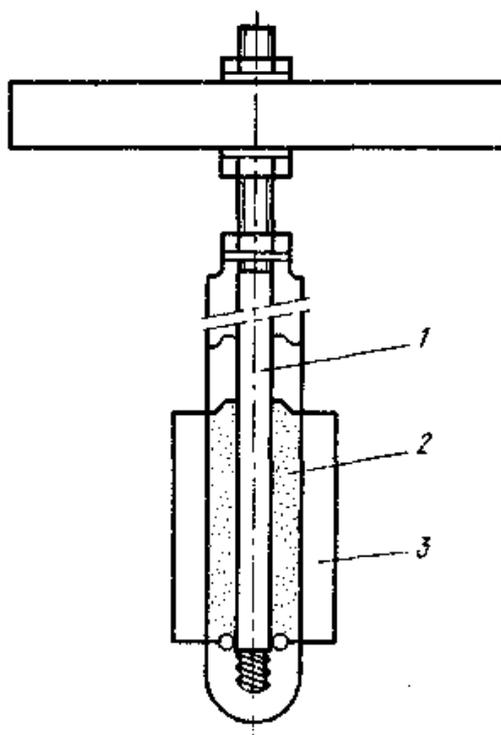


Рис.5.18. Кальцийсодержащий блок для введения в ковш: 1 – штанга; 2 – огнеупорный материал; 3 – блок Ca–Fe

Блок может быть монолитный (алюминий, углерод) или иметь стальной кожух. В качестве блока можно применять стальные оболочки, например, бочки для транспортирования ферросплавов, в которые помещаются насыпные материалы. Кальций, например, вводят в виде заключенного в тонкий, стальной кожух блока цилиндрической формы, состоящей из железа и кальция (рис.5.18). К блокам крепятся специальные стальные или футерованные штанги, при помощи которых ферросплавы вводятся в ковш.

Соотношение между содержанием ферросплава (кальция) и железа в блоке подбирается таким образом, чтобы обеспечить постепенное реагирование кальция, снизить его потери, а также дымо- и пылеобразование. Продолжительность и глубина погружения блоков определяются экспериментально. Метод введения прост, не требует сложного оборудования, однако связан с задалживанием кранов.

Для введения блоков в металл не требуется сложного оборудования. Еще более простым (и более распространенным) является метод опускания в металл алюминиевых блоков (рис. 5.19).

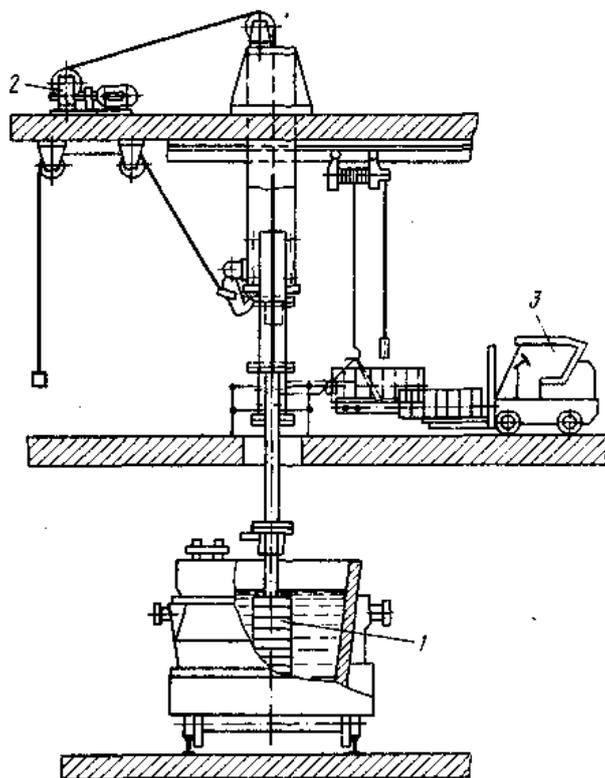


Рис.5.19. Установка для ввода алюминиевых блоков (чушек) в сталеразливочный ковш, применяемая на заводе «Азовсталь»:  
1 – штанга с алюминиевыми блоками; 2 – привод; 3 – погрузчик.

Достаточно широкое распространение получил также метод обработки в ковше кипящей стали монолитным углеродом. При опускании в нераскисленный металл блока из углеродистого материала протекает реакция  $C + O = CO_{г}$ , вызывающая интенсивное кипение металла, его перемешивание и дегазацию, что сопровождается снижением окисленности. Интенсивность процесса зависит от начального содержания кислорода в металле и глубины погружения блока. Экспериментально выбирают условия (глубину погружения, продолжительность), обеспечивающие снижение окисленности (и, соответственно, экономию алюминия) и стабилизацию условий заупоривания.

## Глава 6. Комбинированные способы выпечной обработки

### 6.1. Процессы и агрегаты комплексной обработки стали

Методы вторичной металлургии могут быть условно разделены на простые (обработка металла одним методом) и комбинированные (обработка металла несколькими методами одновременно). К рассмотренным выше простым методам относятся: 1) обработка металла вакуумом; 2) продувка инертным газом; 3) обработка металла синтетическим шлаком в ковше; 4) продувка порошкообразными материалами. Основными недостатками перечисленных простых способов обработки металла являются: 1) необходимость перегрева жидкого металла в плавильном агрегате для компенсации снижения температуры металла при обработке в ковше; 2) ограниченность воздействия на металл (только десульфурация или только дегазация и т. п.). Лучшие результаты воздействия на качество металла достигаются при использовании комбинированных или комплексных методов, когда в одном или в нескольких, последовательно расположенных агрегатах, осуществляется ряд операций. Для их осуществления оказывается необходимым усложнение конструкции ковша и использование более сложного оборудования. При решении вопроса о выборе необходимого оборудования определяющим является выбор той или иной технологии обработки металла. Несмотря на многоплановость задач, стоящих при решении проблемы повышения качества металла методами вторичной металлургии, используемые при этом технологические приемы немногочисленны и связаны с интенсификацией следующих процессов:

1) взаимодействия металла с жидким шлаком или твердыми шлакообразующими материалами (организация интенсивного перемешивания специальной мешалкой, продувкой газом, вдуванием твердых шлакообразующих материалов непосредственно в массу металла, при помощи электромагнитного перемешивания и т. п.);

2) газовой выделения (обработка металла вакуумом или продувка инертным газом);

3) взаимодействия металла с вводимыми в ванну материалами для раскисления и легирования (подбор комплексных раскислителей оптимального состава, введение раскислителей вглубь металла в виде порошков, блоков, специальной проволоки, патронов, выстреливаемых вглубь металла; искусственное перемешивание для улучшения условий удаления продуктов раскисления и т. д.). Организация тем или иным способом перемешивания ванны (интенсификация процессов массопе-

рена) является обязательным условием повышения эффективности процесса.

Для проведения внепечной обработки металла комбинированными методами можно использовать: 1) обычный сталеразливочный ковш с футеровкой из шамота и с вертикальным стопором; 2) сталеразливочный ковш с футеровкой из основных высокоогнеупорных материалов и стопором шибберного типа; 3) сталеразливочный ковш, снабженный крышкой; 4) сталеразливочный ковш, оборудованный для вдувания газа или газопорошковой струи снизу через вмонтированные в днище устройства; 5) агрегат-ковш с крышкой (сводом), через которую вводят электроды для нагрева металла в процессе его обработки; 6) агрегат конвертерного типа с продувкой металла кислородом, аргоном или паром; 7) агрегат конвертерного типа, снабженный оборудованием для вакуумирования расплава и т. д.

Примером способов вторичной металлургии, позволяющих подогреть металл в процессе обработки, является ASEA-SKF-процесс (названия процессов соответствуют названиям разработавших их фирм), возникший в Швеции в 1964 г., и более простой Flnkl – процесс, появившийся несколько позже в США. Первым методом предусматривается обработка металла с использованием индукционного перемешивания и подогрева металла сверху электрическими дугами (рис. 6.1). В таком агрегате металл может выдерживаться под вакуумом длительное время (до 2 ч), что обеспечивает высокую степень его рафинирования.

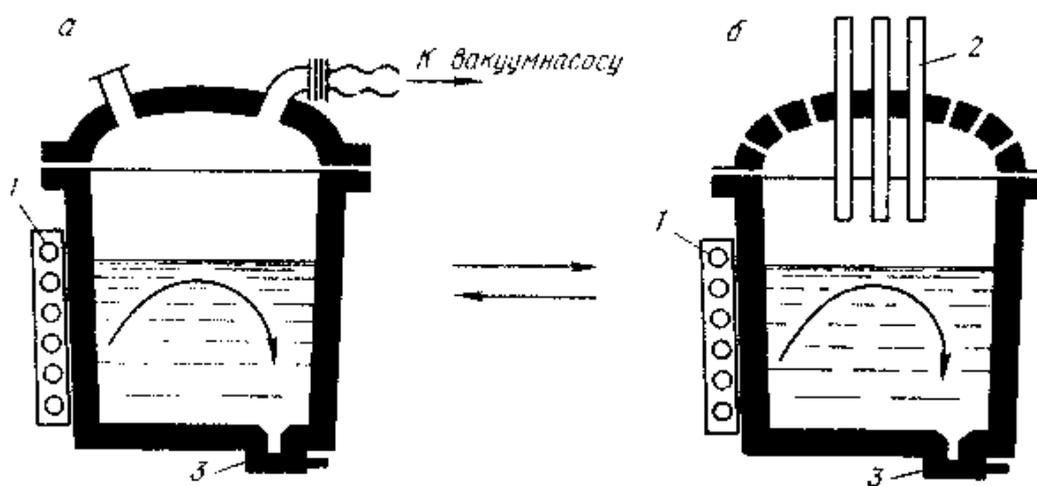
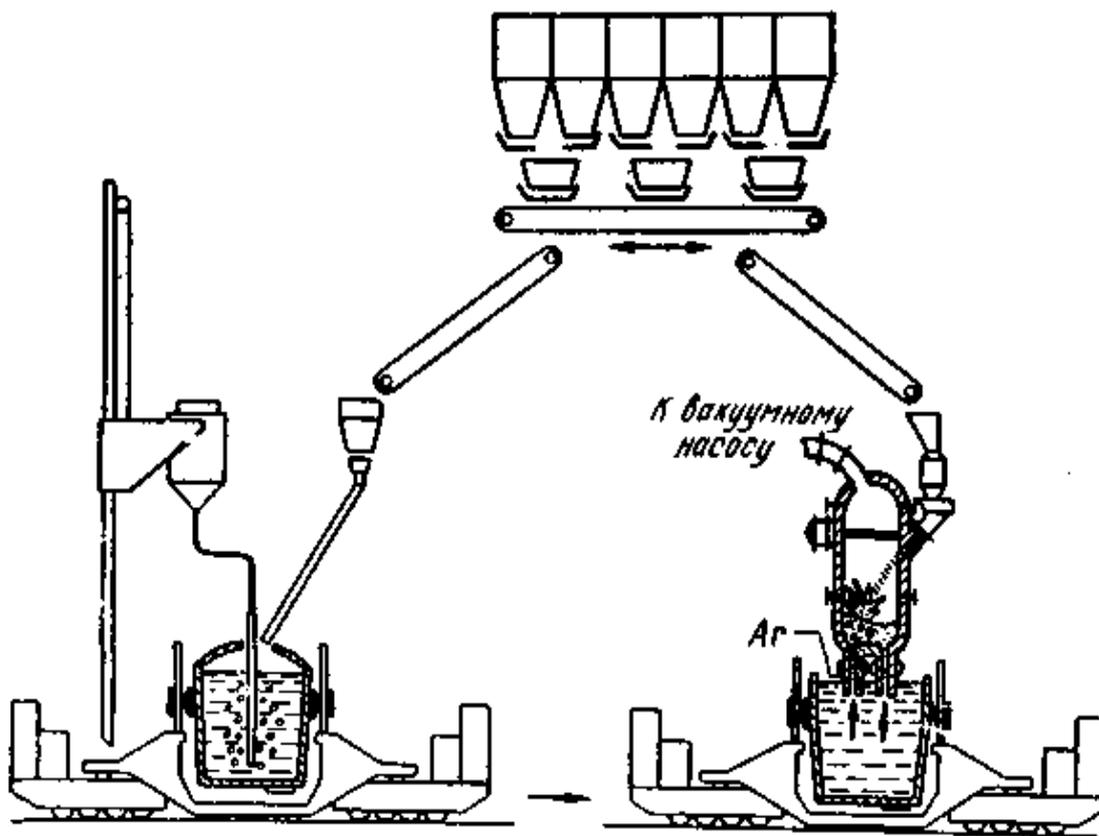


Рис. 6.1. Схема процесса ASEA – SKF: а – вакуумирование; б – подогрев; 1 – перемешивающий индуктор; 2 – электроды; 3 – шибберный затвор

В некоторых случаях на поверхность перемешиваемого под воздействием индуктора металла вводят также некоторое количество шлакообразующих. Такой способ является сложным и дорогостоящим, однако это компенсируется высоким качеством металла. Данный способ получил достаточно широкое распространение. В России установки такого типа работают в сталеплавильных цехах некоторых заводов тяжелого и энергетического машиностроения, где отливают крупные слитки для изготовления роторов турбин электростанций и т. п. ответственных изделий. Если в методе ASEA–SKF используется индукционное перемешивание, то в Finkl - процессе перемешивание осуществляется более простым способом – продувкой аргоном, при этом ковш находится в стационарном положении, что упрощает обработку металла при производстве его в больших количествах. Установки типа ASEA–SKF представляют собой не ковши, а металлургические агрегаты, в которых проводят определенные металлургические операции, а процесс становится по существу дуплекс-процессом, где печь (или конвертер) – вторичный агрегат.

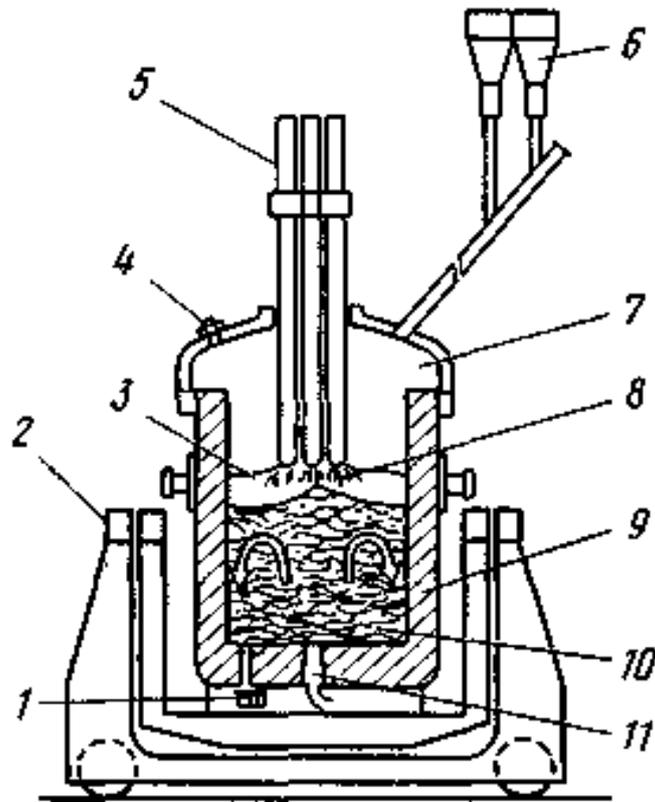
По мере совершенствования простых методов внепечной обработки получают развитие комбинированные или комплексные методы. Это развитие идет по пути или комбинации нескольких «простых» методов, или создания новых агрегатов с комплексной обработкой стали (сокращенно АКOC), или превращения «простых» методов – в комплексные. Пример решения проблемы по первому пути показан на рис. 6.2, когда необходимо использовать метод вакуумирования, организуют последовательную обработку металла вначале на установке с вдуванием кальциесодержащих материалов (раскисление и удаление серы), затем на вакуумной установке (дегазация).



*Рис 6.2. Схема последовательной обработки стали вначале на установке с вдуванием кальцийсодержащих материалов, затем на установке циркуляционного вакуумирования*

В случае необходимости получения низкоуглеродистых сталей (например, коррозионностойких, жаропрочных и др.) широко используют комбинирование вакуумной обработки с аргонокислородной продувкой и т.д.

Пример решения по второму пути – создание агрегатов, получивших название ковш-печь или LF (Ladle–Furnace, англ.). Процесс LF проводится в ковше, футерованном основными огнеупорами, накрываемом крышкой, через которую опускают электроды (рис. 6.3). Процесс включает перемешивание продувкой металла аргоном в ковше, дуговой подогрев и обработку металла синтетическим шлаком в процессе его перемешивания аргоном. Процесс обеспечивает не только получение заданного химического состава и температуры металла, но и снижение количества неметаллических включений в результате удаления серы и кислорода.



*Рис. 6.3. Установка типа ковш – печь: 1 – шиберный затвор; 2 – тележка; 3 – основной шлак; 4 – смотровое окно; 5 – электроды; 6 – бункеры для хранения легирующих добавок; 7 – инертная атмосфера внутри печи; 8 – нагрев погруженной дугой; 9 – ковш; 10 – жидкая сталь; 11 – пористая пробка для подачи аргона*

На рис. 6.4 показан вариант установки типа ковш–печь, предусматривающий возможность перемешивания металла аргоном под слоем синтетического шлака, вдувание порошкообразных реагентов и подогрев расплава одновременно.

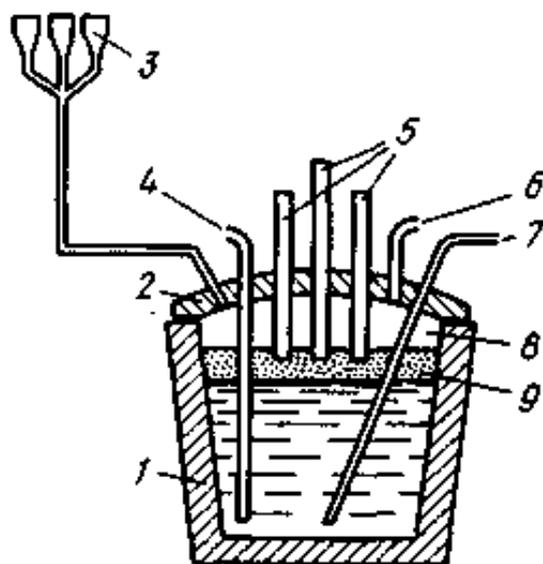


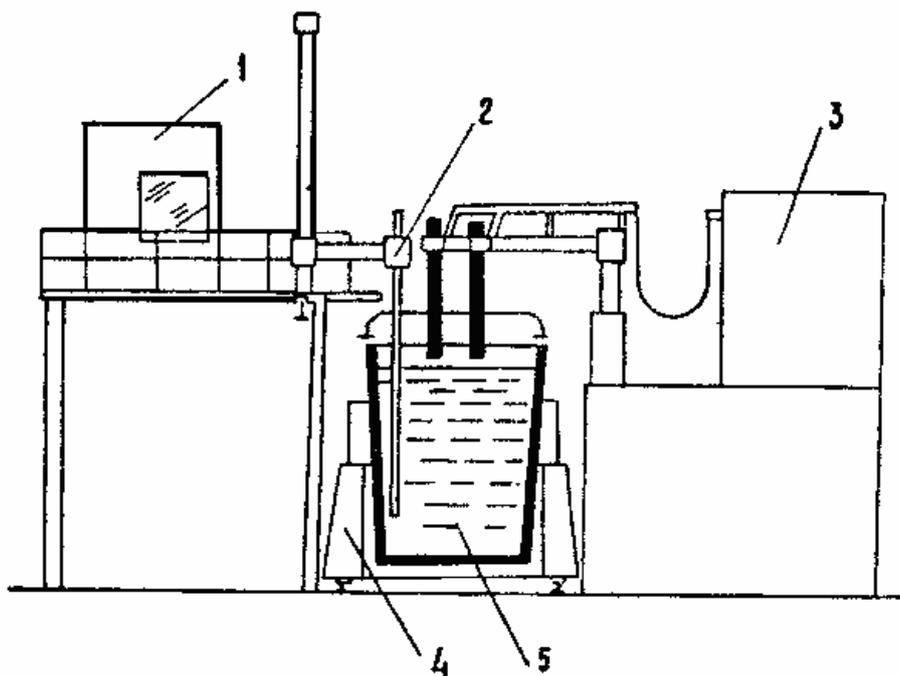
Рис.6.4. Схема установки ковша – печь типа AP (Arc-Process): 1 – ковш; 2 – крышка-свод; 3 – бункера для ферросплавов и флюсов; 4 – фурма для подачи в металл аргона или азота; 5 – электроды; 6 – подача аргона; 7 – фурма для вдувания порошка силикокальция в струе аргона; 8 – безокислительная атмосфера; 9 – шлак  $\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$

Наличие в цехе агрегата печь-ковш (рис. 6.5) позволяет выпускать металл из печи с более низкой температурой, не ограничивать продолжительность обработки и выдержки металла. Современный агрегат печь-ковш оснащают комплектом устройств для ввода порошков, системой бункеров и дозаторов для ферросплавов и сыпучих материалов, устройством для подачи алюминиевой проволоки, устройством подачи в сталь нейтральных газов. Кроме того, агрегат оснащен механизированными устройствами для отбора проб для химического анализа металла и шлака, измерения температуры, окисленности металла.

После выпуска плавки ковш с металлом на сталевозе транспортируется к агрегату печь-ковш под его водоохлаждаемую крышку. Управление сталевозом дистанционное. Точность остановки сталевоза  $\pm 30$  мм.

Установив ковш с металлом под крышкой, наводят шлак, обладающий высокой десульфурующей способностью и защищающей металл от вторичного окисления. Примерный состав шлака следующий:

50 – 60 %  $\text{CaO}$ , 20 – 35 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 2 – 1%  $\text{SiO}_2$ , 3 – 5 %  $\text{MgO}$ .



*Рис.6.5. Схема агрегата ковш–печь: 1 – пост управления; 2 – фурма; 3 – печная подстанция; 4 – сталеvoz; 5 – сталеразливочный ковш с металлом*

Расход шлаковой смеси – 16–20 кг/т, расход аргона – 12–18 м<sup>3</sup>/т·мин. Вследствие наличия в ковше-печи шлака с высокой десульфурисующей способностью и интенсивного перемешивания аргоном может быть получено содержание < 0,003 % S. Раскисление и легирование металла проводится в ковше-печи, следовательно дуговая печь используется лишь для расплавления лома и проведения окислительного периода.

Крышка имеет три отверстия в периферийной зоне, одно из которых предназначено для ввода фурмы, ввода штанги устройства для отбора проб и термомпары погружения, а также подачи раскислителей, легирующих, шлакообразующих. Второе отверстие предназначено для ввода алюминиевой проволоки, третье – для газоотсоса. Центральная часть крышки имеет три отверстия для электродов. Мощность питающего трансформатора обычно колеблется в пределах 10–16 МВА, вторичное напряжение изменяется в пределах от 90 до 300 В. На рис. 6.5 не показаны пневмонагнетатели для вдувания в металл порошкообразных материалов, расходные бункера с системой дозирования для сыпучих материалов и ферросплавов, устройство для ввода алюминиевой проволоки (трайб-аппарат), механизмы для отбора проб и ввода термомпары в расплав.

Основные технические характеристики АКЭС-100И1	
Массовая вместимость ковша (масса стали), т	100
Мощность питающего трансформатора, МВА	16,0
Вторичное напряжение трансформатора, В	98 - 280
Максимальный ток электрода, кА	35,0
Частота, Гц	50
Диаметр графитового электрода, мм	400
Скорость нагрева металла, °С	3-5
Расход охлаждающей воды, м <sup>3</sup> /ч	200

В последние годы все чаще появляются публикации о нагреве металла при внепечной обработке с помощью химического нагрева (способ ОВ). Энергоносителем здесь, как правило, служит гранулированный алюминий, который подается на поверхность металла в ковше и сжигается в токе кислорода при одновременном перемешивании металла аргоном снизу. Окисление 1 кг алюминия повышает температуру 1 т стали на 30°С, а максимальная скорость нагрева в 350-т ковше составляет 15 °С/мин.

Агрегаты ковш-печь работают как на переменном, так и на постоянном токе. На рис. 6.6 показаны примерные схемы работы агрегатов LF на постоянном токе. По схеме рис. 6.6, а нагрев ванны происходит через шлак. По такой схеме работает крупная (160-т емкости) установка внепечной обработки стали в конвертерном цехе НЛМК.

В качестве примера превращения простого метода в комплексный можно привести пример трансформации агрегата циркуляционного вакуумирования (RH).

Первым этапом усложнения процесса явилось дополнительное введение кислорода в вакуумную камеру с целью интенсификации обезуглероживания и дополнительного подогрева металла (рис. 6.7. а). Затем для подогрева металла в процессе его обработки начали использовать метод подачи в вакуум-камеру алюминия (в виде проволоки или в виде гранул) с последующим окислением его вдуванием кислорода (при протекании реакции  $4Al + 3O_2 = 2Al_2O_3 + Q$  выделяется большое количество тепла).

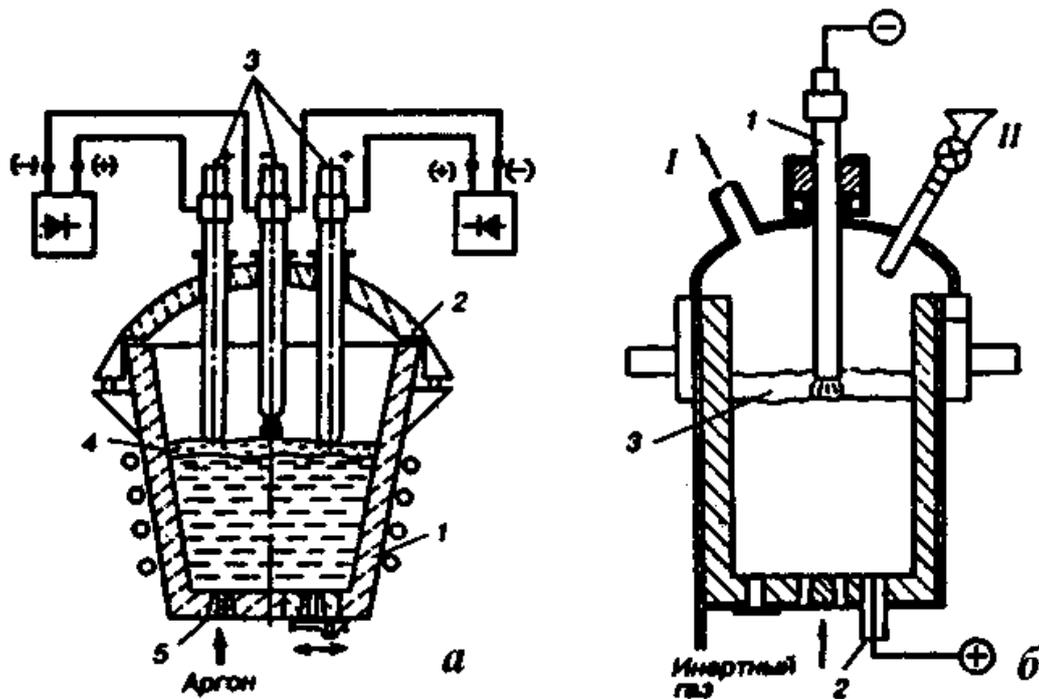


Рис.6.6. Схема установки ковши – печь постоянного тока: а – без подового электрода; (1 – ковши; 2 – свод; 3 – электроды; 4 – шлак; 5 – пористая пробка); б – с подовым электродом; 2 – электроды; 3 – шлак; I – к вакуумной системе; II – ввод добавок и флюсов).

Дальнейшее усложнение – подача сверху из бункера непосредственно в вакуум-камеру или снизу в подающий патрубок (рис. 6.7. б) шлакообразующих материалов (обычно десульфорирующих смесей на базе  $\text{CaO-CaF}_2$ ); вариант такой технологии получил наименование VOF – процесс (англ. Vacuum–Oxygen–Flux Process).

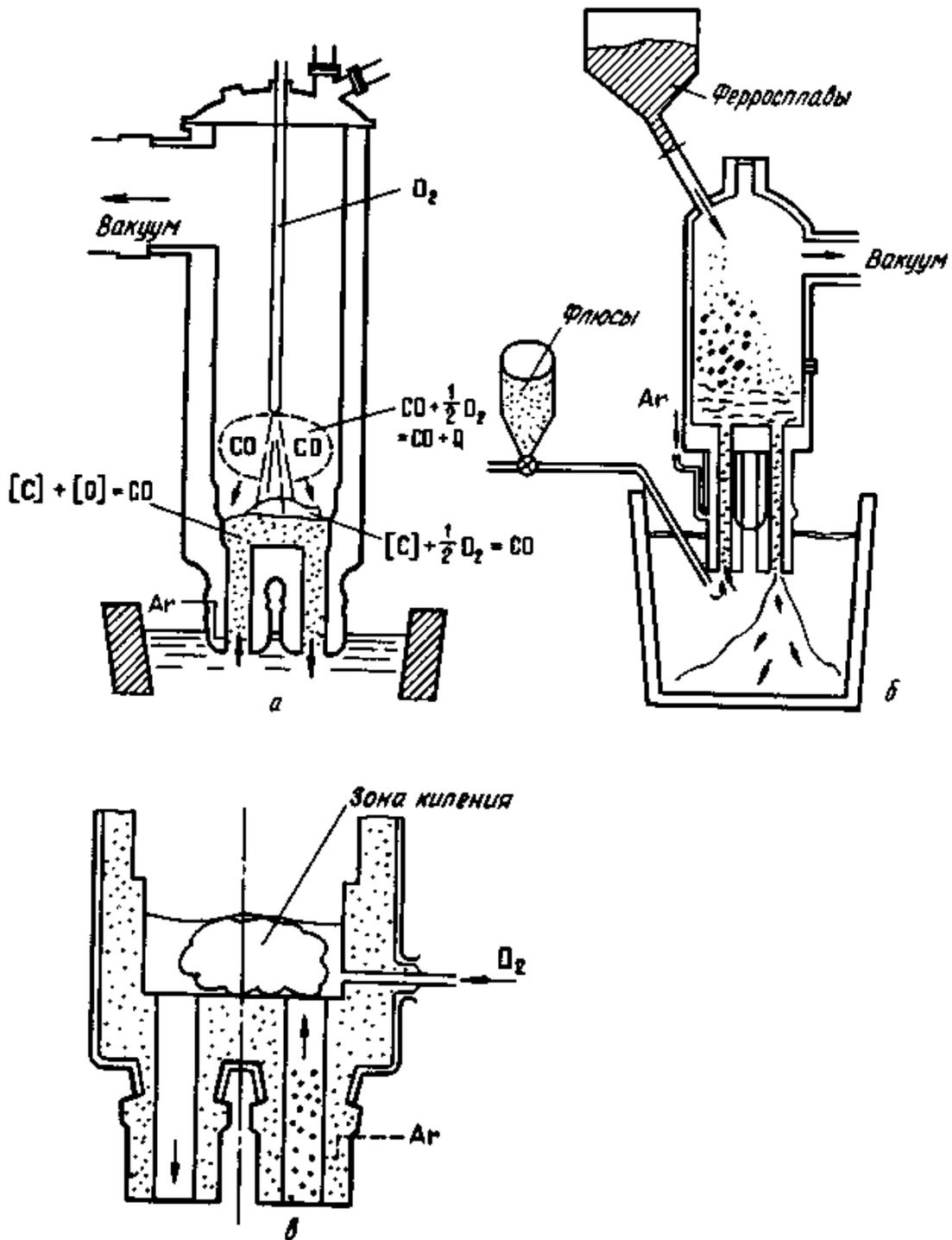


Рис.6.7. Усовершенствования процесса циркуляционного вакуумирования: а - подача кислорода; б - подача флюсов; в - создание зоны интенсивного барботажа подачей в металл кислорода и аргона

На рис. 6.7, в показана применяемая схема дополнительной подачи кислорода и аргона непосредственно в камеру вакууматора. Такая

схема позволяет эффективно использовать вводимый в камеру алюминий для подогрева собственно металла, позволяет контролировать и регулировать температуру металла (меняя соотношение  $O_2$ : Ar) и образовывать в камере зоны интенсивного кипения и перемешивания металла. Это дает возможность, меняя расход алюминия и соотношение  $O_2$ : Ar, управлять процессами окисления углерода, кремния, марганца, хрома.

Такая технология позволяет получить сталь, содержащую не более (%): S 0,002; P 0,015; [O] 0,002; [H] 0,00015.

Практика показала также, что введение углеродсодержащих добавок (например, электродного боя) в камеры порционного или циркуляционного вакууматоров позволяет, зная массу вводимого углерода, получать нужное содержание углерода в готовой стали. В результате создаются возможности переноса полностью в ковш таких операций, как раскисление, легирование и коррекция по углероду.

Выше были отмечены особые трудности при необходимости получения очень низких содержаний углерода. Использование способа, показанного на рис. 6.7. в, облегчает и эту задачу.

Приведенные примеры показывают, что агрегат порционного вакуумирования позволяет проводить операции: а) дегазации; б) подогрева (за счет окисления кислородом вводимого алюминия); в) десульфурации (обработка флюсом); г) раскисления (ввод раскислителей); д) легирования (ввод легирующих добавок); е) науглероживания; ж) глубокого обезуглероживания.

В России была разработана документация на агрегат печь-ковш АКОС-100И1 (агрегат комплексной обработки стали) для ЭСПЦ-2 Кузнецкого металлургического комбината и ЭСГЩ Алапаевского металлургического завода, а также АКОС-50 для Гурьевского металлургического завода. Отечественные агрегаты печь-ковш пока не оснащены оборудованием для обработки стали в вакууме.

Агрегат печь-ковш появился в основном с целью подогрева металла, подвергаемого внепечной обработке. Как известно, сталь теряет температуру: при выпуске из печи; в ковше, отдавая тепло при нагреве футеровки; при выдержке теплоотдачей окружающей атмосфере через стены и шлаковый покров; при продувке; при расплавлении присаженных ферросплавов и других материалов. Общие потери температуры зависят от емкости ковша, массы присаживаемых материалов и продолжительности всех рафинировочных операций и могут достигать 80–100 и более градусов.

## Глава 7. Методы защиты металла от загрязнений и вторичного окисления

### 7.1. Методы отделения шлака от металла

Одним из важных элементов успешного проведения операций внепечной обработки является контроль и регулирование количества шлака, попадающего при выпуске в ковш.

Методы удаления шлака с поверхности металла в ковше (установка ковша на платформу, оборудованную устройствами для наклона, конструирование специальных гребков и т. п.) сложны (рис. 7.1). Большое распространение получили методы загущения шлака (например, введение порции холодного доломита) для затруднения его вытекания из агрегата. Однако такие методы не позволяют полностью отсечь конечный шлак при выпуске. Известен ряд решений организации отсечки шлака при выпуске из мартеновских печей.

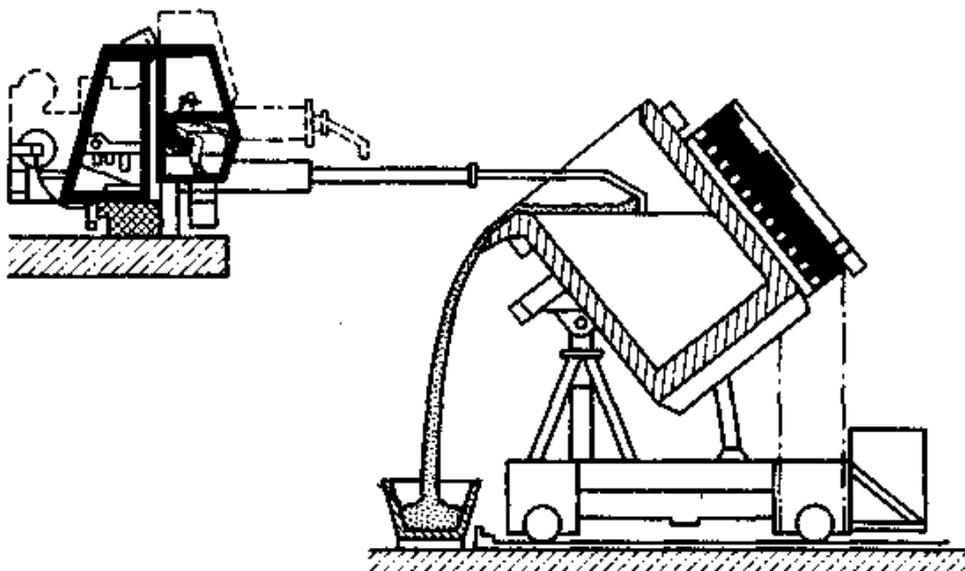
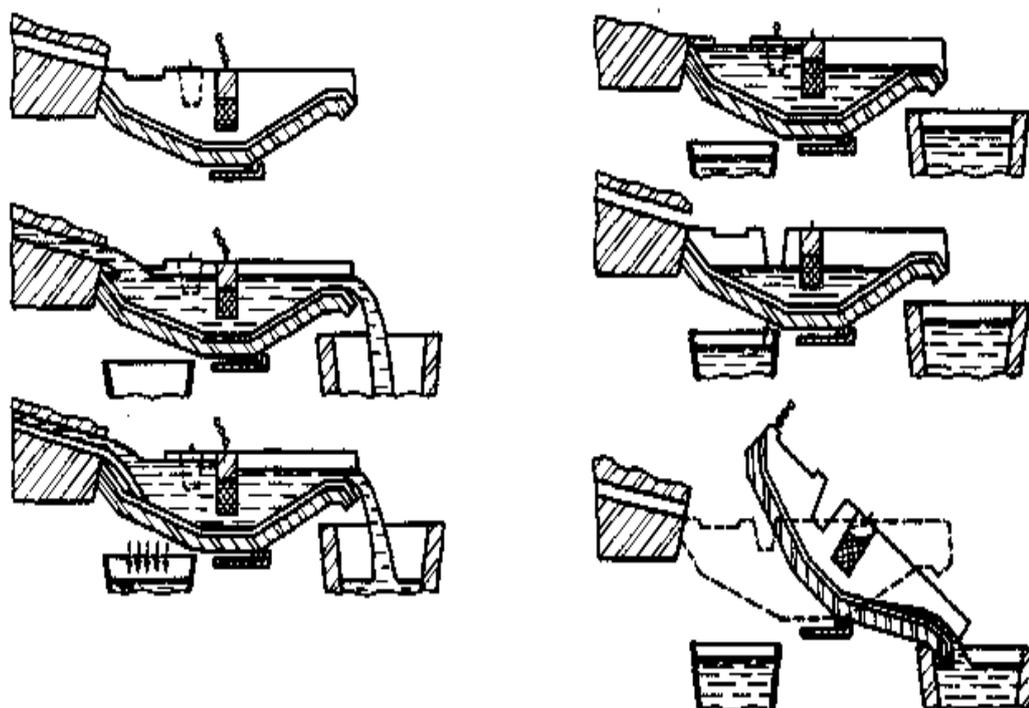


Рис.7.1. Установка для скачивания шлака

На Макеевском металлургическом создана специальная конструкция качающегося желоба, препятствующего попаданию кислого конечного шлака при выпуске металла из кислой мартеновской печи в ковш с основным синтетическим шлаком (рис. 7.2).

В конвертерных цехах распространение получили способы закупоривания сталевыпускного отверстия (летки) с использованием различного рода пробок (рис. 7.3, 7.4). На ряде металлургических заводов при выпуске металла из печи или конвертера используют более простой прием: ковш с металлом в момент появления шлака отводят от агрегата; этот метод, однако, не обеспечивает стабильности результатов и сопровождается потерями металла. Проблема отсечки конечного шлака остается одной из важных. Поиски оптимальных решений продолжаются в следующих направлениях.



*Рис.7.2. Схема отделеия металла от шлака при выпуске плавки из мартеновской печи*

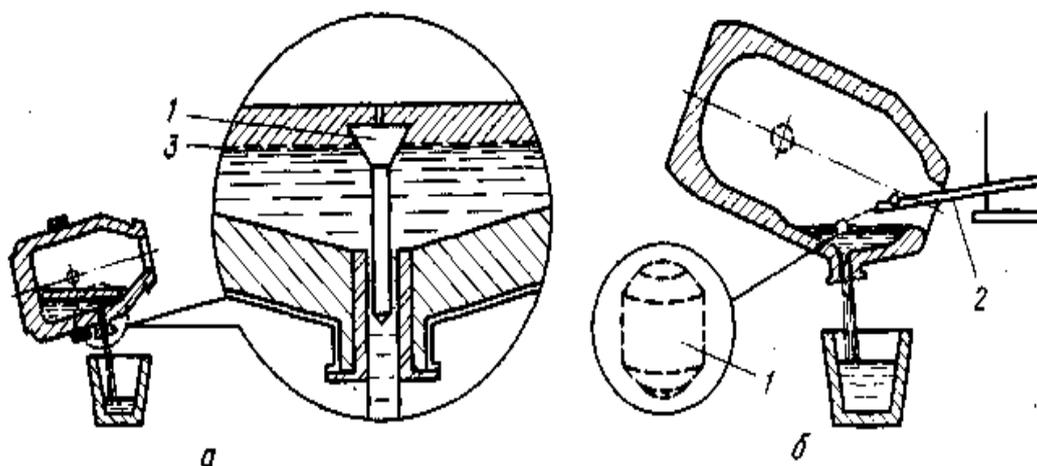


Рис.7.3. Схемы отделения шлака от металла при выпуске плавки из конвертера: а, б – варианты технологии; 1 – плавающая керамическая пробка; 2 – лоток для ввода пробки в конвертер; 3 – граница шлак – металл

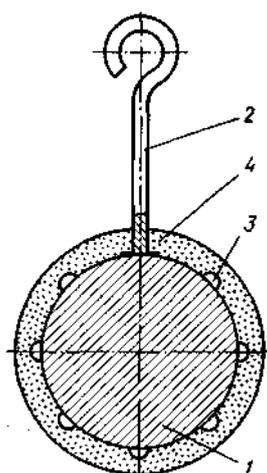


Рис.7.4. Схема отсечного устройства Новолипецкого металлургического комбината: 1 – стальное литье; 2 – хвостовики; 3 – арматура; 4 – огнеупорная оболочка

1. Введение в ковш сверху различных устройств для исключения контакта синтетического шлака с конечным шлаком и ограничения контакта металл - шлак (например, САВ-процесс).

2. Перелив металла из ковша в ковш. Этот метод обеспечивает практически полное отделение металла от шлака, но имеет существенный недостаток потери тепла (даже для ковшей вместимостью  $> 100$  т температура металла снижается в зависимости от температуры предварительного подогрева футеровки на  $25-40$  °С). Этот метод обычно ис-

пользуют при работе дуплекс-процессом основная–кислая мартеновские печи и переработке фосфористых чугунов.

3. Скачивание шлака после заполнения ковша металлом и шлаком. Ковш после выпуска плавки из конвертера поднимают краном, наклоняют на угол до  $45^\circ$  и начинают удалять шлак, продувая металл в ковше снизу аргоном. В течение 5 мин такой обработки удается удалить до 90 % шлака. Такая обработка практически исключает рефосфорацию. Недостатком метода является усложнение оборудования, которое должно обеспечить продувку аргоном при наклоне ковша, и необходимость увеличения высоты ковша.

4. Метод задержки шлака в специальной емкости (Slag cup pot – шлак через горшок) – это название метода дано фирмой Японии, которая его использует. Существо метода видно из схемы (рис. 7.5).

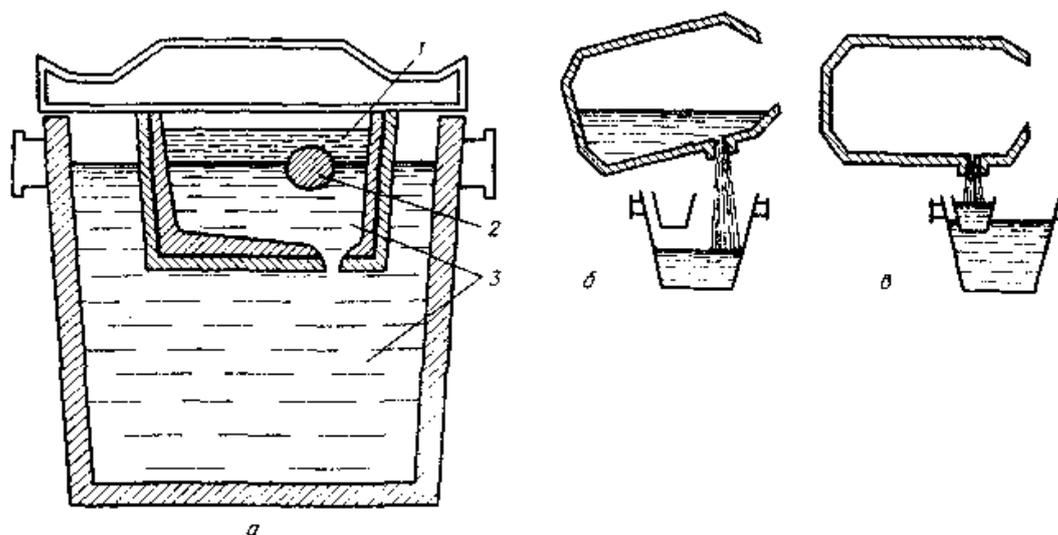


Рис.7.5. Схема отделения шлака от металла через промежуточную емкость: а – разрез сталеразливочного ковша и промежуточного ковша в момент окончания выпуска; б – начало выпуска; в – окончание выпуска; 1 – шлак; 2 – огнеупорный шар - отсекающий шлак; 3 – сталь

Промежуточную футерованную изнутри и снаружи емкость, имеющую в нижней части отверстие, устанавливают перед выпуском плавки на сталеразливочном ковше таким образом, что в начале выпуска металл из конвертера попадает непосредственно в сталеразливочный ковш (см. рис. 7.5, б), а в конце выпуска, когда вместе с металлом начинает идти шлак, металл попадает в промежуточную емкость (см. рис. 7.5, в). Когда из сталевыпускного отверстия начинает вытекать один шлак, конвертер поворачивают в вертикальное положение, а в промежу-

точную емкость помещают шар, плотность которого такова, что он плавает на границе между шлаком и металлом (рис. 7.6).

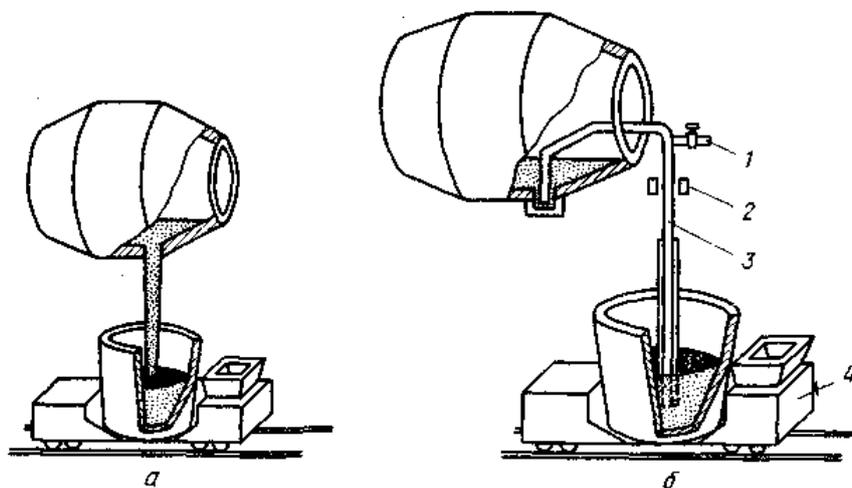


Рис.7.6. Схема выпуска металла из конвертера: а - обычная практика действующих цехов (струя металла контактирует с воздухом, нет надежной отсечки шлака); б - возможная схема выпуска металла в будущем; 1 - вакуумный сифон; 2 - устройство, контролирующее момент появления шлака; 3 - огнеупорная труба для пропуска металла; 4 - сталевозная тележка

Промежуточную емкость поднимают краном, металл стекает в ковш, шар перекрывает отверстие в дне промежуточной емкости, и шлак в сталеразливочный ковш почти не попадает. Рефосфорация при такой технологии составляет всего 0,002 % Р, в то время как при обычном способе перекрытия шаром отверстия непосредственно в конвертере количество восстановленного фосфора достигает иногда 0,006 %.

5. Использование пневматической пробки для выпускного отверстия кислородного конвертера. Удержание шлака в конвертере осуществляется под действием давления газа, вдуваемого через пробку в выпускное отверстие. Корпус пробки изготовлен из чугуна, в центре пробки сопло-отверстие, через которое по сигналу подают сжатый воздух или азот. Размер пробки должен быть таким, чтобы между ее внешней поверхностью и внутренними стенками выпускного отверстия оставался кольцеобразный зазор, через который мог выходить воздух, подаваемый для удержания шлака в конвертере. Сигналом к началу подачи сжатого воздуха (азота) и перемещения пробки является команда, поступающая от радиационного пирометра, регистрирующего по изменению уровня радиации окончание прохождения через выпускное отверстие металла и

начала схода шлака. Наиболее надежным является метод отсечки шлака путем перелива металла из ковша в ковш через отверстие в дне ковша. По ряду организационных причин (в том числе из-за недостаточной высоты здания цеха) метод этот используют редко.

## 7.2. Предотвращение вторичного окисления

Одной из распространенных причин брака стали является вторичное (повторное) окисление металла, являющееся следствием взаимодействия металла с кислородом воздуха при выпуске и разливке (при этом происходит взаимодействие металла с азотом воздуха), а также с конечным окислительным шлаком, огнеупорами и т. п. Развитие процессов вторичного окисления, которое при обычной, традиционной технологии может быть заметным (рис. 7.7), определяется следующими процессами взаимодействия:

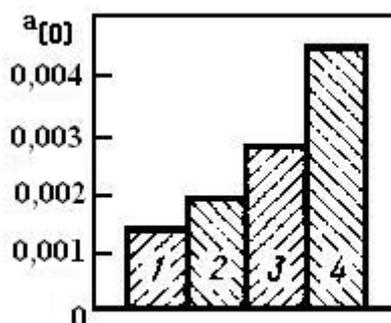


Рис.7.7. Изменение активности кислорода в металле в процессе разливки без защиты поверхности металла: 1 – в сталеразливочном ковше; 2 – в промежуточном ковше; 3 – в кристаллизаторе; 4 – в слитке

- 1) металла с окисленным печным шлаком после введения раскислителей в печь;
- 2) струи металла с атмосферой при выпуске металла в сталеразливочный ковш.
- 3) металла, выпущенного из конвертера или печи, с окисленным шлаком, попавшим вместе с металлом в ковш.
- 4) струи металла с атмосферой при переливе металла из сталеразливочного ковша в промежуточное разливочное устройство (промежуточный ковш).
- 5) поверхности металла в промежуточном ковше с атмосферой.

б) струи металла с воздухом, захваченным (эжектированным) струей металла при разливке по изложницам или в кристаллизатор установок непрерывной разливки.

7) поверхности металла в изложнице или кристаллизаторе с атмосферой,

8) металла, раскисленного сильными раскислителями (кальцием, магнием, редкоземельными металлами) с оксидами футеровки ковша.

При контакте жидкого металла с атмосферой помимо окисления наблюдается также взаимодействие с атмосферной влагой и азотом воздуха. Окислительный потенциал воздуха (21 % O<sub>2</sub>) определяется значением  $p_{O_2}^{возд} = 0,021 \text{ МПа}$ ; потенциал атмосферы, равновесной с чистым расплавленным железом  $p_{O_2}^{ч.ж} = 10^{-3} \text{ Па}$ ; потенциал атмосферы, равновесной с железом, раскисленным такими раскислителями, как кремний, алюминий и др.,  $p_{O_2}^{раск.ж} = 10^{-5} \div 10^{-7} \text{ Па}$ . Огромное (почти десять порядков) различие окислительного потенциала воздуха и раскисленного металла определяет трудность защиты металла от вторичного окисления. Существует много методов предотвращения развития вторичного окисления, из которых чаще всего используют следующие:

1) отсечку окислительного мартеновского или конвертерного шлака и наведение в ковше шлака, не содержащего оксидов железа;

2) защиту струи металла из ковша инертным газом или организацию уплотнения между сталеразливочным и промежуточным ковшами;

3) введение при помощи удлиненных стаканов струи металла вглубь (так называемая разливка под уровень);

4) использование для изготовления футеровки ковшей огнеупоров из материалов (например, MgO), слабо взаимодействующих даже с сильными раскислителями;

5) наведение на поверхности металла в промежуточном ковше, в кристаллизаторе и в изложнице шлака, слой которого препятствует контакту металла с атмосферой. Шлак, наведенный в кристаллизаторе или изложнице, препятствует также интенсивному охлаждению верхних слоев металла и привариванию образующейся корочки к холодной поверхности изложницы или кристаллизатора (так называемым заворотом корочки). При разливке в изложницы сверху удобно использовать порошкообразные смеси (обычно – экзотермические), которые до начала разливки помещают на дно изложницы. При соприкосновении порошков с разливаемым металлом формируется жидкий шлак, изолирующий при дальнейшем подъеме уровня металла его от атмосферы и стенок изложницы.

При использовании методов внепечной обработки многие последствия вторичного окисления исключаются. Однако роль таких участков технологической цепи, как ковш–изложница, ковш–центровая, сталеразливочный ковш–промежуточный ковш, промежуточный ковш–кристаллизатор, становится более значительной, чем в случае работы по традиционной технологии, так как после внепечной обработки металл оказывается более чистым и, соответственно, отрицательный результат вторичного окисления более заметен. В предельном случае может оказаться, что все положительные результаты, достигнутые в процессе внепечной обработки, сведены к минимуму вследствие вторичного окисления, а также насыщения металла азотом воздуха, водородом влаги, содержащейся в воздухе, и т. д. В результате усиление внимания к вопросам предотвращения вторичного окисления металла при внепечной его обработке является обязательным.

Для предотвращения воздействия воздуха на струю металла используют различные методы. Схемы распространенных методов показаны на рис. 7.8.

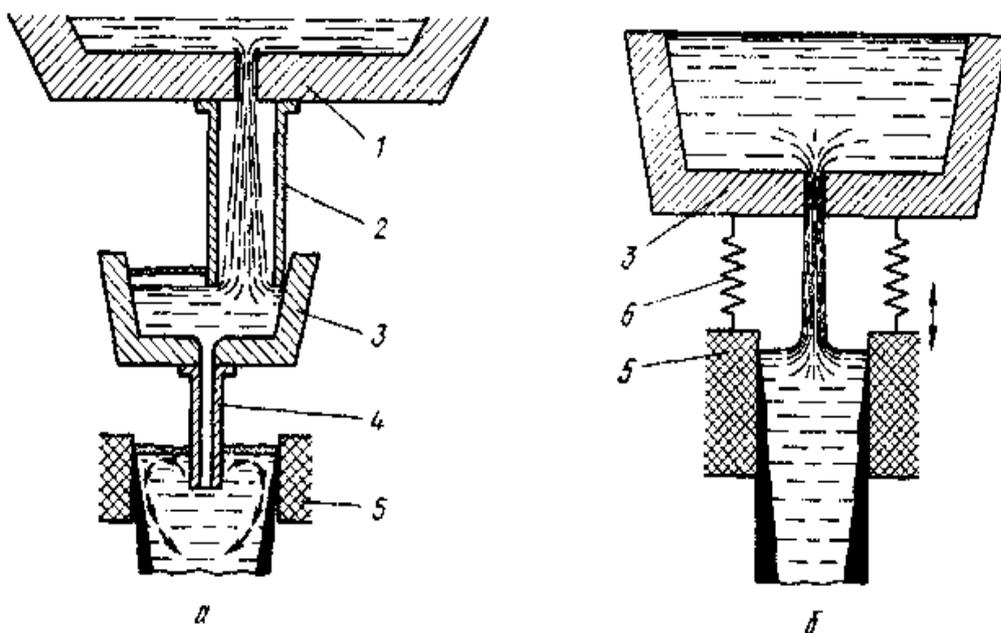


Рис.7.8. Схемы (а, б) организации предохранения металла от воздействия атмосферы: 1 – разливочный ковш; 2 – защитная труба; 3 – промежуточный ковш; 4 – погружной разливочный стакан; 5 – кристаллизатор; 6 – защитное устройство, раздвигающееся при качании кристаллизатора

Развитие способов изоляции струи металла явилось импульсом для появления методов строго дозированного и контролируемого воздействия на струю. Так, на одном из металлургических заводов Японии

вместо использования азотсодержащих ферросплавов внедрен более дешевый способ обработки струи азотом (рис. 7.9).

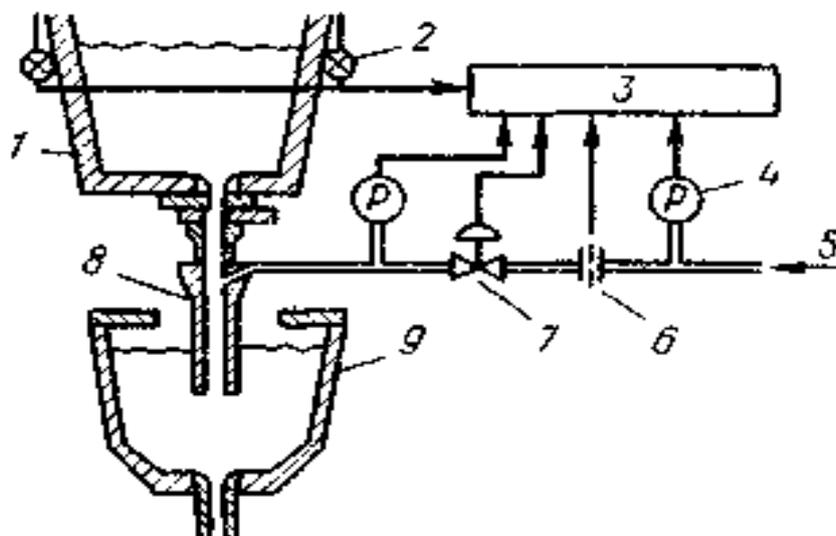
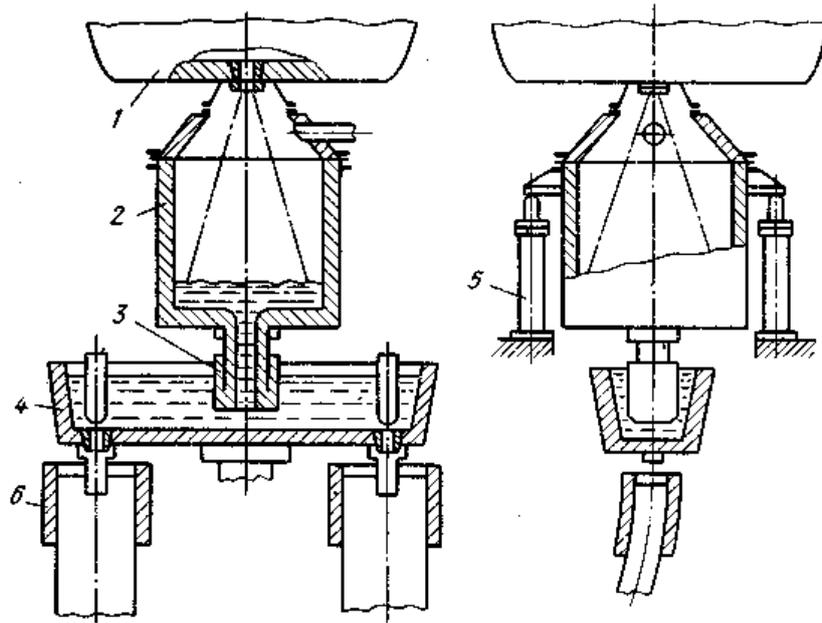


Рис.7.9. Схема способа получения стали с повышенным содержанием азота: 1 – разливочный ковш; 2 – датчик измерения массы разливочного ковша; 3 – микро-ЭВМ; 4 – прибор для измерения давления; 5 – подача азота; 6 – измерение расхода газа; 7 – регулирование расхода газа; 8 – удлиненная защитная труба-стакан; 9 – промежуточный ковш

С увеличением длины защитной трубы-стакана между разливочным и промежуточными ковшами до 1400 мм получено уменьшение разброса содержания азота (по сравнению с обычной технологией введения азота с ферросплавами) на 2/3. Одновременно, на некоторых металлургических заводах Японии получил распространение такой прием, как загрузка на дно ковша перед выпуском плавки сухого льда, обильное испарение которого создает газовую завесу, предотвращающую переход в металл азота из атмосферы. Такой прием обеспечивает получение конвертерной стали с гарантированно низким содержанием азота. Примером организации одновременной защиты струи от воздействия атмосферы и обработки вакуумом является метод непрерывного вакуумирования струи, внедренный на НЛМК.



*Рис.7.10. Схема установки поточного вакуумирования: 1 – сталеразливочный ковш; 2 – вакуум-камера; 3 – металлопровод; 4 – промежуточный ковш; 5 – гидроцилиндры; 6 – кристаллизатор*

В основу метода положен принцип вакуумной дегазации струи и слоя металла в проточной камере, расположенной между сталеразливочным и промежуточным ковшами (рис. 7.10). Рафинированная сталь поступает в промежуточный ковш по металлопроводу, погруженному под уровень металла. Достоинствами метода являются одновременное решение проблем: 1) вакуумирования в потоке; 2) защиты струи от вторичного взаимодействия с атмосферой; 3) повышение эффективности вакуумирования в результате движения струи через вакуумированное пространство, при котором происходит ее раскрытие и раздробление на капли, а также соответствующее увеличение поверхности контакта металл–газовая фаза (вакуум).

## Приложения

### Приложение 1

#### Названия сталеплавильных процессов, используемые в русскоязычной технической литературе

Стандартом не закреплены аббревиатуры названий процессов, на каждом предприятии используют свои варианты названия:

**АВР** – аргоно-вакуумное рафинирование.

**АВПД** – аргоно-вакуумная порционная дегазация.

**АКМ** – армированная квазимонолитная сталь.

**АКОС** – агрегат комплексной обработки стали.

**АКП** – агрегат ковш-печь.

**БС** – быстросгорающие смеси.

**ВДП** – вакуумный дуговой переплав

**ВИЛ** – вакуумная индукционная печь, вакуумный индукционный переплав.

**ВКР** – вакуумно-кислородное рафинирование.

**ВКО** – вакуумно-кислородное обезуглероживание.

**ВСШ** – вакуумирование с обработкой в столбе шлака.

**ВУР** – вакуумное углеродное раскисление.

**ГКР** – газокислородное рафинирование.

**ДСП** – дуговая сталеплавильная печь.

**ЗВО** – зона вторичного охлаждения (на УНРС).

**КК** – кислородно-конвертерный процесс.

**ЛПА, ЛитПА** – литейно-прокатный агрегат.

**МНЛЗ** – см. УНРС

**НСП** – непрерывный сталеплавильный процесс.

**ОНРС** – отделение непрерывной разливки стали.

**ПТВО** – программная термовременная обработка (расплавов).

**ПУМ** – порошкообразный углеродосодержащий материал для науглероживания ванны.

**ПЭШО** – порционная электрошлаковая отливка.

**САНД** – сталеплавильный агрегат непрерывного действия.

**СКР** – струйно-кавитационное рафинирование.

**СШ** – синтетические шлаки.

**СШС** – самоплавкие шлаковые смеси.

**ТШС** – твердые шлакообразующие смеси.

- УАПС** – установка аргонной продувки стали.
- УВД** – установка внепечной доводки.
- УВРВ** – установка внепечного рафинирования и вакуумирования.
- УДМ** – установка доводки металла в ковше.
- УДПК** – установка по доводке плавов в ковше.
- УДСК** – установка доводки стали в ковше.
- УКДС** – установка комплексной доводки стали в ковше.
- УКОС** – устройство контроля окисленности стали.
- УНРС** – установка непрерывной разливки стали (в отдельных видах литературы можно встретить иное написание: МНЛЗ, МНРС – машины непрерывного литья заготовок или разливки стали).
- УПВС** – установка порционного вакуумирования стали.
- УСДМ** – установка стабилизации и доводки металла.
- УСТ** – уровень соблюдения технологии.
- ЭЛП** – электронно-лучевой переплав.
- ЭМП** – электромагнитное перемешивание.
- ЭШП** – электрошлаковый переплав.
- ЭШР** – электрошлаковая разливка.

### **Обозначения сталеплавильных процессов, используемые в зарубежной литературе**

В зарубежной литературе в большинстве случаев для обозначения новой технологии используют аббревиатуры, составленные разработчиками эти процессы авторами или фирмами. Часто эти аббревиатуры вводят в текст без дополнительных пояснений, что затрудняет понимание текста. Ниже приведен (в алфавитном порядке) перечень современных методов обработки чугуна и стали в том виде, в каком они обозначаются в технической зарубежной литературе последних лет (в скобках приводится по возможности полное название):

**ABS-процесс** (от A1 – алюминий, Bullet – пуля, Shooting – стрельба) – «стрельба» в жидкий металл в ковше пулями из алюминия с целью раскисления.

**AIS-процесс** (Argon, Induction, Stirring) – продувка металла аргоном в сочетании с индукционным перемешиванием.

**AISI**-American Iron and Steel Institute.

**AL-(или AI)-процессы** – (от Alkali – щелочные) обработки чугуна и стали с использованием кальцинированной соды.

**ALCI** (фирма ARBED + Lance, Coal, Injection) – метод вдувания в металл науглероживателя (угля) в токе аргона, азота, диоксида углерода и дожигания монооксида углерода над ванной

**ALT-процесс** – процесс(институт ARBED + Ladle Treatment), разработанный институтом ARBED комплекс оборудования и метод обработки стали (для десульфурации) в ковше с крышкой вдуванием кальциесодержащих порошков и перемешиванием аргоном через пористые вставки.

**AOD-процесс** (Ar – Oxygen-Decarburisation – аргоно-кислородное обезуглероживание) – продувка металла (обычно в конвертере) смесью, состоящей из кислорода и аргона (аргон в некоторых случаях полностью или частично заменяется азотом).

**AOD – VCR** (AOD – процесс + Vacuum Converter Refiner) – способ производства нержавеющей стали, включающий обезуглероживание в AOD-конвертере и последующую обработку в вакуумном конвертере с продувкой газами (O<sub>2</sub>, N<sub>2</sub>, Ar).

**AP** (Arc Processing) – процессы с подогревом металла дугой.

**ASEA-SKF-процесс** – (по названиям шведских фирм ASEA и SKF) обработка металла вакуумом в ковше, оборудованном для обеспечения вакуума сводом-крышкой, через которую проходят электроды для нагрева металла в процессе его обработки, а также размещенным вокруг ковша индуктором, обеспечивающим перемешивание металла. **BAP** – процесс (Bath – ванна, Agitation – возбуждение, Process – процесс), продувка чугуна в конвертере кислородом сверху с одновременным вводом снизу инертного газа для улучшения перемешивания ванны и интенсификации процесса.

**BISRA-процессы** (British Iron and Steel Institute) – процессы, разработанные Британским научно-исследовательским институтом железа и стали.

**BOF** (Basic Oxygen Furnace) – основной кислородный агрегат (печь). Так часто называют основной кислородный конвертер **BOF** (Basic Oxygen Process), основной кислородный конвертерный процесс **BP** (Bottom Pouring) – сифонная разливка **BV** – метод (по названию предприятия «Vochumer Verein», Германия) – разливка стали в изложницу, стоящую в вакуумной камере.

**САВ** (Capped – накрывать, Argon – аргон, Bubbling – продувка) – перемешивание пузырьками аргона металла, находящегося под слоем синтетического шлака в ковше, плотно накрытом крышкой.

**САВ-процесс** (Calcium, Argon, Blowing) – вдувание в жидкий металл в ковше порошкообразных кальциесодержащих материалов (например, силикокальция) струей аргона.

**CaFe – Log** (Calcium – Ferrum – Log) – монолитные в виде цилиндра блоки из низкоуглеродистой стали с 20 % Ca, которые вводят на штанге в ковш со сталью для обработки металла кальцием с минимальными его потерями.

**CAS-процесс** – (Composition Adjustment by Sealed argon) регулирование состава при «закрытой» продувке аргоном) в ковш, снабженный устройством для продувки снизу аргоном, сверху опускают колпак (над местом ввода аргона), через который в металл вводят добавки.

**CC-steel** (Continuous Casting – непрерывная разливка) – сталь, разлитая на установках непрерывной разливки.

**CC-DR** (Continuous Casting – Directrolling) – непрерывная разливка, прямая прокатка.

**CCM** (Continuous Casting Machine) – установка непрерывной разливки. **CIP** (Continuous Iron Making process) – непрерывный процесс получения стали.

**CLL-процесс** (Cast Lining of Ladle) – процесс получения литой футеровки ковша.

**CLU-процесс** (французская Creusot-Loire и шведская Uddeholms фирмы) – процесс получения низкоуглеродистой стали продувкой в конвертере через донные фурмы (смесью кислорода и пара) полупродукта, полученного в обычной электропечи.

**CW – технология** (Cored Wire – проволока с сердцевиной, с «начинкой») введения в металл (в ковше, промежуточном ковше, кристаллизаторе) проволоки, состоящей из оболочки и сердцевины – прессованного порошка из разных реагентов.

**COIN-процесс** (Coal – уголь, Oxygen – кислород, Injection – введение) вдувание в металл (обычно в конвертере) кислородно-угольной смеси.

**Consteel** (Continuous steelmaking) – процесс непрерывной плавки стали в дуговых печах.

**CP** (Circulation Process) – циркуляционное вакуумирование.

**CRM** (Centre de Recherches Metallurgiques) – Центр международных исследований в области металлургии (Льеж).

**CSM-процесс** (Continuous Steelmaking process) – непрерывный сталеплавильный процесс.

**CVD** (Continuous Vakuum Degassing) – непрерывная дегазация вакуумом стали (в процессе непрерывной разливки).

**ДН-установка** – установка (от названия предприятия Dortmund-Horder, Германия) (установка), в которой вакуумная камера имеет патрубков, опускающийся сверху в ковш, в камеру порциями засасывается металл.

В нашей стране обычно называется *установкой порционного вакуумирования*.

**DR** (Direct Rolling – прямая прокатка) – передача получаемых на УНРС заготовок непосредственно на прокатку (без охлаждения).

**DR-процесс** – процесс (Double – Roller process или Double-Roller system) прямого получения полосы на двухвалковых УНРС.

**DRI** (Direct Reduced Iron) – железо прямого восстановления.

**DSC** (Direct Strip Casting) – способ прямого получения полосы (или ленты) на одно- или двухвалковых УН РС.

**EAF** (Electric, Arc – дуга, Furnace – печь) – дуговая печь (в отечественной литературе ДСП).

**EBT** (Eccentric Bottom Tapping) – эксцентриковый выпуск (чаще в электропечах) EMBR (от нем. Elektromagnetische Bremse – электромагнитный тормоз или от англ. electromagnetic brake – электромагнитный разрушитель), устройство для затормаживания струи металла (на УНРС) и создания эффекта перемешивания, благоприятного для всплывания включений.

**ЕОФ-процесс** (Energy Optimizing Furnace) – вдувание кислорода под уровень металла с последующим дожиганием продуктов реакций над ванной смесью кислорода с воздухом. Теплота отходящих газов используется для подогрева лома и воздуха.

**E-Stahl** (Electrostahl) – сталь, выплавленная в электропечи.

**ESH** (Electroslag Heating) – электрошлаковый нагрев металла в промежуточном ковше.

**ESR** (Electroslag Remelting) – электрошлаковый переплав (ЭШП, с англ.).

**ESU** (Electro, Schlacken, Umschmelz) – электрошлаковый переплав (ЭШП, с нем.).

**Ferrokal** – проволока, имеющая сердцевину из кальция (или силикокальция, либо кальция + алюминия), покрытая стальной оболочкой и специальным антикоррозионным покрытием.

**Finkl** – установка, иногда Finkl-Moh-установка (фирма Finkl – and Sons, США) – вакуумная установка, включающая ковш с пористой пробкой для продувки (и перемешивания) металла снизу инертным газом.

**FOS-процесс** (Fuel – топливо, Oxygen – кислород, Scrap – скрап) – методы расплавления (подогрева) твердой металлошихты с помощью кислородно-топливных горелок (форсунок).

**GI** (Gas-Injection) – продувка газом

**НСС** (Horisontal Continuous Casting) – горизонтальная непрерывная разливка.

**HDR** (Hot Direct Rolling) – прямая прокатка (направление горячих заготовок непосредственно на прокатку).

**НОСС** (Horisontal Continuous Casting) – горизонтальная непрерывная разливка.

**HORICAST** (Horisontal continuouns Casting) – вариант процесса горизонтальной непрерывной разливки (фирма Nippon Kokan, Япония).

**ISI** (International Iron and Steel Institute) – Международный институт железа и стали **IJ** (Injektion – инъекция, впрыскивание, с нем.; Injection Metallurgy, Injection Treatment – инъекционная, инжекционная металлургия, инъекционная обработка, с англ.) – метод вдувания в металл порошкообразных материалов.

**IRSID** (Institut de Recherches de la Siderurgie Francaise) – Научно-исследовательский институт черной металлургии (Франция).

**IRSID-способы** – процессы, разработанные институтом IRSID.

**IF-Steel** (Interstitial Free Steel) – свободная от несплошностей сталь.

**К-ВОР** (фирма Kawasaki (Япония) + Basic Oxygen Process) – комбинированный процесс: сверху подается кислород, снизу – кислород вместе с порошкообразной известью в защитной рубашке углеводородов.

**КСВ-S-процесс** (Krupp Combined Blowing-Stainless) – вариант АОД-процесса, разработанный фирмой Krupp, при котором полученный в ДСП полупродукт продувается в конвертере через фурму сверху и одновременно через фурмы, установленные в стенке конвертера на уровне днища, смесью кислорода и аргона.

**К-ES-процесс** (фирма Klockner + Elektric Steel) – технология, включающая продувку ванны дуговой печи кислородом или инертным газом через подовые фурмы.

**LKG-LI-процесс** (фирма Kawasaki (Япония) + Gas Stirring перемешивания газом, Lime Injection – введение извести) – комбинированный процесс продувки металла в конвертере, при котором порошкообразную известь вдувают сверху в струе кислорода, а снизу металл перемешивают, подавая аргон и азот.

**KMS** (Klockner – Maxhiitte – Stahlherstellung) – производство стали по методу заводов Klockner и Maximilianshutte (сокращенно Maxhiitte), конвертерный процесс переделом шихты с высокой долей лома.

**KS-процесс** (Klockner - Stahlerzeugung) – разновидность конвертерного процесса с донным дутьем, разработанного на заводе Klockner – Werke.

**LAF** (Ladle Arc Furnace) – ковш с дуговым подогревом.

**LBE** или **LEB – процесс** (Lance – фурма, сопло, Equilibrium – равновесие, Bubbling – кипение, продувка газом) интенсивного перемешивания металла и шлака в конвертере, в котором наряду с продувкой кислородом через фурму сверху одновременно снизу через газопроницаемые элементы подается инертный газ.

**LD-процесс** (Linz – город в Австрии, где этот процесс был реализован в промышленных масштабах, Dusenverfahren – фурменный процесс или по первым буквам названия городов Linz и Donawitz) – процесс продувки чугуна в конвертере кислородом, подаваемым через водоохлаждаемую фурму сверху. В литературе на английском языке часто используется обозначение BOF (Basic Oxygen Furnace), на русском - КК (кислородно - конвертерный).

**L-AB-процесс** (LD – процесс + Argon Bottom Blowing – аргонная донная продувка) продувки металла в конвертере кислородом сверху и одновременно аргоном снизу через днище.

**LD-AC-процесс** (LD-процесс и первые буквы названий фирмы ARBED и института CRM) – продувка высокофосфористого чугуна в конвертере сверху кислородом совместно с тонкоизмельченной известью.

**LD-OB-процесс** – (LD – процесс + Oxygen Bottom Blowing – кислородная донная продувка) процесс продувки металла в конвертере кислородом сверху и снизу одновременно.

**LD-RHOB-процесс** (LD – процесс + RH - установка + Oxygen Blowing – кислород и продувка) – процесс обработки конвертерной стали вакуумом в установке циркуляционного вакуумирования с одновременной подачей в вакуум-камеру кислорода.

**LF** – установка (Ladle – ковш, Furnace – печь) для обработки металла в ковше.

**LF-IJ** (LF – агрегат ковш – печь и IJ – инжекция, вдувание) – процесс обработки металла в агрегате типа ковш-печь с вдуванием в металл порошкообразных реагентов.

**LFV** (Ladle Furnace and Vacuum degassing equipment) – комбинация LF (Ladle Furnace), подогрева металла (под слоем шлака) в накрытом крышкой ковше опущенными сверху электродами при одновременной продувке аргоном снизу и LV (Ladle Vacuum), помещение ковша в вакуумную камеру и обработка вакуумом при одновременной продувке снизу аргоном.

**LIP** (Lance Injections Practice) – работа с инжекцией через фурму.

**LL** (Ladle to Ladle – из ковша в ковш) – перелив металла из одного ковша в другой ковш, помещенный в вакуумную камеру.

**LLB** (Lime, Less, Blowing) – предварительная обработка чугуна в чугуновозных ковшах порошками окислы и смесями  $\text{CaO} + \text{CaF}_2$ , вдуваемыми в струе кислорода и азота для обескремнивания и дефосфорации.

**LLC** (Liquid, Level, Control) – контроль уровня поверхности жидкого металла.

**LWS** (фирмы Lorie – Creusot, Wendel – Sidelor и Sputnik, Франция)- конвертерный процесс с донной продувкой кислородом в ковше.

**MAI-процесс** (Molten Aluminium Injection process) – способ введения в металл в ковше жидкого алюминия под давлением.

**MA-RK-процесс** (Molten Aluminium – жидкий алюминий, Rimmed Killed - прекращение кипения) подачи насосом жидкого алюминия по трубке в изложницу для регулирования окисления стали в процессе ее разливки.

**Mold-EMBR** (Mold Electro Magnetik Braking) – кристаллизатор с электромагнитным торможением.

**MPE** (немецкая фирма Mannesmann, Pfanen Entschwefelungsverfahren) – десульфурация в ковше шлаком, наводимым подачей смеси  $\text{CaO} + \text{CaF}_2$ .

**MR** (Melting Refining) – разработанный фирмой SKF (Швеция) процесс, при котором расплавление проводят в дуговой печи с двумя корпусами, а рафинирование, раскисление, легирование – на установке ASEA-SKF.

**NK-AP** (фирма Nippon Kokan (Япония), Arc, Process) – обработка металла в накрытом крышкой ковше с вдуванием порошков, продувкой металла снизу аргоном при подогреве металла дугами.

**NRIM-процессы** – процессы, разработанные институтом NRIM (National Research Institute for Metals – Национальный исследовательский институт металлургии, Япония).

**NSP** (New Secondary Refining) – система, включающая операции десульфурации, вакуумного отсоса шлака, вдувания флюсов, обработку в ковше - печи и циркуляционное вакуумирование.

**OBM** (Oxygen Bottom, завод Maxhutte, Германия) – конвертерный процесс с продувкой кислородом через днище.

**ОСР-процесс** (от франц. Oxygene – кислород, Chaus – известь, Poudre – пудра, порошок) – процесс передела в конвертере высокофосфористого чугуна при подаче (вдувании) сверху вместе с кислородом тонкоизмельченной извести (примерно то же, что и LD-AC – и OLP – процессы).

**ОН** (Open Hearth) – мартеновский процесс.

**OLIPS** (Oxygen Lime Injection to remove Phosphorous and Sulfur) – обработка чугуна при выпуске из доменной печи железистым шлаком, а в рафинировочном агрегате – продувкой извести в струе азота и сверху кислородом.

**OLP-процесс** (Oxygene – кислород, Lance – сопло, фурма, Poudre – пудра, порошок), см. ОСР – процесс.

**ORP** (Optimizing Refining Process – оптимизированная технология рафинирования) – технология, включающая обескремнивание чугуна на желобе доменной печи, дефосфорацию и частичную десульфурацию чугуна продувкой порошками в ковше миксерного типа, продувку стали в конвертере с комбинированным дутьем и внепечную обработку.

**ОТВ-процесс** (Oxygen Top Blowing) – процесс с подачей кислорода сверху.

**Perren-процесс** (метод французского инженера Перрена) – обработка металла жидкими известково-глиноземистыми шлаками для десульфурации. В нашей стране данный метод называют *способом обработки металла синтетическим шлаком* (СШ).

**РНА-процесс** (от RAMCO (сокращенное название японской фирмы Pacific Metals Co, LTD) и Hot Alloy – жидкие сплавы) – технологические схемы производства коррозионностойкой стали на основе использования жидких высокоуглеродистых расплавов ферроникеля и феррохрома.

**PI** (Power Injection) – установка для вдувания порошков в металл.

**PLF** (Plasma Ladle Furnace) – установка ковш-печь с плазменным подогревом РМ-метод (Pulsation – пульсировать, Mixing – перемешивать) – погружение в металл огнеупорной трубы, оснащенной в верхней своей части системой загрузки материалов и соединенной (в верхней части) с системами откачки газов и напуска инертного газа

**PMA** (от нем. Pflannenmetallurgieanlage) – ковшовая металлургия, установка ковшовой металлургии.

**Pompey-процесс** (завод Pompey, Франция), передел в LD-конвертере высокофосфористых чугунов с использованием конечного шлака предыдущей плавки и скачиванием высокофосфористого шлака.

**Q-BOP** (Q – Quiet, Quick, Quality – спокойно, быстро, качественно, BOP – см. выше) – конвертерный процесс с продувкой снизу.

**Rapid-AL-Feeder** (быстрое питание алюминием) – метод воздействия на металл в ковше путем опускания (окунания) в жидкий металл алюминиевого слитка.

**RCCM** (Rotary Continuous Casting Machine) – установка непрерывной разливки стали роторного типа.

**REM** (Rare Earth Metals) – редкоземельные металлы (РЗМ).

**RH** – установка (фирма Ruhrstahl Heranes, Германия) – установка циркуляционного вакуумирования.

**RH-OB-процесс** (RH + Oxygen Blowing), продувка металла в вакуумной камере RH - установки кислородом.

**RH-PB** (RH + Powder Blowing) – вдувание порошка (десульфуризирующей смеси) в нижнюю часть RH-камеры.

**SAB-процесс** (Sealed Argon Bubbling – закрытая продувка аргоном), продувка металла аргоном в ковше снизу; в ковш сверху опускается огнеупорная камера, стенки которой защищает находящийся на поверхности металла внутри камеры синтетический шлак.

**SARP** (Sumitomo Alkali Refining Process) – метод дефосфорации чугуна продувкой его в ковше миксерного типа порошком кальцинированной соды.

**SCAT-метод** (System of Calcium Adding Technique – способ введения кальция) - обработки металла в ковше путем выстреливания в глубь жидкого металла пуль из кальциесодержащих (обычно силикокальция) материалов

**SCMG** (Salt – соль, Coated – покрытый, Magnesium – магний) – вдувание в чугун порошка магния, покрытого слоем соли, с целью десульфурации

**SL-система, SL-процесс** (Scandinavian Laners – скандинавская фурменная система) – продувка металла в ковше порошкообразными смесями.

**SEN** (Sumberged Entry Nozzle) – погружное сопло для подачи металла (обычно применительно к непрерывной разливке).

**SMRP** (Slag Minimum Refinig Process – процесс рафинирования с минимальным количеством шлака) – технология передела в конвертере чугуна с низким содержанием кремния и марганца с сокращенным расходом флюсов для шлакообразования.

**SR** (Single Roller) – процесс прямого получения полосы на одно-валковой УНПС.

**SMP** (Slag Minizing Process) – процесс ведения конвертерной операции с минимальным количеством шлака благодаря предварительному обескремниванию жидкого чугуна.

**SS-VOD-процесс** (Strong Stirring – интенсивное перемешивание + VOD – процесс) вакуумно-кислородного обезуглероживания с интенсивной продувкой металла в ковше снизу аргоном (обычно через пористую пробку).

**STB-процесс** (фирма Sumitomo (Япония), Technologie Blowing) – технология комбинированной продувки металла в конвертере сверху (кислородом) и снизу ( $N_2$ ,  $O_2$ ,  $CO_2$ ), включающая дожигание CO.

**STB-P-процесс** (см. STB – процесс, Powder – порошок) – процесс с вдуванием порошкообразной смеси извести и плавикового шпата через верхнюю фурму с целью ускорения дефосфорации.

**TH** (Top Heating) – подача топлива сверху через крышку-свод на агрегате конвертерного типа.

**TN-процесс** (по названию предприятия Thyssen Niederrhein AG) – вдувание в металл в ковше кальцисодержащих материалов в порошкообразном виде.

**UL сталь** (Ultra Lov Carbon) – особо низкоуглеродистая сталь

**VAC** (Vacuum Argon Calcium) – вакуумирование, а затем вдувание кальцисодержащих материалов в струе аргона. **VAD-установка** (Vacuum, Arc, Degassing – вакуум, дуга, дегазация) – установка, включающая камеру, установленную на самодвижущейся тележке, и вакуум-провод в стационарном своде (иногда называется установкой Finkl – VAD, так как подобна установке типа Finkl).

**VACUVIT-процесс** (Vacuum, Vitcovice – вакуумная установка на Витковицком заводе, Чехия), обдувка кислородом поверхности стали в ковше, помещенном в вакуумную камеру; снизу металл продувают аргоном.

**VAR-процесс** (Vacuum – вакуум, Ars – дуга, Remelting – переплав) – вакуумный дуговой переплав; в нашей стране сокращенно называют ВДП

**VC** (Vacuum Casting) – разливка под вакуумом.

**VCC** (Vertical Continuous Casting) – установка непрерывной разливки стали вертикального типа.

**VCD** (Vacuum Carbon Desoxydation) – вакуумно-углеродное раскисление (нем. Die Vakuumkohlenstoff Desoxidation).

**VCP** (Vacuum Circulation Process) – циркуляционное вакуумирование.

**VD-технология** (Vacuum Degassing) – технология с вакуумной дегазацией.

**VHD** (Vacuum Heating Degassing) – обработка стали в ковше, помещенном в вакуумную камеру; ковш накрыт крышкой-сводом, через которую опущены электроды для подогрева металла в процессе обработки.

**VI-процессы** (Vacuum Injection) – процессы, в которых во время вакуумированная в глубь металла (обычно в ковше) вводят различные добавки.

**VID** (Vacuum Induction Degassing) – вакуумная индукционная дегазация.

**VIM-процесс** (Vacuum – вакуум, Induction – индукционный, Melting – плавление) – вакуумная индукционная плавка (переплав).

В нашей стране обозначается ВИП.

**VLN** (Very – очень, Low – мало, Nitrogen – азот) – способ получения в конвертере стали с низким содержанием азота путем продувки снизу парокислородной смесью.

**VOD-процесс** (Vacuum Oxygen Decarburisation – вакуумкислородное обезуглероживание) – продувка кислородом металла, находящегося под вакуумом (в вакуумной камере).

**VOD-PB** (VOD + Powder top Blowing) – процесс получения особо чистой стали путем продувки металла снизу в струе аргона порошками железной руды, извести, плавикового шпата, марганцевой руды и сверху кислородом.

**VODC** (англ.) или **VODK** (нем.) (Vacuum Oxygen Decarburization Converter (Converter)) – установка для продувки металла кислородом в конвертере, накрытом крышкой, что обеспечивает возможность создания в полости конвертера вакуума над металлом в процессе продувки его кислородом.

**VOF-процесс** – процесс (Vacuum – вакуум, Oxygen – кислород, Flux – флюс), включающий обработку конвертерной стали способом циркуляционного вакуумирования при введении в вакуумную камеру флюса и одновременной продувки металла кислородом.

**VRP** (Vitkovicky Rafmacni Process) – разработанный на Витковицком металлургическом заводе (Чехия) процесс получения крупных кузнечных слитков путем вакуумирования в процессе разливки при подогреве головной части слитка дугой

**VSC** (Vacuum Slag Cleaner) – скачивание шлака путем отсоса его с поверхности металла при помощи вакуумной установки

**WF - процесс** или **Wirefeeder** (Wire – проволока, Feed – питать) – введение в металл раскисляющих смесей, помещенных в оболочку в виде проволоки.

## Приложение 2

Таблица 2.1

Примеры соответствия некоторых наиболее распространенных марок сталей по стандартам РФ и зарубежных стран

Маркировка сталей по стандартам			
РФ, ГОСТ	США, ASTM	Германия, DIN	Япония, JIS
<b>1. Сталь углеродистая обыкновенного качества (ГОСТ 380-88)</b>			
Ст0	—	St33	—
Ст2пс	—	USt34-2	SS34
Ст3сп	A283/C	RS137-2	—
Ст4пс	A283/D	USt42-2	SS41
Ст5сп	—	St50-2	SS50
<b>2. Сталь углеродистая качественная конструкционная (ГОСТ 1050-88)</b>			
08кп	1008, M1008	St12	—
08пс	1008, M1008	St12	—
10	1010, 1110, 1012, M1012	Ck10, C10, St34-2BK	S10C, S09CK
20	1020, 1023, M1023	Ck22, C22	S22C, S20CK
30	1030	C30, Ck30	S30C, S33C
45	1044, 1045, M1044, 1045H	Ck45, C45, Cm45	S45C
60	1060, 1059	C60, Cm60	S58C
<b>3. Сталь легированная, конструкционная</b>			
3.1. Сталь цементуемая (ГОСТ 4543)			
15X	5115	15Cr3	SCr415
20X	5120, 5120H	20Cr4, 20CrS4	SCr420, SCr420H
18XГ	—	16MnCrS, 20MnCrS5	—
25XГМ	—	20CrMo5	—
3.2. Сталь улучшаемая (ГОСТ 4543)			
12ХН3А	—	14NiCr10	SNC815
12Х2Н4А	E3310	—	—
20ХН2М	4320, 4320H	—	SNCM415, SNCM420H
20ХГНМ	8620, 8625, 8629H	21NiCrMo2	SNCM220, SNCM220H

Продолжение приложения 2

Продолжение таблицы 2.1

Маркировка сталей по стандартам			
РФ, ГОСТ	США, ASTM	Германия, DIN	Япония, JIS
40X	5140, 5140H	41Cr4, 41CrS4	SO-440, SCr440H
30Г2	1330	30Mn5, 28Mn6	SMn433, SMn423H
30ХМА	4130	25CrMo4	SCM430
40ХН2МА	4340	—	SNCM439
38Х2МЮА	A3-55/A	41CrA1Mo7	SACM645
<b>4. Сталь автоматная (с высокой обрабатываемостью резанием) (ГОСТ 1414)</b>			
A12	1211, B1112, 1115	9S20	SUM21
A40Г	1141	—	SUM42, SUM43
<b>5. Пружинная сталь (ГОСТ 14959 - 79)</b>			
65Г	1566	—	—
60С2	9260	65Si7	SUP6, SUP7
50ХГА	5147H, 5155H	55Cr3	SUP9
50ХФА	6150	—	SUP10
<b>6. Подшипниковая сталь (ГОСТ 801 - 78)</b>			
ШХ15	52100	100Cr6	SU12
ШХ15СГ	52100-Grade 2	100CrMn6	SU13
95Х18	440С	X105CrMo17	SUS57B
<b>7. Сталь легированная инструментальная</b>			
7.1. Для режущего и измерительного инструмента (неглубокой прокаливаемости) (ГОСТ 1435)			
У8, У8А	—	C80W1	SK6
У10, У10А	W1 - 9 <sup>1/2</sup> , W2 - 9 <sup>1/2</sup>	C105W1	SK4
У12	W1 - 11 <sup>1/2</sup>	—	SK2
7.2. Для ударного инструмента (ГОСТ 5950)			
6ХС	—	60MnSi4	—
5ХВ2С	S2	45WCrV7	—
6Х3ФС	6F6	59CrV4	—
7.3. Для штампового инструмента (для деформирования в холодном состоянии) (ГОСТ 5950)			
Х6ВФ	A2	—	SKD-12
Х12М	D2	X165CrMoV12	SKD-11

Окончание таблицы 2.

Маркировка сталей по стандартам			
РФ, ГОСТ	США, ASTM	Германия, DIN	Япония, JIS
X12	D3	X210Cr12	—
7.4. Для штампового инструмента (для деформирования в горячем состоянии) (ГОСТ 5950)			
5ХНМ	—	56CrNiMoV7	SKT4
4X5 МФС	H11	X38CrMoV5.1	SKD6
3X2B8Ф	H20	X30WCrV9.3	SKD5
<b>8. Быстрорежущая сталь (ГОСТ 19265)</b>			
P18	T1	—	SKH2
P6M5	regular «С» M2	S6-5-2	SKH51
P6M5K5	—	S6-5-2-5	SKH55
<b>9. Коррозионностойкие стали (ГОСТ 5632)</b>			
08X13	410S*	X7Cr13	SUS410S
20X13	420*	X20Cr13	SUS420J1
40X13	420FSe*	X40Cr13	SUS420J2
95X18	440FSe*	X105CrMo17	SUS440C
12X13	410*	X10Cr13	SUS410
12X18H9	302*	X5CrNi 18 9	SUS302
08X18H10T	321*	X10CrNiTi 18 9	SUS321
08X18H10	304*	X5CrNi 18 10	SUS304

\*Относится к стандарту AISI, США.

Общие справочные данные

Таблица 3.1

*Греческий алфавит*

Печатные буквы	Рукописные буквы	Название	Произношение	Латинская транскрипция
Α α	Α α	альфа	а	a
Β β	Β β	бета	б	b
Γ γ	Γ γ	гамма	г	g
Δ δ	Δ δ	дельта	д	d
Ε ε	Ε ε	эпсилон	э	e
Ζ ζ	Ζ ζ	дзэта	дз	z
Η η	Η η	эта	э	ē
Θ θ	Θ θ	тхэта	тх	th
Ι ι	Ι ι	йота	и	i
Κ κ	Κ κ	каппа	к	c
Λ λ	Λ λ	ламбда	л	l
Μ μ	Μ μ	мю	м	m
Ν ν	Ν ν	ню	н	n
Ξ ξ	Ξ ξ	кси	кс	x
Ο ο	Ο ο	омикрон	о	o
Π π	Π π	Пи	п	p
Ρ ρ	Ρ ρ	ро	р	r
Σ σ ς	Σ σ ς	сигма	с	s
Τ τ	Τ τ	тау	т	t
Υ υ	Υ υ	ипсилон	ю	y
Φ φ	Φ φ	фи	ф	ph
Χ χ	Χ χ	хи	х	ch
Ψ ψ	Ψ ψ	пси	пс	ps
Ω ω	Ω ω	омега	о	ō

Таблица 3.2

*Множители и приставки для образования десятичных кратных и дольных единиц, их наименование и обозначение*

Наименование приставки	Численное значение приставки	Обозначение приставки	
		русское	международное
<i>Кратные приставки</i>			
экса	$10^{18}$	Э	E
пэта	$10^{15}$	П	P
тера	$10^{12}$	Т	T
гига	$10^9$	Г	G
мега	$10^6$	М	M
кило	$10^3$	к	k
гекто	$10^2$	г	h
дека	$10^1$	да	da
<i>Дольные приставки</i>			
деци	$10^{-1}$	д	d
санти	$10^{-2}$	с	c
мили	$10^{-3}$	м	m
микро	$10^{-6}$	мк	$\mu$
нано	$10^{-9}$	н	n
пико	$10^{-12}$	п	p
фемто	$10^{-15}$	ф	f
атто	$10^{-18}$	а	a

Таблица 3.3

## Основные единицы СИ

Наименование физической величины	Размерность величины	Наименование единицы	Обозначение единицы	
			международное	русское
Длина	$L$	метр	m	м
Масса	$M$	килограмм	kg	кг
Время	$T$	секунда	s	с
Сила электрического тока	$I$	ампер	A	А
Термодинамическая температура	$\theta$	кельвин	K	К
Количество вещества	$N$	моль	mol	моль
Сила света	$J$	кандела	cd	кд

Примечание. Кроме температуры Кельвина (обозначение К), допускается применение температуры Цельсия (обозначение t). Температура выражается в градусах Кельвина, температура  $T$  – в градусах Цельсия,  $T = (t + 273,15) \text{ К}$ . По размеру градус Цельсия равен градусу Кельвина:  $1^\circ\text{C} = 1 \text{ К}$ .

Таблица 3.4

## Производные единицы СИ

Наименование физической величины	Размерность величины	Наименование единицы	Обозначение единицы	
			международное	русское
Площадь	$L^2$	квадратный метр	$m^2$	$м^2$
Объем, вместимость	$L^3$	кубический метр	$m^3$	$м^3$
Скорость	$LT^{-1}$	метр в секунду	$m/s$	$м/с$
Плотность	$L^{-3}M$	килограмм на кубический метр	$kg/m^3$	$кг/м^3$
Удельный объем	$L^{-3}M^{-1}$	кубический метр на килограмм	$m^3/kg$	$м^3/кг$
Плотность электрического тока	$L^{-2}I$	ампер на квадратный метр	$A/m^2$	$А/м^2$
Напряженность магнитного поля	$L^{-1}I$	ампер на метр	$A/m$	$А/м$
Молярная концентрация	$L^{-3}N$	моль на кубический метр	$mol/m^3$	$моль/м^3$

**Понятия «масса» и «количество» вещества**

«Масса вещества» (в пудах, граммах, фунтах и т. п.) и «количество вещества» – понятия разные. Из основных единиц в Международной системе единиц (СИ) за единицу количества вещества принят моль (mol); 1 моль – количество вещества, содержащее столько структурных единиц (молекул, атомов, ионов и др.), сколько атомов содержится в 12 граммах углерода  $^{12}C$ , а именно  $6,022 \cdot 10^{23}$ . Это число является *постоянной Авогадро*, названо в честь итальянского ученого Avogadro и обозначается  $N_A$ . Производными величинами (так называемыми *мольными величинами*) являются мольная масса (г/моль), мольный объем (л/моль) и др. В литературе часто встречается несколько иное написание этих величин, а именно – молярная масса (г/моль), молярный объем (л/моль)

и др. Это проявление традиций и тенденций русского языка, а смысловых различий нет.

**Мольная масса  $M$**  – отношение массы вещества к количеству вещества (кг/моль или г/моль). Зная массу молекулы, можно вычислить  $M$ . Значения  $M$  численно равны атомной или молекулярной массе вещества: для углерода  $M_c = 12$  г/моль, железа  $M_{Fe} = 56$  г/моль, кислорода  $MO_2 = 32$  г/моль и т.д. Если масса вещества  $m$  (г), а количество вещества  $n$  (моль), то  $M = m/n$  и  $m = M \cdot n$ .

**Запомнить:** любое вещество в количестве 1 моль содержит  $6,02 \cdot 10^{23}$  структурных единиц (атомов, или молекул, или ионов). Например:

1 моль атомов  $^{12}C$  содержит  $6,02 \cdot 10^{23}$  атомов  $^{12}C$ ;

1 моль молекул воды содержит  $6,02 \cdot 10^{23}$  молекул  $H_2O$ ;

мольная масса углерода – 12 г/моль;

мольная масса воды – 18 г/моль и т. д.;

1000 молей = 1 кмоль.

Газы, используемые при прямом восстановлении железа, предварительно подвергаются конверсии. При конверсии метана  $CH_4$  (например, в процессе Мидрекс) идет реакция  $CH_4 + CO_2 = 2CO + 2H_2$ , в результате которой из двух молей исходных материалов ( $CH_4 + CO_2$ ) получено четыре моля ( $2CO + 2H_2$ ) продуктов реакции, т. е. объем газа увеличился вдвое. Масса вещества не изменилась, а количество вещества возросло в 2 раза.

Металлургические реакции связаны обычно с использованием или с образованием различных газов. Напомним, что при «нормальных условиях», т.е. при температуре  $0^\circ C = 273 K$ , давлении 101 кПа (1 атм или 760 мм рт. ст.) 1 моль любого газа ( $H_2$ ,  $N_2$ ,  $O_2$ ,  $CO$ ,  $CO_2$  и т.д.) занимает объем 22,4 л, так называемый *мольный объем газа*. Это значит, что при нормальных условиях объем 22,4 л соответствует массе 2 г водорода ( $H_2$ ), 17 г метана ( $CH_4$ ), 44 г диоксида углерода ( $CO_2$ ) и т.д. (или соответственно 2 кг водорода, 17 кг метана, 44 кг диоксида углерода будут иметь объем по 22,4 м<sup>3</sup>). Если при проведении каких-то расчетов (например, горения) получено, что в результате реакции  $C + O_2 = CO_2$  образовалось 100 кг  $CO_2$ , то эта масса  $CO_2$  соответствует  $100 \cdot 22,4 / 44 = 50,6$  м<sup>3</sup> газообразного  $CO_2$  (при нормальных условиях). Если температура газа не  $0^\circ C$  (273 К), а гораздо выше, то необходимо использовать уравнение закона Гей-Люссака  $V_t = V_0(1 + \alpha t)$ . При температурах сталеварения объемы газов увеличиваются в 5–7 раз (по сравнению с расчетами при нормальных условиях). Для всех газов при нормальных условиях  $\alpha =$

$1/273,15$ ; если температура газа возрастает до  $1650\text{ }^{\circ}\text{C}$ , то его объем  $V_{1650^{\circ}\text{C}} = V_0(1 + 1650/273,15) \approx 7$ , т.е. объем увеличился в 7 раз.

### Энергия, теплота, мощность, температура

**Калория** (от лат. *color* – тепло) – количество теплоты, необходимое для нагревания 1 грамма воды на  $1\text{ }^{\circ}\text{C}$ . Обозначается – кал (международное обозначение cal). 1 килокалория (так называемая *большая калория*), т. е. 1 ккал = 1000 кал.

**Джоуль** (по имени англ. физика - *Joule*) – единица энергии, работы в системе единиц СИ. Обозначается – Дж.  $1\text{ Дж} = 0,2388\text{ кал}$ ,  $1\text{ кал} = 4,18\text{ Дж}$ . Килоджоуль – 1 кДж (kJ) = 1000 Дж = 238,8 кал.

Если при расчете величины  $\Delta G$  (например,  $\Delta G = \Delta H - T\Delta S$ , или  $\Delta G = -RT \ln K_p$ ) использовать данные, взятые из старых справочников, в калориях, то необходимо применить коэффициент пересчета 4,18, чтобы получить результат в джоулях:  $1\text{ кал} = 4,18\text{ Дж}$ .

**Ватт** (по имени англ. изобретателя паровой машины – *Watt*) – единица измерения мощности. Обозначается Вт (W). Ватт – механическая мощность, при которой за 1 с совершается работа 1 Дж. В электротехнике 1 Вт равен мощности тока силой 1 А при напряжении 1 В (эквиваленты: 1 киловатт (кВт или kW) = 1000 Вт = 860 кал/ч = 1,36 л. с. (лошадиных сил); 1 мегаватт (1 МВт) =  $1 \cdot 10^6$  Вт.

**Киловатт – час** – единица энергии или работы – работа, совершенная за 1 ч при мощности 1 кВт. Обозначается кВт·ч (или kW·h);  $1\text{ кВт}\cdot\text{ч} = 3,6 \cdot 10^6\text{ Дж} = 3,6\text{ МДж}$ .

**Лошадиная сила** - внесистемная единица мощности. Обозначение – л. с.  $1\text{ л. с.} = 736\text{ Вт}$ ;  $1\text{ horse power (англ. – л. с.)} = 1\text{ HP} = 746\text{ Вт} = 1,0139\text{ л. с.}$

**Британская тепловая единица (БТЕ)**, или англ. British Thermal Unit (BTU), часто используется в технической литературе на английском языке как мера теплоты. 1 BTU – количество теплоты, нагревающее 1 фунт воды на  $1\text{ }^{\circ}\text{F}$ .  $1\text{ BTU} = 252\text{ кал} = 0,252\text{ ккал} = 0,293\text{ Вт}\cdot\text{ч} = 1055,06\text{ Дж}$ .

Пересчетные значения для **единиц работы, энергии и мощности**:  
 $1\text{ кгс}\cdot\text{м} = 9,81\text{ Дж}$ ;  $1\text{ ккал} = 4186,8\text{ Дж}$ ;  $1\text{ эрг} = 1 \cdot 10^{-7}\text{ Дж}$ ;  
 $1\text{ л.с.}\cdot\text{ч} = 2,65 \cdot 10^6\text{ Дж}$ ;  $1\text{ кВт}\cdot\text{ч} = 3,6 \cdot 10^6\text{ Дж}$ ;  
 $1\text{ л. с.} = 735,5\text{ Вт}$ .

**Градус** (лат. *gradus* – шаг, ступень, степень) – единица температуры.

Различают:

а) градус шкалы Кельвина (по имени англ. физика – *Kelvin*). Обозначается К;  $1 \text{ К} (1 \text{ кельвин}) = 1/273,16$ -й части термодинамической температуры тройной точки воды;

б) градус шкалы Цельсия (по имени шведского физика – *Celsius*). Обозначается °С;  $1 \text{ °С} = 1/100$  разности температур кипения воды и таяния льда. По термодинамической температурной шкале абсолютный нуль равен  $-273,16 \text{ °С}$ ;

в) градус шкалы Реомюра (по имени франц. ученого – *Reoumer*). Обозначается °R;  $1 \text{ °R} = 1/80$  разности температур кипения воды и таяния льда;

г) градус шкалы Фаренгейта (по имени нем. физика – *Fahrenheit*). Обозначается °F;  $1 \text{ °F} = 1/180$  разности температур кипения воды и таяния льда. Температура таяния льда  $+ 32 \text{ °F}$ .

$1 \text{ °С} = 9/5 \text{ °F}$ ,  $1 \text{ °С} = 4/5 \text{ °R}$ . Для сравнения температур используют уравнения:

$$1 \text{ °С} = 0,8 \text{ °R} = (1,8 n + 32) \text{ °F}.$$

Например,  $8 \text{ °R} = 8 : 0,8 = 10 \text{ °С}$  и  $10 \text{ °С} = (1,8 \cdot 10 + 32) = 50 \text{ °F}$ .

Градусы Реомюра используют нечасто, градусы Фаренгейта – чаще, особенно в Северной Америке. Если на территории Евразии температура воздуха  $+ 20 \text{ °С}$ , то по понятиям американцев это  $+ 68 \text{ °F}$ .

Если замеренная температура стали равна  $1600 \text{ °С}$ , то при проведении термодинамических расчетов (например, при расчете величины  $\Delta G$ ) в формулах используется значение  $(1600 + 273) = 1873 \text{ К}$ .

## Давление

**Паскаль** - название единицы давления (по имени франц. ученого – *Pascal*);  $1 \text{ Па} = 1 \text{ Н/м}^2 = 0,102 \text{ кгс/м}^2 = 10^{-5} \text{ бар} = 7,5 \cdot 10^{-3} \text{ мм рт. ст.} = 0,102 \text{ мм вод. ст.}$

Обозначение нормальной (или физической) атмосферы – атм;  $1 \text{ атм} = 1,01 \cdot 10^5 \text{ Па} = 760 \text{ мм рт. ст.} = 1,033 \cdot 10^4 \text{ мм вод. ст.}$

Обозначение атмосферы технической - ат;  $1 \text{ ат} = 1 \text{ кгс/см}^2 = 735,3 \text{ мм рт. ст.} = 10 \text{ 000 мм вод. ст.}$  (эту единицу удобно использовать при контроле давления в печах); при измерении давления в вакуумных установках обычно используют приборы, отградуированные в мм рт. ст.

## Список литературы

1. Кудрин В.А. Металлургия стали. Учебник для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – Металлургия, 1989 – 560 с.
2. Поволоцкий Д.Я. Внепечная обработка стали: учеб. для вузов / Д.Я. Поволоцкий, В.А. Кудрин, А.Ф. Вишкарев. – М.: МИСИС, 1995. 256 с.
3. Коган А.Е. Внепечные и ковшовые процессы: учеб. пособие А.Е. Коган. – СибГМА – Новокузнецк, 1990. – 99 с.
4. Металлургия черных и цветных металлов: Учебник для вузов/ Челищев Е.В., Арсентьев П.П., Яковлев В.В., Рыжонков Д.И. – М.: Металлургия, 1993. – 447 с.
5. Общая металлургия. Воскобойник В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. учебник для вузов. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Металлургия, 2000. – 768 с.
6. Производство стали на агрегате ковш-печь / Д.А. Дюдкин, С.Ю. Бать, С.Е. Гринберг, С.Н. Маринцев. – Донецк, 2003. – 305 с.
7. Оборудование и проектирование электросталеплавильных цехов. Никольский Л.Е., Зиннуров И.Ю: учеб. пособие для вузов. – М.: Металлургия, 1993. – С. 272
8. Коган А. Е., Рожихина И.Д., Гизатулин Р.А., Торопов Н.И. Основы проектирования электросталеплавильных цехов: учеб. пособие / СибГИУ. – Новокузнецк, 1999. – 204 с.
9. Григорян В.А. Теоретические основы электросталеплавильных процессов: Учеб. для вузов / В.А. Григорян, Л.Н. Белянчиков, А.Я. Стомахин – М.; Металлургия, 1987. – 272 с.
10. ЭлектрOMETаллургия стали и ферросплавов: учебник для вузов. Поволоцкий Д.Я., Рощин В.Е., Мальков Н.В. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Металлургия, 1995. – 592 с.
10. Гизатулин Р.А. Внепечные и ковшовые процессы обработки стали: Учеб. пособие / СибГИУ. – Новокузнецк, 2006. – 182 с., ил.
11. Поволоцкий Д.Я. Производство нержавеющей стали / Д.Я. Поволоцкий, Ю.А. Гудим. – Челябинск: ЮУрГУ, 1995. – 236 с.

12. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали: Учебник для вузов. – М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. – 528 с, ил.
13. Морозов А.Н. Внепечное вакуумирование стали / А.Н. Морозов, М.М. Стрекаловский, Г.И. Чернов, Я.Е. Кацнельсон. – М.: Металлургия, 1975. – 288 с.
14. Кньюппель Г. Раскисление и вакуумная обработка стали / Г. Кньюппель. – Ч. II. Основы и технология ковшовой металлургии. Пер. с нем. – М.: Металлургия, 1984. – 414 с.
15. Явойский В.И. Теория продувки сталеплавильной ванны / В.И. Явойский, Г.А. Дорофеев, И.Л. Повх. – М.: Металлургия, 1974. – 496 с.
16. Баконов К.П. Рафинирование стали инертным газом / К.П. Баконов, И.П. Бормотин, Н.Н.Власов. – М.: Металлургия, – 1975. – 232 с.
17. Ладыженский Б.Н. Применение порошкообразных материалов в сталеплавильном процессе / Б.Н. Ладыженский. – М.: Металлургия, 1973. – 312 с.
18. Куликов Я.С. Раскисление металлов / Я.С. Куликов. – М.: Металлургия, 1975. – 504 с.
19. Ицкович Г.М. Раскисление стали и модифицирование неметаллических включений / Г.М. Ицкович. – М.: Металлургия, – 1981. – 256 с.

Учебное издание

ВАЛУЕВ Денис Викторович

## **ВНЕПЕЧНЫЕ И КОВШОВЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБРАБОТКИ СТАЛИ В МЕТАЛЛУРГИИ**

Учебное пособие

Научный редактор

кандидат технических наук, доцент

*Р.А. Гизатулин*

Редакторы

*Т.В. Казанцева,*

*Л.А. Холопова*

Компьютерная верстка

*А.В. Валужева*

Дизайн обложки

*А.В. Валужева*

Подписано к печати 03.02.2010. Формат 60х84/16. Бумага «Снегурочка».

Печать XEROX. Усл.печ.л. 11,80. Уч.-изд.л. 10,68.

Заказ 1173. Тираж 100 экз.



Национальный исследовательский Томский политехнический университет  
Система менеджмента качества

Томского политехнического университета сертифицирована  
NATIONAL QUALITY ASSURANCE по стандарту ISO 9001:2008



ИЗДАТЕЛЬСТВО  ТПУ. 634050, г. Томск, пр. Ленина, 30  
Тел./факс: 8(3822)56-35-35, [www.tpu.ru](http://www.tpu.ru)