МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
ЮЖНО-КАЗАХСТАНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ им. М.О. АУЭЗОВА

А.С. Колесников

«ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА»

Учебное пособие

ШЫМКЕНТ 2014г.

УДК 669.02/09
ББК 34..326я7
К 60

Рецензенты:

Протопопов А.В.- д.т.н., профессор, начальник инновационного центра ЮКГУ им. М. Ауэзова

Капсалямов Б.А.- д.т.н., заместитель директора ТОО «Корпорация Казахмыс»- Карагандинский литейный завод

К 60 Колесников А.С.

Технология металлургического производства. Учебное пособие.- Шымкент: Южно-Казахстанский государственный университет им. М.Ауезова, 2014. -135с.

ISBN 978-9965-20-732-3

Учебное пособие посвящено описанию основ современного металлургического производства, технологии получения чугуна, процессам прямого получения железа из руд, производству стали, классификации способов производства стали, основам послеплавильной обработки металлов, общим закономерностям растворения газов в металле, современным технологиям получения металлов высокого качества, а также охране окружающей среды на металлургических предприятиях.

Учебное пособие предназначено для студентов высших учебных заведений по специальности 5В070900-Металлургия.

В учебном пособии даны контрольные вопросы для самоконтроля знаний студента.

Учебное пособие рекомендовано к изданию учебно-методическим советом Южно-Казахстанского государственного университета им. М.Ауезова, протокол № 2 от «29»_10_ 2014г.

УДК 669.02/09
ББК 44..326я7

ISBN 978-9965-20-732-3

© ЮКГУ им. М. Ауэзова
© Колесников А.С.

Колесников Александр Сергеевич

Технология металлургического производства

Содержание

Введение…….. 6
1 ОСНОВЫ СОВРЕМЕННОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА……... 7
1.1 Современное металлургическое производство и его продукция. Технология производства чугуна…… 7
1.2 Процессы прямого получения железа из руд. Прямое восстановление железной руды с использованием атомной энергии…… 18
1.3 Производство стали. Классификация способов производства стали. Сущность сталеплавильных процессов. Процессы изготовления стали в подовых плавильных печах. Мартеновский процесс, классификация. Конструкция мартеновской печи и технология выплавки стали…… 26
1.4 Производство стали в кислородных конвертерах. Раскисление. Легирование…… 37
1.5 Процесс LDAC (OPL). Процесс Калдо. Роторный процесс. Томасовский процесс. Кислородный конвертор с нижним дутьем…… 44
1.6 Производство стали в электропечах. Общие представления о электропечах, классификация электропечей для выплавки стали. Дуговые печи для выплавки стали, технология и разновидности процесса. Индукционные плавильные печи. Печи сопротивления…… 53
1.7 Способы повышения качества стали. Процессы вакуумной обработки жидкой стали. Методы промывки жидкой стали газами. Методы обработки жидкой стали синтетическими шлаками в ковше. Электрошлаковый переплав (ЭШП). Вакуумно-дуговой переплав (ВДП)…… 62
1.8 Процессы непрерывного производства стали. Классификация, преимущества и недостатки……. 72
2 ОСНОВЫ ПОСЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛОВ…… 77
2.1 Теоретические основы послеплавильной обработки металлов…….. 77
2.2 Общие закономерности растворения газов в металле… 83

2.3 Неметаллические включения в стали……. 93
3 МЕТАЛЛЫ ВЫСОКОГО КАЧЕСТВА И ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ……. 96
3.1 Классификация металлов и сплавов ответственного назначения……... 96
3.2 Современные технологии получения металлов высокого качества…… 106
3.3 Переплавные процессы…… 115
3.4 Обработка металла шлаками и порошковыми материалами…… 124
4 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ НА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ…….. 132
4.1 Попутная продукция металлургических предприятий при утилизации шлаков и использовании отходов смежных производств, шламов и выбросов……. 132
Список использованной литературы…… 138

Введение

Стабилизация и рост объема производства в металлургической отрасли в последние годы подтверждают оправданность действий правительства по переводу отрасли на рыночную систему и передаче собственности в частное управление, включающее инвестиции и менеджмент. Таким образом, в стране сформировались крупные монопольные компании под иностранным управлением, которым нет альтернативы. По существу они являются законодателями в проведении инновационной и внешнеэкономической политики в отрасли.

Особенностью металлургической промышленности как инновационного объекта являются высокие капитале-, материале, энергоемкость производств и продолжительность инвестиционного цикла.

Преимуществом металлургии Казахстана является наличие собственной минерально-сырьевой базы. Как известно, казахстанские руды, содержащие цветные металлы, являются комплексными, имеют сложный структурно-минералогический состав. Они включают широкий спектр редких и рассеянных элементов. В то же время структура, физические, химические и другие характеристики казахстанских руд при добыче, обогащении и металлургической переработке требуют индивидуальной технологии для каждого месторождения.

Следовательно, необходимо увеличивать объем исследований, направленных на замену традиционных технологий на более высокоэффективные, экологически чистые и безотходные, позволяющие получить не только низколиквидные металлы, но и металлы и материалы с высокой добавленной стоимостью.

Настоящее учебное пособие «Технология металлургического производства» посвящено описанию технологии получения металлов, их соединений и свойств, а также охране окружающей среды в металлургической промышленности.

1 ОСНОВЫ СОВРЕМЕННОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

1.1 Современное металлургическое производство и его продукция. Технология производства чугуна.

1 Современное металлургическое производство и ее продукция

2 Материалы для производства металлов и сплавов

3 Производство чугуна. Шихтовые материалы для доменной плавки.

4 Технология выплавки чугуна и конструкция доменной печи.

5 Продукты доменной плавки. Важнейшие технико-экономические показатели работы доменных печей.

Современное металлургическое производство представляет собой комплекс различных производств, базирующихся на месторождениях руд и коксующихся углей, энергетических комплексах и изображено на рисунке 1.1 и 1.2. Оно включает:

– шахты и карьеры по добыче руд и каменных углей;

– горно-обогатительные комбинаты, где обогащают руды, подготавливая их к плавке (рисунок 1.1);

– коксохимические заводы (рисунок 1.2) (подготовка углей, их коксование и извлечение из них полезных химических продуктов);

– энергетические цехи для получения сжатого воздуха (для дутья доменных печей), кислорода, очистки металлургических газов;

– доменные цехи для выплавки чугуна (рисунок 1.3) и ферросплавов или цехи для производства железорудных металлизованных окатышей;

– заводы для производства ферросплавов;

– сталеплавильные цехи (рисунок 1.3) (конвертерные, мартеновские, электросталеплавильные);

– прокатные цехи (рисунок 1.3) (слиток в сортовой прокат).

Основная продукция чёрной металлургии:

– чугуны: передельный, используемый для передела на сталь, и литейный, для производства фасонных отливок;

– железорудные металлизованные окатыши для выплавки стали;

– ферросплавы (сплавы железа с повышенным содержанием марганца, кремния, ванадия, титана и т.д.) для легированных сталей;

– стальные слитки для производства проката,

– стальные слитки для изготовления крупных кованных валов, дисков (кузнечные слитки).

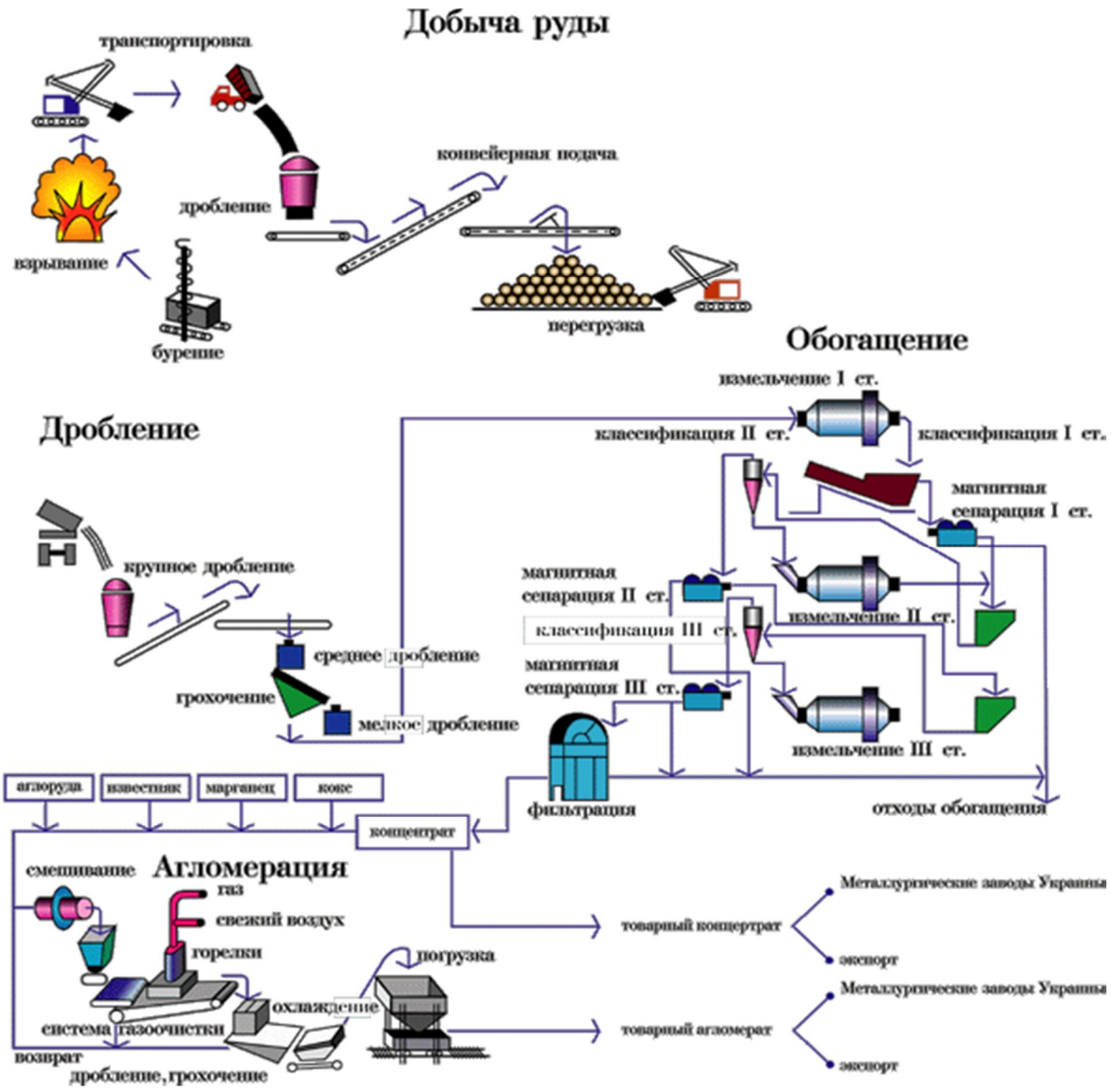


Рисунок 1.1 – Схема добычи и подготовки шихты к металлургической переработке

Основная продукция цветной металлургии:

– слитки цветных металлов для производства проката;

– слитки для изготовления отливок на машиностроительных заводах;

– лигатуры – сплавы цветных металлов с легирующими элементами для производства сложных легированных сплавов;

– слитки чистых и особо чистых металлов для приборостроения и электротехники.

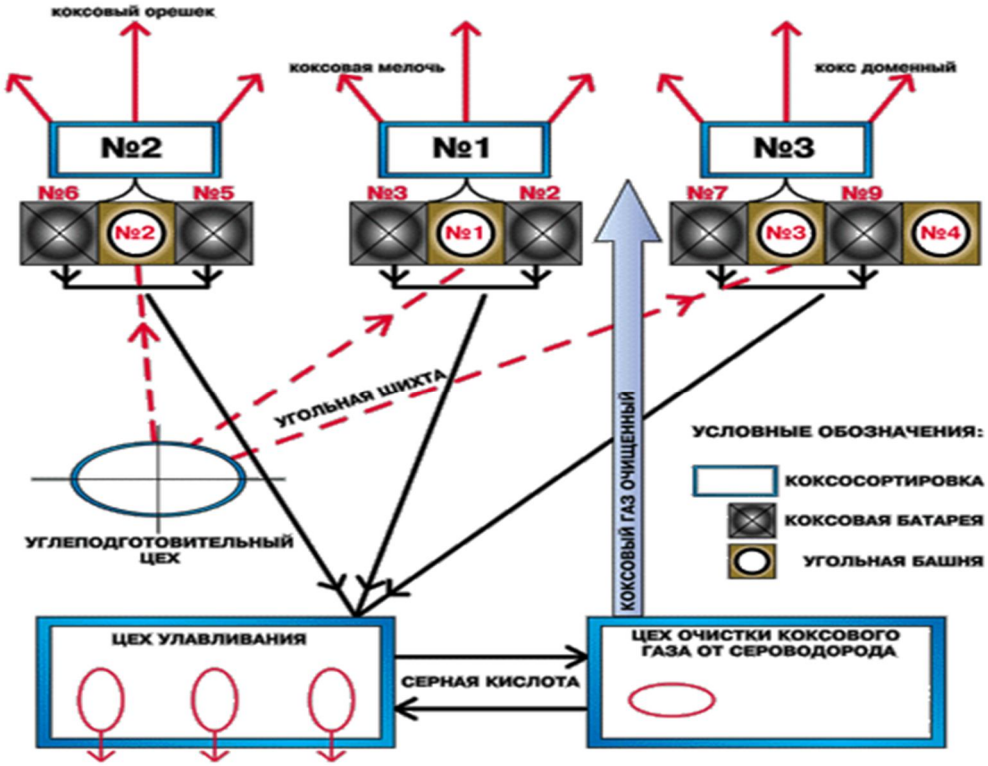


Рисунок 1.2 – Комплекс по подготовки углей для металлургического производства

Материалы для производства металлов и сплавов. Для производства чугуна, стали и цветных металлов используют руду, флюсы, топливо, огнеупорные материалы. **Промышленная руда** – горная порода, из которой целесообразно извлекать металлы и их соединения (содержание металла в руде должно быть не менее 30…60% для железа, 3..5% для меди, 0,005…0,02% для молибдена).

Руда состоит из минералов, содержащих металл или его соединения, и пустой породы. Называют руду по одному или нескольким металлам, входящим в их состав, например: железные, медно-никелевые.

В зависимости от содержания добываемого элемента различают руды богатые и бедные. Бедные руды обогащают – удаляют часть пустой породы.

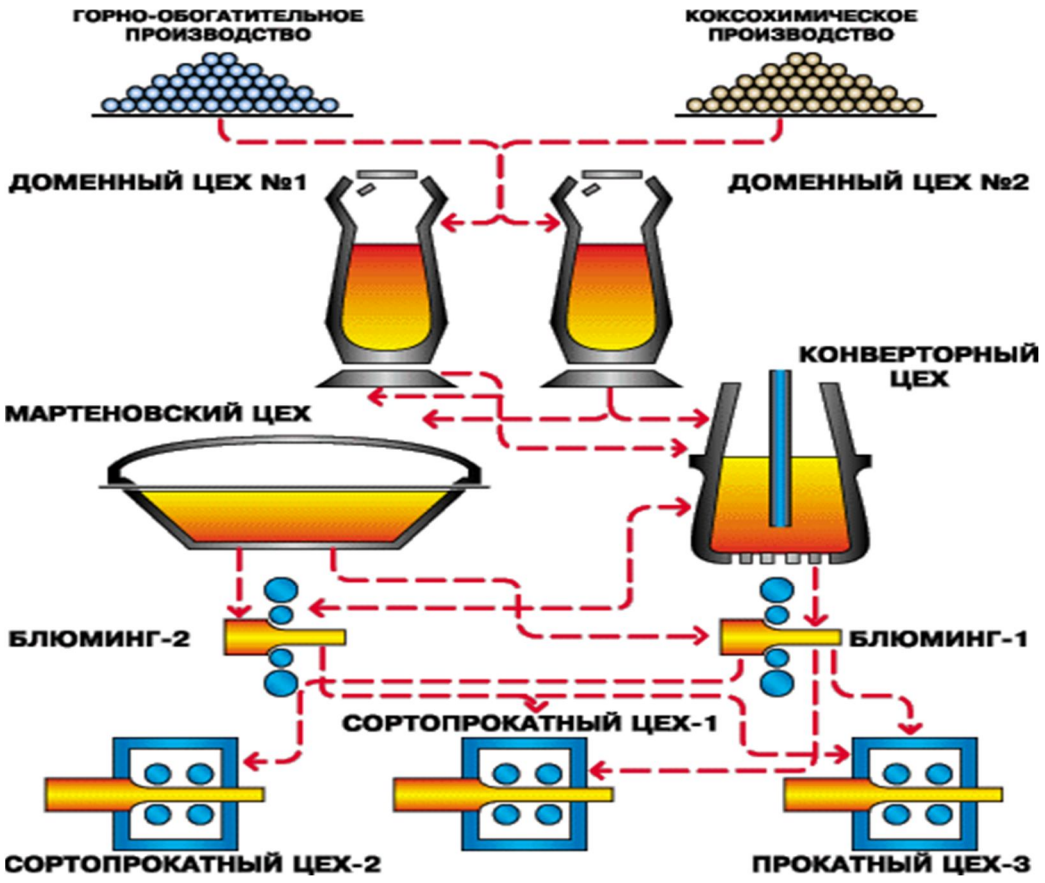


Рисунок 1.3 – Металлургическое производство чугуна, стали и проката

Флюсы – материалы, загружаемые в плавильную печь для образования легкоплавкого соединения с пустой породой руды или концентратом и золой топлива. Такое соединение называется шлаком.

Обычно шлак имеет меньшую плотность, чем металл, поэтому он располагается над металлом и может быть удален в процессе плавки. Шлак защищает металл от печных газов и воздуха. Шлак называют кислым, если в его составе преобладают кислотные оксиды (SiO_2, P_2O_5), и основным, если в его составе больше основных оксидов (CaO, MgO, FeO). Вводят в виде агломерата и окатышей.

Топливо – в металлургических печах используется кокс, природный газ, мазут, доменный (колошниковый) газ.

Кокс получают сухой перегонкой при температуре 1000°С (рисунок 2) (без доступа воздуха) каменного угля коксующихся сортов. В коксе содержится 80…88% углерода, 8…12% золы, 2…5% влаги. Куски кокса должны иметь размеры 25…60 мм. Это прочное неспекающееся топливо, служит не только горючим для нагрева, но и химическим реагентом для восстановления железа из руды.

Огнеупорные материалы применяют для изготовления внутреннего облицовочного слоя (футеровки) металлургических печей и ковшей для расплавленного металла.

Они способны выдержать нагрузки при высоких температурах, противостоять резким изменениям температуры, химическому воздействию шлака и печных газов.

По химическим свойствам огнеупорные материалы разделяют на группы: кислые (кварцевый песок, динасовый кирпич), основные (магнезитовый кирпич, магнезитохромитовый кирпич), нейтральные (шамотный кирпич).

Взаимодействие основных огнеупорных материалов и кислых шлаков, и наоборот, может привести к разрушению печи.

Углеродистый кирпич и блоки содержат до 92% углерода в виде графита, обладают повышенной огнеупорностью. Применяются для кладки лещади доменных печей, электролизных ванн для получения алюминия, тиглей для плавки и разливки медных сплавов.

Производство чугуна. Чугун – сплав железа и углерода с сопутствующими элементами (содержание углерода более 2,14 %).

Для выплавки чугуна в доменных печах используют железные руды, топливо, флюсы.

К железным рудам относятся:

– магнитный железняк (Fe_3O_4) с содержанием железа 55…60%, месторождения – Соколовское, Курская магнитная аномалия (КМА);

– красный железняк (Fe_2O_3) с содержанием железа 55…60% , месторождения – Кривой Рог, КМА;

– бурый железняк (гидраты оксидов железа $2Fe_2O_3 * 3H_2O$ и $Fe_2O_3 \cdot H_2O$) с содержанием железа 37…55 % – Керчь.

Марганцевые руды применяются для выплавки сплава железа с марганцем – ферромарганца (10…82% Mn), а также передельных чугунов, содержащих до 1% марганца. Марганец в рудах содержится в виде окислов и карбонатов: MnO_2, $Mn2O_3$, Mn_3O_4, $MnCO_3$ и др..

Хромовые руды применяются для производства феррохрома, металлического хрома и огнеупорных материалов – хромомагнезитов.

Топливом для доменной плавки служит кокс, возможна частичная замена газом, мазутом.

Флюсом является известняк $CaCO_3$ или доломитизированный известняк, содержащий $CaCO_3$ и $MnCO_3$, так как в шлак должны входить основные оксиды (*CaC,MgO*), которые необходимы для удаления серы из металла.

Подготовка руд к доменной плавке осуществляется для повышения производительности доменной печи, снижения расхода кокса и улучшения качества чугуна.

Метод подготовки зависит от качества руды.

Дробление и сортировка руд по крупности служат для получения кусков оптимальной величины, осуществляются с помощью дробилок и классификаторов.

Обогащение руды основано на различии физических свойств минералов, входящих в ее состав:

а) промывка – отделение плотных составляющих от пустой рыхлой породы;

б) гравитация (отсадка) – отделение руды от пустой породы при пропускании струи воды через дно вибрирующего сита: пустая порода вытесняется в верхний слой и уносится водой, а рудные минералы опускаются;

в) магнитная сепарация – измельчённую руду подвергают действию магнита, притягивающего железосодержащие минералы и отделяющего их от пустой породы.

Окусковывание производят для переработки концентратов в кусковые материалы необходимых размеров. Применяют два способа окускования: агломерацию и окатывание.

При агломерации шихту, состоящую из железной руды (40…50%), известняка (15…20%), возврата мелкого агломерата (20…30%), коксовой мелочи (4…6 %), влаги (6…9 %), спекают на агломерационных машинах при температуре 1300…1500°С.

При спекании из руды удаляются вредные примеси (сера, мышьяк), разлагаются карбонаты, и получается кусковой пористый офлюсованный агломерат,

При окатывании шихту из измельчённых концентратов, флюса, топлива увлажняют и при обработке во вращающихся барабанах она приобретает форму шариков-окатышей диаметром до 30 мм. Их высушивают и обжигают при температуре 1200…1350°С.

Использование агломерата и окатышей исключает отдельную подачу флюса – известняка в доменную печь при плавке.

Выплавка чугуна. Чугун выплавляют в печах шахтного типа- **доменных печах**.

Сущность процесса получения чугуна в доменных печах заключается в восстановлении оксидов железа, входящих в состав руды оксидом углерода, водородом и твердым углеродом, выделяющимся при сгорании топлива.

При выплавке чугуна решаются задачи:

1. Восстановление железа из окислов руды, науглероживание его и удаление в виде жидкого чугуна определённого химического состава.

2. Оплавление пустой породы руды, образование шлака, растворение в нём золы кокса и удаление его из печи.

Устройство и работа доменной печи. Доменная печь (рисунок 1.4) имеет стальной кожух, выложенный огнеупорным шамотным кирпичом. Рабочее пространство печи включает колошник 6, шахту 5, распар 4, заплечики 3, горн 1, лещадь 15.

В верхней части колошника находится засыпной аппарат 8, через который в печь загружают шихту. Шихту подают в вагонетки 9 подъемника, которые передвигаются по мосту 12 к засыпному аппарату и, опрокидываясь, высыпают шихту в приемную воронку 7 распределителя шихты. При опускании малого конуса 10 шихта попадает в чашу 11, а при опускании большого конуса 13 – в доменную печь, что предотвращает выход газов из доменной печи в атмосферу.

При работе печи шихтовые материалы, проплавляясь, опускаются, а через загрузочное устройство подают новые порции шихты, чтобы весь полезный объем был заполнен.

Полезный объем печи – объем, занимаемый шихтой от лещади до нижней кромки большого конуса засыпного аппарата при его опускании.

Полезная высота доменной печи (Н) достигает 35 м, а полезный объем – 2000…5000 м^3.

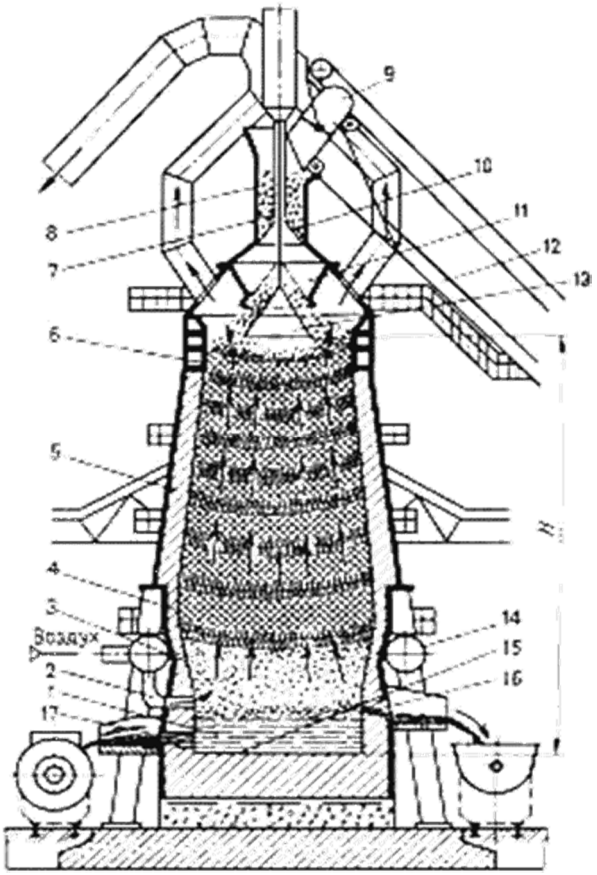


Рисунок 1.4 - Устройство доменной печи

В верхней части горна находятся фурменные устройства 14, через которые в печь поступает нагретый воздух, необходимый для горения топлива. Воздух поступает из воздухонагревателя, внутри которого имеются камера сгорания и насадка из огнеупорного кирпича, в которой имеются вертикальные каналы. В камеру сгорания к горелке подается очищенный доменный газ, который, сгорая, образует горячие газы. Проходя через насадку, газы нагревают ее и удаляются через дымовую трубу. Через насадку пропускается воздух, он нагревается до температуры 1000…1200°С и поступает к фурменному устройству, а оттуда через фурмы 2 – в рабочее пространство печи. После охлаждения насадок нагреватели переключаются.

Горение топлива. Вблизи фурм природный газ и углерод кокса, взаимодействуя с кислородом воздуха, сгорают:

$C+O_2=CO_2+Q$
$CH_4+2CO_2=CO_2+2H_2O_{(пар)}+Q$

В результате горения выделяется большое количество теплоты, в печи выше уровня фурм развивается температура выше 2000°С.

Продукты сгорания взаимодействуют с раскаленным коксом по реакциям:

$CO_2+C=2CO-Q$
$H_2O+C=2CO+H_2-Q$

Образуется смесь восстановительных газов, в которой окись углерода CO является главным восстановителем железа из его оксидов. Для увеличения производительности подаваемый в доменную печь воздух увлажняется, что приводит к увеличению содержания восстановителя.

Горячие газы, поднимаясь, отдают теплоту шихтовым материалам и нагревают их, охлаждаясь до 300…400°С у колошника.

Шихта (агломерат, кокс) опускается навстречу потоку газов, и при температуре около 570°С начинается восстановление оксидов железа.

Восстановление железа в доменной печи. Закономерности восстановления железа выявлены академиком Байковым А.А.

Восстановление железа происходит по мере продвижения шихты вниз по шахте и повышения температуры от высшего оксида к низшему, в несколько стадий:

$Fe_2O_3- Fe_3O_4- FeO- Fe$

Температура определяет характер протекания химических реакций.

Восстановителями оксидов железа являются твердый углерод, оксид углерода и водород.

Восстановление твердым углеродом (коксом) называется **прямым восстановлением**, протекает в нижней части печи (зона распара), где более высокие температуры, по реакции:

$FeO+C=Fe+CO-Q$

Восстановление газами (*CO* и H_2) называется **косвенным восстановлением**, протекает в верхней части печи при сравнительно низких температурах, по реакциям:

$3Fe_2O_3+CO=2Fe_3O_4+CO_2+Q$
$Fe_3O_4+CO=3FeO+CO_2-Q$
$FeO+CO=Fe+CO_2+Q$

За счет *CO* и H_2 восстанавливаются все высшие оксиды железа до низшего и 40…60 % металлического железа.

При температуре 1000…1100°С восстановленное из руды твердое железо, взаимодействуя с оксидом углерода, коксом и сажистым углеродом, интенсивно растворяет углерод. При насыщении углеродом температура плавления понижается и на уровне распара и заплечиков железо расплавляется (при температуре около 1300°С).

Капли железоуглеродистого сплава, протекая по кускам кокса, дополнительно насыщаются углеродом (до 4%), марганцем, кремнием, фосфором, которые при температуре 1200°С восстанавливаются из руды, и серой, содержащейся в коксе.

В нижней части доменной печи образуется шлак в результате сплавления окислов пустой породы руды, флюсов и золы топлива. Шлаки содержат Al_2O_3, CaO, MgO, SiO_2, MnO, FeO, CaS. Шлак образуется постепенно, его состав меняется по мере стекания в горн, где он скапливается на поверхности жидкого чугуна, благодаря меньшей плотности. Состав шлака зависит от состава применяемых шихтовых материалов и выплавляемого чугуна.

Чугун выпускают из печи каждые 3…4 часа через чугунную летку 16, а шлак – каждые 1…1,5 часа через шлаковую летку 17 (летка – отверстие в кладке, расположенное выше лещади).

Летку открывают бурильной машиной, затем закрывают огнеупорной массой. Сливают чугун и шлак в чугуновозные ковши и шлаковозные чаши.

Чугун поступает в кислородно-конвертерные или мартеновские цехи, или разливается в изложницы разливочной машиной, где он затвердевает в виде чушек-слитков массой 45 кг.

Продукты доменной плавки. Основным продуктом доменной плавки является чугун.

Передельный чугун предназначается для дальнейшего передела в сталь. На его долю приходится 90% общего производства чугуна. Обычно такой чугун содержит 3,8…4,4% углерода, 0,3…1,2% кремния, 0,2…1% марганца, 0,15…0,20% фосфора, 0,03…0,07 % серы.

Литейный чугун применяется после переплава на машиностроительных заводах для получения фасонных отливок.

Кроме чугуна в доменных печах выплавляют

Ферросплавы – сплавы железа с кремнием, марганцем и другими элементами. Их применяют для раскисления и легирования стали.

Побочными продуктами доменной плавки являются **шлак** и **доменный газ**.

Из шлака изготовляют шлаковату, цемент, удобрения (стараются получить гранулированный шлак, для этого его выливают на струю воды).

Доменный газ после очистки используется как топливо для нагрева воздуха, вдуваемого в печь.

Важнейшие технико-экономические показатели работы доменных печей

1. Коэффициент использования полезного объёма доменной печи ***(КИПО)*** – это отношение полезного объема печи V ($м^3$) к ее среднесуточной производительности Р (т) выплавленного чугуна.

$$КИПО = \frac{V}{P} (м^3/т)$$

Чем ниже КИПО, тем выше производительность печи. Для большинства доменных печей КИПО = 0,5…0,7 (для передовых – 0,45)

2.Удельный расход кокса, *К* – это отношение расхода кокса за сутки *А*(т) к количеству чугуна, выплавленного за это же время *Р*(т).

$$К = \frac{А}{Р}$$

Удельный расход кокса в доменных печах составляет 0,5…0,7 (для передовых – 0,36…0,4)

К – важный показатель, так как стоимость кокса составляет более 50% стоимости чугуна.

Контрольные вопросы:

1 История развития производства железа и сплавов на его основе.

2 Классификация металлургических процессов получения черных металлов.

3 Классификация черных металлов.

4 Классификация руд черных металлов. Подготовка руд к переработке.

5 Характеристика материалов доменной плавки.

6 Классификация железо-марганцевых руд.

7 Процессы окускования железорудного сырья.

8 Производство окатышей. Процессы агломерации.

9 Флюсы для доменной плавки. Их состав и назначение.

10 Доменный процесс. Его особенности.

11 Топливо доменной печи. Процесс горения топлива.

12 Технико-экономические показатели работы доменных печей.

1.2 Процессы прямого получения железа из руд. Прямое восстановление железной руды с использованием атомной энергии.

1 Процессы прямого получения железа из руд.

2 Классификация методов получения губчатого железа.

3 Прямое восстановление железной руды с использованием атомной энергии.

Процессы прямого получения железа из руд. Под процессами прямого получения железа понимают такие химические, электрохимические или химико-термические процессы, которые дают возможность получать непосредственно из руды, минуя доменную печь, металлическое железо в виде губки, крицы или жидкого металла.

Такие процессы ведутся, не расходуя металлургический кокс, флюсы, электроэнергию (на подготовку сжатого воздуха), а также позволяют получить очень чистый металл.

Методы прямого получения железа известны давно. Опробовано более 70 различных способов, но лишь немногие осуществлены и притом в небольшом промышленном масштабе.

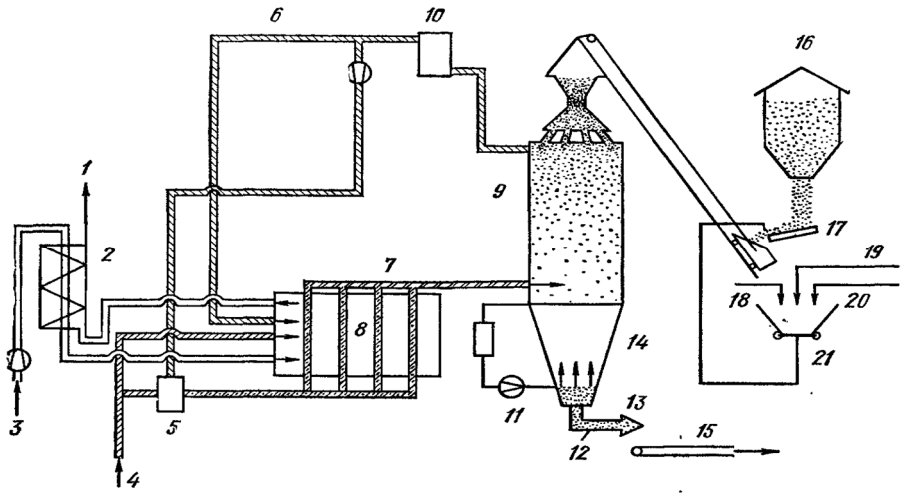
В последние годы интерес к этой проблеме вырос, что связано, помимо замены кокса другим топливом, с развитием способов глубокого обогащения руд, обеспечивающих не только высокого содержания железа в концентратах (70…72%), но и почти полное освобождение его от серы и фосфора.

Метод производства губчатого железа. Методы прямого получения полупродуктов для производства стали из железной руды или концентрата путем восстановления твердым или газообразным восстановителем при температуре ниже точки плавления (минуя стадию получения чугуна).

Губчатое железо - это пористый полупродукт, содержащий ~ 95% железа с примесями породы и окислов железа, служащий сырьем для производства стали (главным образом в электропечах); можно также использовать в доменном производстве.

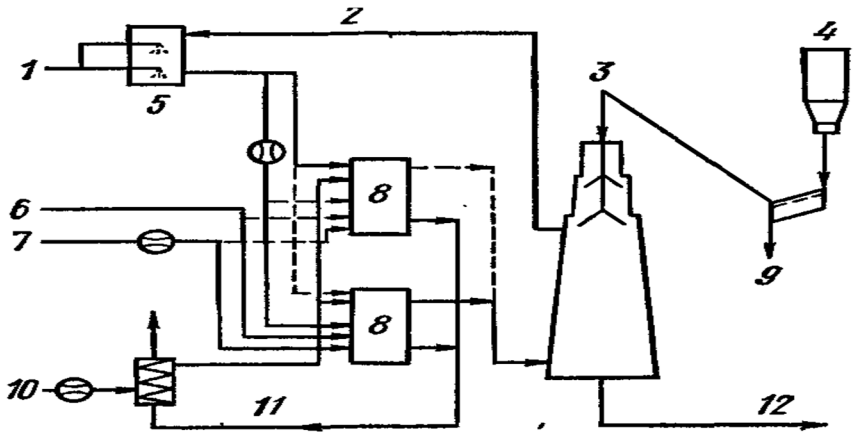
Классификация по методам получения: А. Получение в твердой фазе (в шахтной печи). Кусковую руду или окатыши размерами 3,5 - 26 мм загружают в цилиндрические, вертикальные шахты или реторты (порциями или непрерывно) и подвергают воздействию восстановительного газа (рисунок 1.5).

Б. Получение в кипящем слое. Измельченную железную руду с частицами величиной от 0,05 до 3,5 мм и в ряде случаев соответствующим образом измельченные прокатную и другие виды окалины обрабатывают в реакторе. Навстречу опускающимся твердым частицам движется поток нагретого восстановительного газа, при этом происходит восстановление.



1 – отходящий газ; 2 – рекуператор; 3 – воздух; 4 – природный газ; 5 – газосмесительная камера; 6 – колошниковый газ; 7 – восстановительный газ; 8 – реакционная камера; 9 – восстановительная печь; 10 – аппарат газоочистки; 11 – скруббер; 12 – отвод холодного газа; 13 – сито; 14 – холодильник; 15 – выход губчатого железа; 16 окомкованная руда; 17 – грохот; 18 – мелкая руда; 19 – просушенный шлам; 20 – отсеянные частицы; 21 – пресс для изготовления брикетов.

Рисунок 1.5 – Производство губчатого железа в твердой фазе (в шахтной печи)



1 – вода; 2 – колошниковый газ; 3 – шахтная печь; 4 – окатыши; 5 – очистка и охлаждение газа; 6 – природный газ; 7 – воздух для реакции; 8 – реактор; 9 – мелкая руда; 10 – воздух для горения; 11 – отходящий газ; 12 – губчатое железо.

Рисунок 6 – Получение губчатого железа в кипящем слое

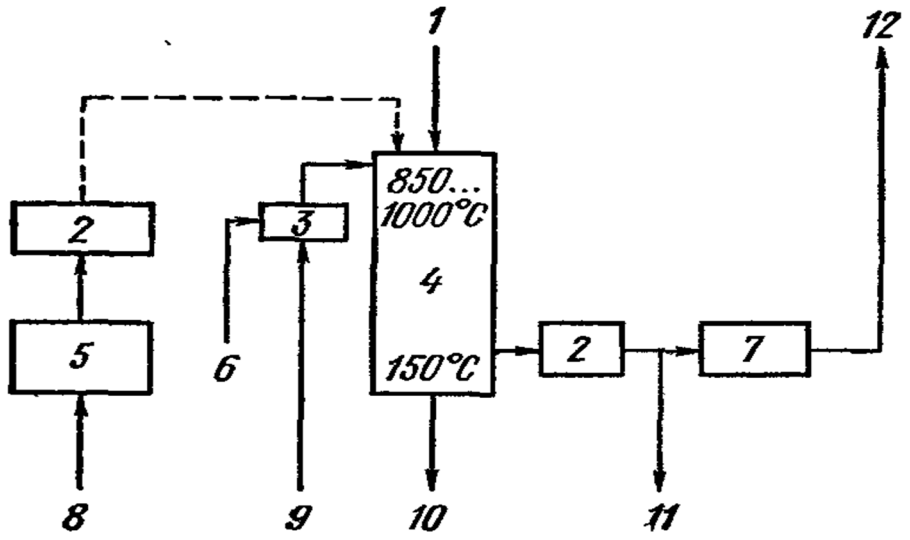
В. Получение во вращающихся трубчатых печах. Шихту загружают со стороны более высоко расположенного торца

наклонно установленной трубчатой печи; при вращении печи шихта непрерывно перемешивается и перемещается по наклону вниз, нагреваясь и восстанавливаясь в потоке реакционного газа.

а) Способ Мидлэнд-Росс. Основан на принципе работы шахтной печи (рисунок 5).

б) Способ Пурофер. Основан иа принципе работы шахтной печи (рисунок 1.6). Восстановительный газ получается из природного или коксового газа (неполное сгорание), содержит 40% H_2, 19% CO, 38% N_2.

в) Способ Хил. Основан на принципе работы шахтной печи (рисунок 1.7) Восстановительный газ состоит из 15 % H_2 и 85% CO. Образуется при взаимодействии метана с водяным паром.

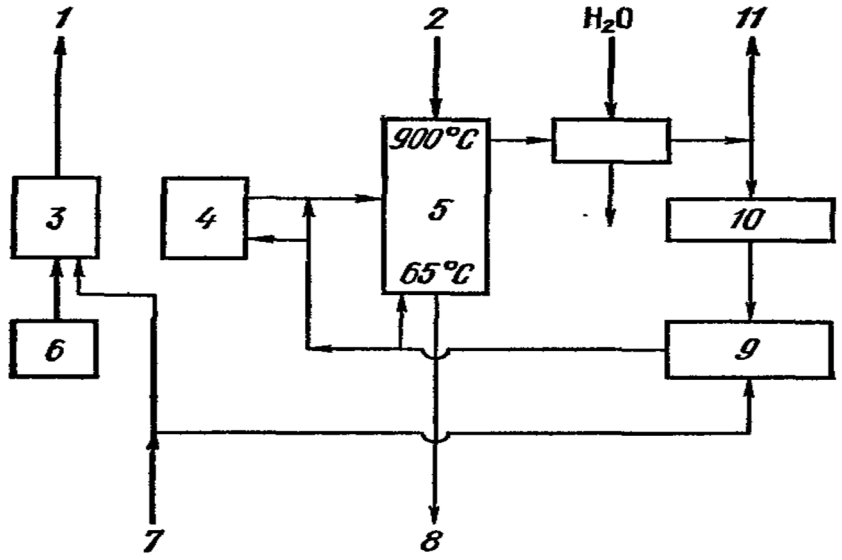


1 – окатыши или окись железа; 2 – аппарат газоочистки; 3 – горелка; 4 – стандартный реактор; 5 – преобразователь газа; 6 – подогретый газ; 7 – подогрев газа; 8 – природный газ; 9 - подогретый сжатый воздух; 10 – губчатое железо; 11 – печной газ; 12 – в следующий реактор.

Рисунок 1.7 – Производство губчатого железа во вращающихся трубчатых печах

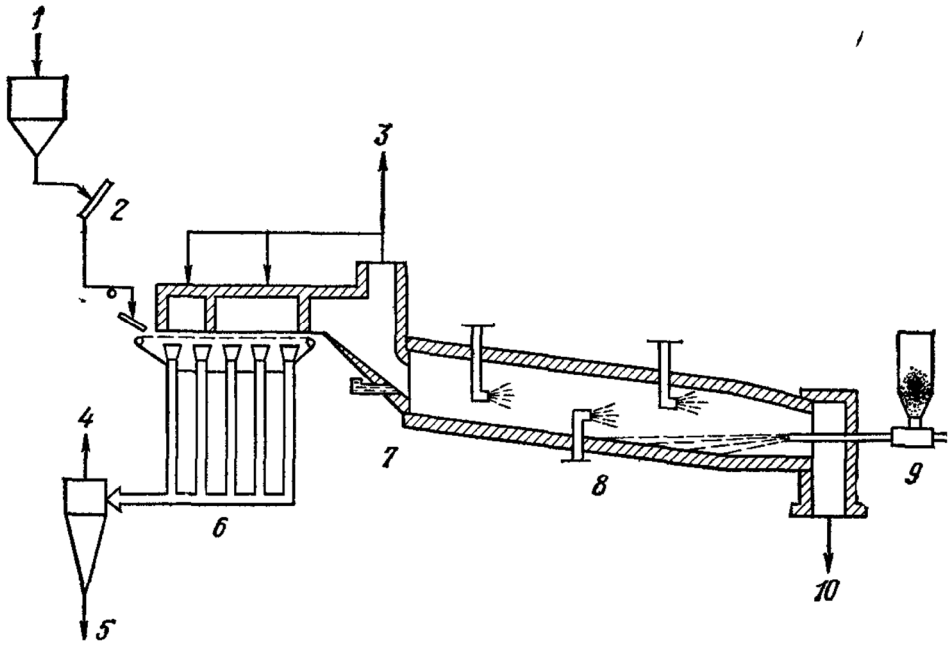
г) Способ Армко. Основан на принципе работы шахтной печи (рисунок 1.8). Реакционный газ состоит из H_2 и CO. Получается в результате реакции природного газа с охлажденным и просушенным доменным газом. д) Способ SL/RN. Основан на принципе работы вращающейся трубчатой печи (рисунок 1.9). Применяется твердый восстановитель. е) Способ HIB (Nu-Iron или US-Steel). Основан на принципе кипящего слоя (рисунок 1.10). Восстановление конвертированным природным газом.

Восстановительный газ содержит ~85 % H_2. Образующийся порошок железа брикетируется.



1 – отходящий газ; 2 – окатыши; 3 – реактор горения; 4 – активный реактор; 5 – шахтная печь; 6 – воздушное дутье; 7 – природный газ; 8 – губчатое железо; 9 – резервуар с газовой смесью; 10 – газовый компрессор; 11 – дожигание факела.

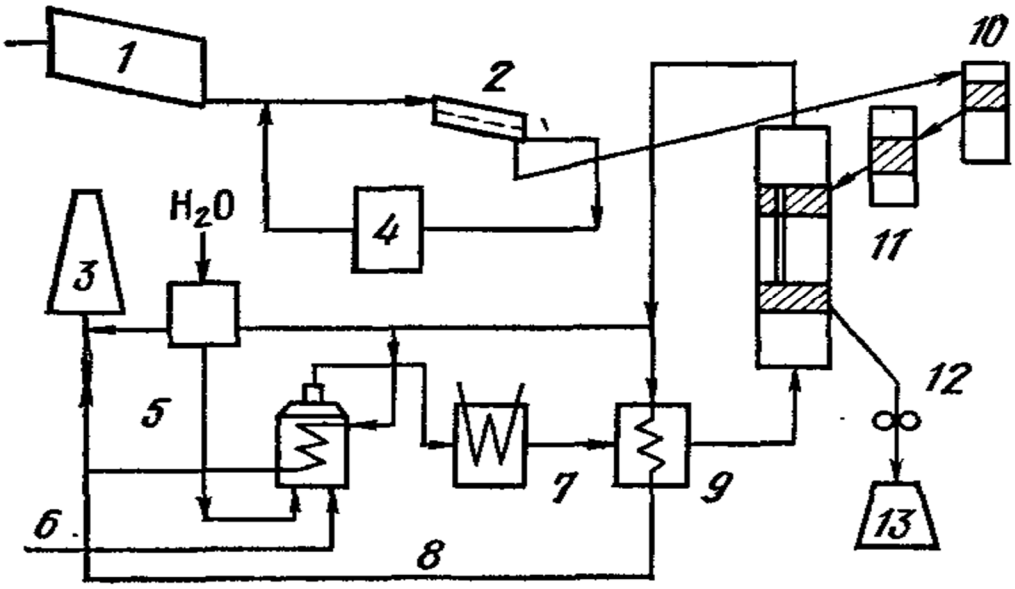
Рисунок 1.8 – Производство губчатого железа по способу Армко



1 – концентрат; 2 – окомкователь; 3 – аварийная дымовая труба; 4 – отходящий газ; 5 – пыль; 6 – подогреваемая решетка; 7 – возвратный уголь; 8 – восстановительная печь; 9 – свежий уголь; 10 – разгрузка печи, к холодильнику.

Рисунок 1.9 – Производство губчатого железа по способу SL/RN

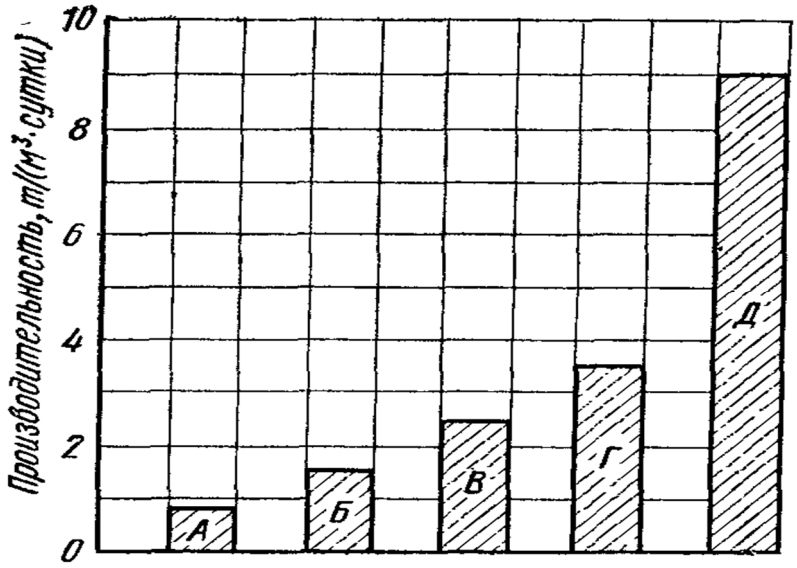
Относительно недавно разработанные способы массового производства стали на комбинатах, объединяющих установки прямого восстановления и электропечи, в будущем, по-видимому, смогут конкурировать с такими ведущими технологическими линиями, как доменная печь — кислородный конвертор или переработка скрапа в электропечах. В настоящее время производство стали с использованием методов прямого восстановления невелико, но оно все увеличивается.



1 – сушка; 2 – грохочение; 3 – отходящий газ; 4 – измельчение; 5 – пар; 6 – природный газ; 7 – холодильник; 8 – превращение газа; 9 – подогрев газа; 10 – двухступенчатый подогрев; 11 – двухступенчатое восстановление; 12 – брикетирование; 13 – охлаждение.

Рисунок 1.10 – Производство губчатого железа по способу HIB (Nu-Iron или US-Steel)

По сравнению со всеми другими основными методами восстановления (включая доменный процесс) метод прямого восстановления в шахтной печи имеет лучшие показатели по производительности (рисунок 1.11). Последующее развитие этого метода зависит от стоимости и доступности (наличия) природного газа или других природных видов топлива, а также от затрат на производство восстановительного газа. Новый подход к оценке методов прямого восстановления возникает при использовании тепловой мощности ядерных реакторов.



А – вращающая печь SL/RN; Б – печь кипящего слоя (US – Steel); В – доменная печь; Г – реторты ХИЛ; Д – шахтные печи (ПуроФер, Мидлэнд-Росс)

Рисунок 1.11 – Сравнительный анализ по производительности установок прямого восстановления железа, включая доменный процесс

Получение губчатого железа в капсулах-тиглях. Используют карбидокремниевые капсулы диаметром 500мм и высотой 1500 мм. Шихта загружается концентрическими слоями. Внутренняя часть капсулы заполнена восстановителем – измельченным твердым топливом и известняком (10…15%) для удаления серы. Второй слой – восстанавливаемая измельченная руда или концентрат, окалина, затем еще один концентрический слой – восстановителя и известняка. Установленные на вагонетки капсулы медленно перемещаются в туннельной печи длиной до 140 м, где происходит нагрев, выдержка при 1200°С и охлаждение в течение 100 часов.

Восстановленное железо получают в виде толстостенных труб, их чистят, дробят и измельчают, получая железный порошок с содержанием железа до 99%, углерода – 0,1…0,2%.

Прямое восстановление железной руды с использованием атомной энергии. Методы производства железа и стали, при которых тепловая энергия атомного реактора используется для получения горячего восстановительного газа, с помощью

которого осуществляется восстановление окисленных железных руд.

Сильно сжатый газообразный гелий нагревается в атомном реакторе / до ~ 1200°С и отдает часть своего тепла в теплообменнике 2 твердому, жидкому или газообразному топливу, которое вследствие термического разложения образует горячий восстановительный газ с высоким содержанием Н2 или СО. Другая часть тепла по- средством газовой турбины превращается в электрическую энергию. Восстановительный газ поступает в реактор 3, где происходит восстановление руды до губчатого железа. Схемы доменного процесса и процесса прямого восстановления железа с использованием тепла атомных реакций показаны на рисунке 1.12 и 1.13. соответственно. До настоящего времени процесс широкого технического применения не имеет, так как необходимы большие и дорогостоящие предварительные работы.

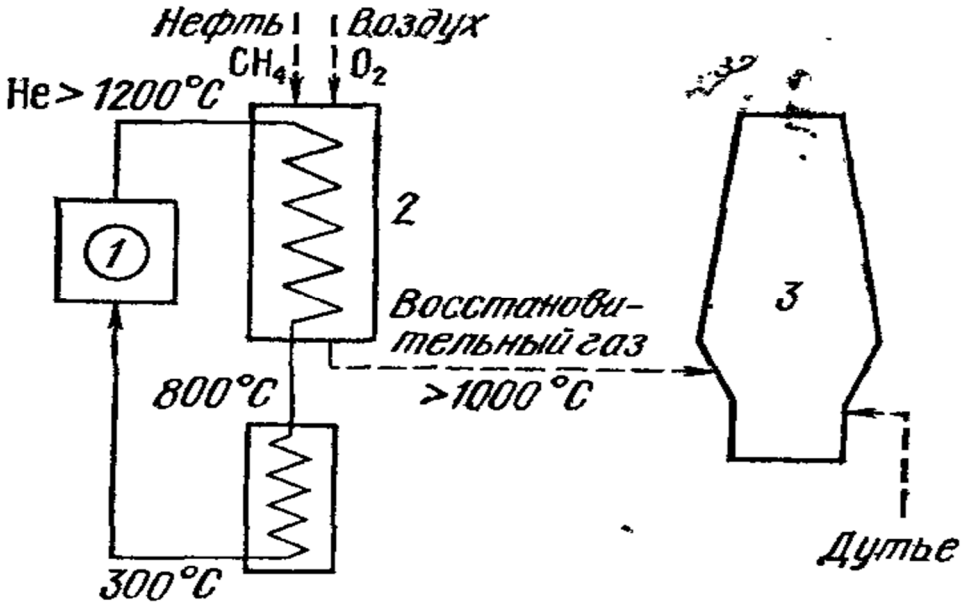


Рисунок 1.12 - Схемы доменного процесса с использованием тепла атомных реакций

Строительство первого металлургического комбината, где будет использоваться атомная энергия, планируется начать в 1985 г. Предполагается в главной технологической линии объединить прямое восстановление руды до губчатого железа и его переработку в сталь в дуговых электропечах. Другие

возможные случаи применения: производство восстановительного газа для доменного процесса, электролиз.

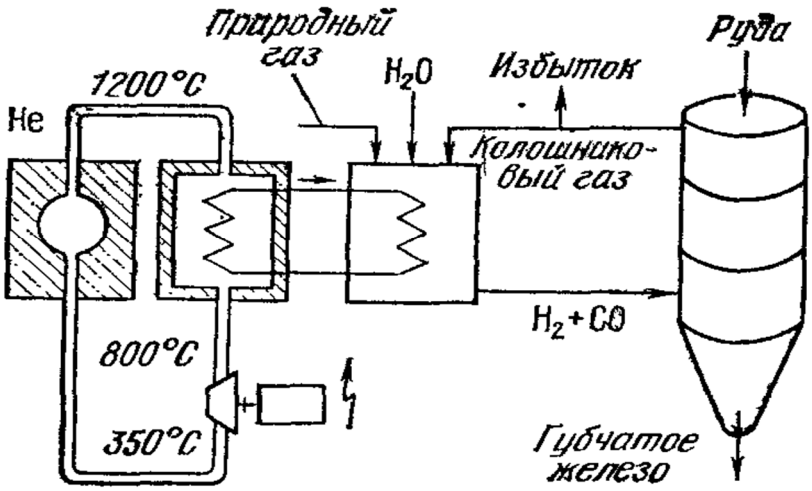


Рисунок 1.13 - Схемы процесса прямого восстановления железа с использованием тепла атомных реакций

Контрольные вопросы:

1. Сущность процессов прямого получения железа.
2. Классификация методов получения губчатого железа.
3. Прямое восстановление железной руды с использованием атомной энергии.

1.3 Производство стали. Классификация способов производства стали. Сущность сталеплавильных процессов. Процессы изготовления стали в подовых плавильных печах. Мартеновский процесс, классификация. Конструкция мартеновской печи и технология выплавки стали.

1. Классификация способов производства стали.
2. Сущность сталеплавильных процессов.
3. Процессы изготовления стали в подовых плавильных печах
4. Сущность мартеновской плавки и классификация.
5. Конструкция и технология выплавки стали в мартеновской печи.

Классификация способов производства стали.

А. Конверторное производство - процессы: LD; LDAC (OPL); Калдо; роторный; PL; томасовский и конверторный: нижним дутьем; метод непрерывного производства стали.

Б. Производство в подовых печах - процессы: мартеновский; электросталеплавильное производство; производство в двухванных печах; плазменный процесс.

Методы последующей обработки обычной выплавляемой стали:

специальный переплав (в вакуумной дуговой" печи, в вакуумной индукционной печи, электроннолучевая плавка, электрошлаковый переплав);

вакуумная обработка жидкой стали (дегазация в ковше; дегазация струи металла при разливке; дегазация порциями, циркуляционная дегазация).

а) Расплавление металлической шихты (если не загружается жидкий металл) и присадочных материалов за счет подводимой извне энергии или за счет тепла, выделяющегося при окислении примесей железа.

б) Снижение концентрации нежелательных примесей железа до допустимых значений путем окисления и восстановления.

и) Добавление легирующих элементов в соответствии с установленными требованиями.

г) Повышение температуры расплава, поскольку по мере уменьшения концентрации примесей одновременно растет температура ликвидуса, а также для компенсации потерь тепла при легировании, выпуске и разливке стали с учетом необходимого перегрева жидкого металла.

д) Образование активного шлака для удаления примесей из металла (шлак используют в качестве сырья для других отраслей народного хозяйства).

е) Разливка с получением качественных, не содержащих дефектов слитков, заготовок или литых изделий.

Сталь - важнейший материал для машиностроения и производства строительных конструкций. Несмотря на постоянное появление и развитие новых материалов (пластмассы, цветные металлы, керамика), сталь сохранит свое ведущее положение в будущем. Это обусловлено высокими

эксплуатационными свойствами стали и возможностью ее производства в требуемых больших количествах.

В разных странах соотношение между объемами производства стали различными способами неодинаково, что определяется специфическими условиями в каждой из них (наличие и стоимость сырья, уровень промышленного развития).

Сущность процесса сталеплавильных процессов. Стали – железоуглеродистые сплавы, содержащие практически до 1,5% углерода, при большем его содержании значительно увеличиваются твёрдость и хрупкость сталей и они не находят широкого применения.

Основными исходными материалами для производства стали являются передельный чугун и стальной лом (скрап). Содержание углерода и примесей в стали значительно ниже, чем в чугуне. Поэтому сущность любого металлургического передела чугуна в сталь – снижение содержания углерода и примесей путем их избирательного окисления и перевода в шлак и газы в процессе плавки.

Железо окисляется в первую очередь при взаимодействии чугуна с кислородом в сталеплавильных печах:

$$2FeO+O2=2FeO+Q.$$

Одновременно с железом окисляются кремний, фосфор, марганец и углерод. Образующийся оксид железа при высоких температурах отдаёт свой кислород более активным примесям в чугуне, окисляя их.

Процессы выплавки стали осуществляют в три этапа.

Первый этап – расплавление шихты и нагрев ванны жидкого металла.

Температура металла сравнительно невысокая, интенсивно происходит окисление железа, образование оксида железа и окисление примесей: кремния, марганца и фосфора.

Наиболее важная задача этапа – удаление фосфора. Для этого желательно проведение плавки в основной печи, где шлак содержит CaO. Фосфорный ангидрид P_2O_5 образует с оксидом железа нестойкое соединение $(FeO)_3 \cdot P_2O_5$. Оксид кальция CaO- более сильное основание, чем оксид железа, поэтому при невысоких температурах связывает P_2O_5 и переводит его в шлак:

$$2P+5FeO+4CaO\text{-}(CaO)_4\cdot P_2O_5+5Fe$$

Для удаления фосфора необходимы невысокие температура ванны металла и шлака, достаточное содержание в шлаке FeO. Для повышения содержания FeO в шлаке и ускорения окисления примесей в печь добавляют железную руду и окалину, наводя железистый шлак. По мере удаления фосфора из металла в шлак, содержание фосфора в шлаке увеличивается. Поэтому необходимо убрать этот шлак с зеркала металла и заменить его новым со свежими добавками CaO.

Второй этап – кипение металлической ванны – начинается по мере прогрева до более высоких температур.

При повышении температуры более интенсивно протекает реакция окисления углерода, происходящая с поглощением теплоты:

$$. FeO+C=CO+Fe\text{-}Q$$

Для окисления углерода в металл вводят незначительное количество руды, окалины или вдувают кислород.

При реакции оксида железа с углеродом, пузырьки оксида углерода CO выделяются из жидкого металла, вызывая «кипение ванны». При «кипении» уменьшается содержание углерода в металле до требуемого, выравнивается температура по объему ванны, частично удаляются неметаллические включения, прилипающие к всплывающим пузырькам CO, а также газы, проникающие в пузырьки CO. Все это способствует повышению качества металла. Следовательно, этот этап - основной в процессе выплавки стали.

Также создаются условия для удаления серы. Сера в стали находится в виде сульфида (FeS), который растворяется также в основном шлаке. Чем выше температура, тем большее количество сульфида железа FeS растворяется в шлаке и взаимодействует с оксидом кальция CaO:

$$FeS+CaO=CaS+FeO$$

Образующееся соединение CaS растворяется в шлаке, но не растворяется в железе, поэтому сера удаляется в шлак.

Третий этап – раскисление стали заключается в восстановлении оксида железа, растворённого в жидком металле.

При плавке повышение содержания кислорода в металле необходимо для окисления примесей, но в готовой стали кислород – вредная примесь, так как понижает механические свойства стали, особенно при высоких температурах.

Сталь раскисляют двумя способами: осаждающим и диффузионным.

Осаждающее раскисление осуществляется введением в жидкую сталь растворимых раскислителей (ферромарганца, ферросилиция, алюминия), содержащих элементы, которые обладают большим сродством к кислороду, чем железо.

В результате раскисления восстанавливается железо и образуются оксиды:MnO, SiO_2, Al_2O_3, которые имеют меньшую плотность, чем сталь, и удаляются в шлак.

Диффузионное раскисление осуществляется раскислением шлака. Ферромарганец, ферросилиций и алюминий в измельчённом виде загружают на поверхность шлака. Раскислители, восстанавливая оксид железа, уменьшают его содержание в шлаке. Следовательно, оксид железа, растворённый в стали переходит в шлак. Образующиеся при этом процессе оксиды остаются в шлаке, а восстановленное железо переходит в сталь, при этом в стали снижается содержание неметаллических включений и повышается ее качество.

В зависимости от степени раскисления выплавляют стали:

а) спокойные,

б) кипящие,

в) полуспокойные.

Спокойная сталь получается при полном раскислении в печи и ковше.

Кипящая сталь раскислена в печи неполностью. Ее раскисление продолжается в изложнице при затвердевании слитка, благодаря взаимодействию оксида железа и углерода:

$$FeO+C=Fe+CO,$$

Образующийся оксид углерода CO выделяется из стали, способствуя удалению из стали азота и водорода, газы выделяются в виде пузырьков, вызывая её кипение. Кипящая

сталь не содержит неметаллических включений, поэтому обладает хорошей пластичностью.

Полуспокойная сталь имеет промежуточную раскисленность между спокойной и кипящей. Частично она раскисляется в печи и в ковше, а частично – в изложнице, благодаря взаимодействию оксида железа и углерода, содержащихся в стали.

Легирование стали осуществляется введением ферросплавов или чистых металлов в необходимом количестве в расплав. Легирующие элементы, у которых сродство к кислороду меньше, чем у железа (Ni, Co, Mo, Cu), при плавке и разливке не окисляются, поэтому их вводят в любое время плавки. Легирующие элементы, у которых сродство к кислороду больше, чем у железа (Si, Mn, Al, Cr, V, Ti), вводят в металл после раскисления или одновременно с ним в конце плавки, а иногда в ковш.

Процессы изготовления стали в подовых плавильных печах. Мартеновский процесс. Процесс нагрева, плавления и окислительной обработки твердого или жидкого металлического сырья в пламенной (отражательной) подовой печи, оборудованной развитой системой регенерационных устройств. Процесс разработан инженерами Сименсом и Мартеном.

Классификация

а) По способу эксплуатации на стационарные и качающиеся печи.

б) По виду нагрева на печи с нагревом мазутом; печи с нагревом мазутом и природным газом; печи с нагревом смешанным газом (с добавкой топлива и подогревом воздуха); печи с нагревом генераторным газом (устаревшие).

в) По способу ведения плавки на скрап-процесс и рудный процесс.

Скрап-процесс подразделяется на скрап-рудный и скрап-угольный карбюраторный).

Принцип. Твердые и жидкие шихтовые материалы загружают на плоский, вытянутый в длину под печи, где подвергают тепловому воздействию факела и обрабатывают кислородом. При этом шихта расплавляется, происходит. окисление и ошлаковывание нежелательных примесей, концентрация которых, а также температура металла доводятся к концу плавки до требуемых значений. Факел образуется при

горении соответствующего вида топлива. Работа ведется с предварительным подогревом воздуха.

Размеры печей: в настоящее время - до 900 т (СССР), чаще всего 100 - 400 т.

Сырье. Передельный чугун, содержащий: 3,3 - 4,0% С; 1,0% Si; 0,8 - 1,5% Мп; 0,15 -0,25 % Р; 0,050 % S.

Технология. В зависимости от состава шихты, используемой при плавке, различают разновидности мартеновского процесса:

Скрап-процесс, при котором шихта состоит из стального лома (скрапа) и 25…45% чушкового передельного чугуна, процесс применяют на заводах, где нет доменных печей, но много металлолома.

Скрап-рудный процесс. В шихте большая доля скрапа. Шихта состоит из жидкого чугуна (55…75 %), скрапа и железной руды, процесс применяют на металлургических заводах, имеющих доменные печи. Необходимое количество углерода вносится с твердым или жидким чугуном (доля жидкой шихты) из, доменной печи или из вагранки с горячим дутьем (увеличение производительности мартеновской печи достигает 30%).

Необходимая для получения качественного металла продолжительность окислительного периода плавки и содержание углерода определяются долей чугуна в шихте. Этот метод обычно применяют для выплавки углеродистых или низколегированных сталей общего назначения.

Скрап-угольный процесс (карбюраторный). В шихте большая доля скрапа. Добавка твердого чугуна не превышает 10 %. Необходимое количество углерода добавляется в виде антрацита (кокса, кокильного боя). При достижении достаточной степени обезуглероживания при выплавке массовых сортов стали можно получить удовлетворительные качественные характеристики. При расплавлении большого количества скрапа происходит значительное насыщение серой. Этот процесс применяют при недостатке чугуна или при наличии особых экономических условий.

Рудный процесс (с низкофосфористым чугуном) с одной печью.

Шихта: добавка жидкого чугуна достигает 80%. Остальное - руда, скрап, известь. В США при загрузке чугуна в количестве, превышающем 60 %, применяют кислородное дутье через фурму,

проходящую сквозь свод печи. При этом часовая производительность 300-т печи 40 - 45 т. Наиболее экономичен состав шихты, в - котором чугуна ~ 60%. Добавки скрапа, руды и извести определяются в зависимости от содержания Si и P в чугуне. В результате активно протекающих реакций (со вспениванием шлака) образуется первичный шлак, обогащенный Fe, Mn, Si, P («сбегающий»). После добавки извести и руды плавка идет по обычному режиму (кипение ванны и доводка стали). Процесс применяют главным образом для производства массовых сортов стали. То же, но с окислительной и доводочной печами. Шихта такая же, как и при процессе в одной печи.

Рудный процесс (с высокофосфористым чугуном), например процесс Хеш.

Шихта: доля фосфорсодержащего чугуна (% P; 0,6% Si) в шихте составляет 80%. Побочный продукт плавки - шлак, содержащий 16 - 18 % P_2O_5.

Особенности технологии: загрузка и прогрев руды и извести в стационарной печи. Загрузка чугуна. Выпуск. Отделение высокофосфористого шлака. Загрузка печи скрапом, рудой и известью; выпущенный чугун заливается снова в печь и расплав окончательно окисляется.

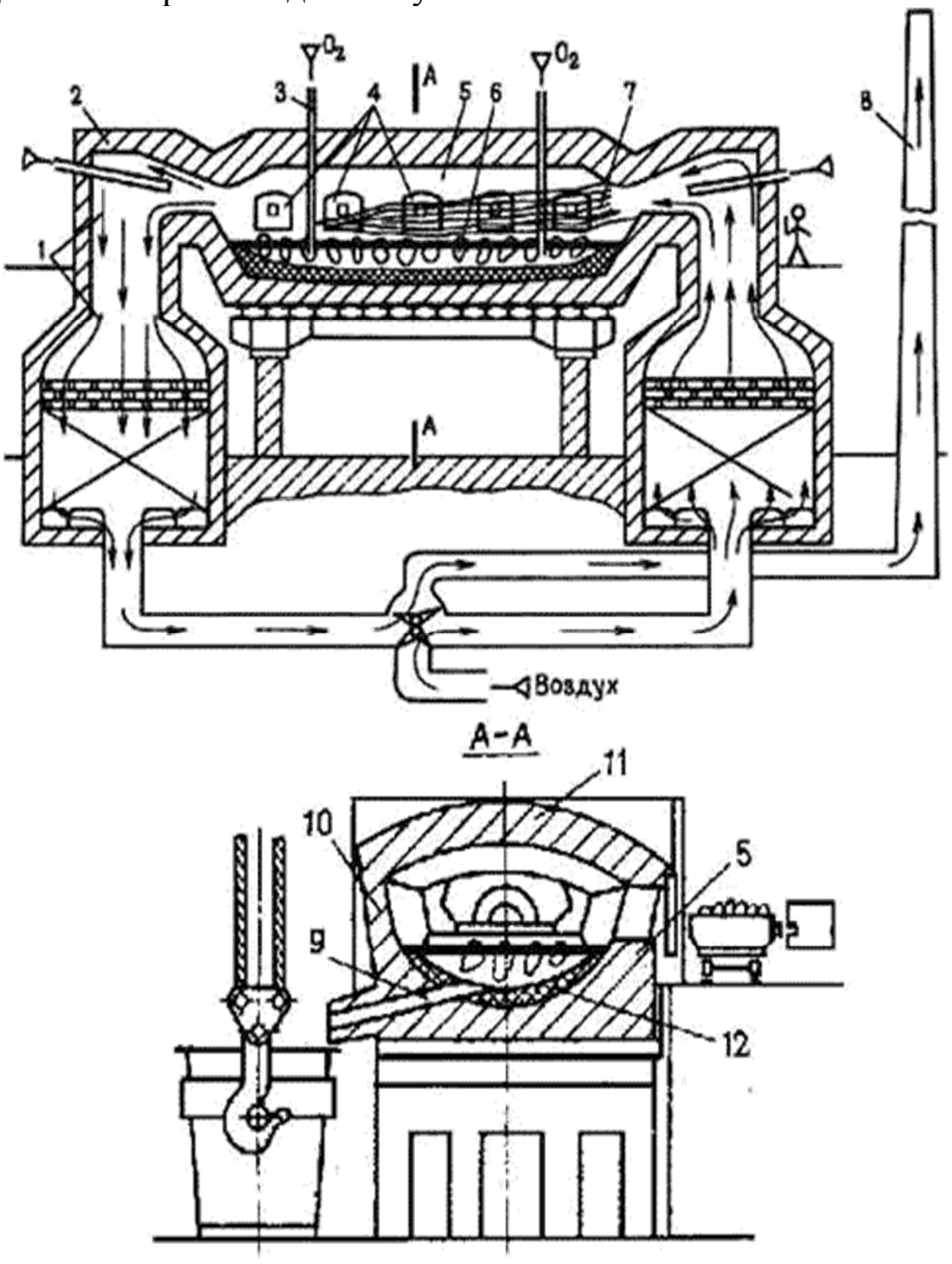
Производство стали в мартеновских печах

Мартеновский процесс (1864-1865, Франция). В период до семидесятых годов являлся основным способом производства стали. Способ характеризуется сравнительно небольшой производительностью, возможностью использования вторичного металла – стального скрапа. Вместимость печи составляет 200…900 т. Способ позволяет получать качественную сталь.

Мартеновская печь (рисунок 1.14) по устройству и принципу работы является пламенной отражательной регенеративной печью. В плавильном пространстве сжигается газообразное топливо или мазут. Высокая температура для получения стали в расплавленном состоянии обеспечивается регенерацией тепла печных газов.

Современная мартеновская печь представляет собой вытянутую в горизонтальном направлении камеру, сложенную из огнеупорного кирпича. Рабочее плавильное пространство ограничено снизу подиной 12, сверху сводом 11, а с боков передней 5 и задней 10 стенками. Подина имеет форму ванны с

откосами по направлению к стенкам печи. В передней стенке имеются загрузочные окна 4 для подачи шихты и флюса, а в задней – отверстие 9 для выпуска готовой стали.



1- регенератор; 2 – головка печи; 3 – кислородная фурма; 4 – завалочные окна; 5 – передняя стенка печи; 6 – металлическая шихта; 7 – факел; 8 – дымовая труба; 9 – сталевыпускное отверстие; 10 – задняя стенка печи; 11- свод печи; 12 – под печи

Рисунок 1.14 - Схема мартеновской печи

Характеристикой рабочего пространства является площадь пода печи, которую подсчитывают на уровне порогов загрузочных окон. С обоих торцов плавильного пространства расположены головки печи 2, которые служат для смешивания топлива с воздухом и подачи этой смеси в плавильное пространство. В качестве топлива используют природный газ, мазут.

Для подогрева воздуха и газа при работе на низкокалорийном газе печь имеет два регенератора 1.

Регенератор – камера, в которой размещена насадка – огнеупорный кирпич, выложенный в клетку, предназначен для нагрева воздуха и газов.

Отходящие от печи газы имеют температуру 1500…1600°С. Попадая в регенератор, газы нагревают насадку до температуры 1250°С. Через один из регенераторов подают воздух, который проходя через насадку нагревается до 1200°С и поступает в головку печи, где смешивается с топливом, на выходе из головки образуется факел 7, направленный на шихту 6.

Отходящие газы проходят через противоположную головку (левую), очистные устройства (шлаковики), служащие для отделения от газа частиц шлака и пыли и направляются во второй регенератор.

Охлажденные газы покидают печь через дымовую трубу 8.

После охлаждения насадки правого регенератора переключают клапаны, и поток газов в печи изменяет направление.

Температура факела пламени достигает 1800°С. Факел нагревает рабочее пространство печи и шихту. Факел способствует окислению примесей шихты при плавке.

Продолжительность плавки составляет 3…6 часов, для крупных печей – до 12 часов. Готовую плавку выпускают через отверстие, расположенное в задней стенке на нижнем уровне пода. Отверстие плотно забивают малоспекающимися огнеупорными материалами, которые при выпуске плавки выбивают. Печи работают непрерывно, до остановки на капитальный ремонт – 400…600 плавок.

Футеровка печи может быть основной и кислой. Если в процессе плавки стали, в шлаке преобладают основные оксиды,

то процесс называют **основным** мартеновским процессом, а если кислые – **кислым**.

Наибольшее количество стали производят скрап-рудным процессом в мартеновских печах с основной футеровкой.

В печь загружают железную руду и известняк, а после подогрева подают скрап. После разогрева скрапа в печь заливают жидкий чугун. В период плавления за счет оксидов руды и скрапа интенсивно окисляются примеси чугуна: кремний, фосфор, марганец и, частично, углерод. Оксиды образуют шлак с высоким содержанием оксидов железа и марганца (железистый шлак). После этого проводят период «кипения» ванны: в печь загружают железную руду и продувают ванну подаваемым по трубам 3 кислородом. В это время отключают подачу в печь топлива и воздуха и удаляют шлак.

Для удаления серы наводят новый шлак, подавая на зеркало металла известь с добавлением боксита для уменьшения вязкости шлака. Содержание CaO в шлаке возрастает, а FeO уменьшается.

В период «кипения» углерод интенсивно окисляется, поэтому шихта должна содержать избыток углерода. На данном этапе металл доводится до заданного химического состава, из него удаляются газы и неметаллические включения.

Затем проводят раскисление металла в два этапа. Сначала раскисление идет путем окисления углерода металла, при одновременной подаче в ванну раскислителей – ферромарганца, ферросилиция, алюминия. Окончательное раскисление алюминием и ферросилицием осуществляется в ковше, при выпуске стали из печи. После отбора контрольных проб сталь выпускают в ковш.

В основных мартеновских печах выплавляют, стали углеродистые конструкционные, низко- и среднелегированные (марганцовистые, хромистые), кроме высоколегированных сталей и сплавов, которые получают в плавильных электропечах.

В кислых мартеновских печах выплавляют, качественные стали. Применяют шихту с низким содержанием серы и фосфора.

Стали содержат меньше водорода и кислорода, неметаллических включений. Следовательно, кислая сталь имеет более высокие механические свойства, особенно ударную вязкость и пластичность, ее используют для особо ответственных

деталей: коленчатых валов крупных двигателей, роторов мощных турбин, шарикоподшипников.

Основными технико-экономическими показателями производства стали в мартеновских печах являются:

- производительность печи – съем стали с 1м^2 площади пода в сутки (т/м^2 в сутки), в среднем составляет 10 т/м^2; р

- расход топлива на 1т выплавляемой стали, в среднем составляет 80 кг/т.

С укрупнением печей увеличивается их экономическая эффективность.

Контрольные вопросы:

1. Классификация способов производства стали.
2. Шихтовые материалы и флюсы.
3. Особенности выплавки стали в мартеновских печах.
4. Устройство и схема мартеновской печи.

1.4 Производство стали в кислородных конвертерах. Раскисление. Легирование.

1 Сущность технологии производства стали в кислородных конвертерах.

2 Раскисление. Легирование.

Процесс выплавки стали из передельного чугуна посредством продувки кислородом сверху (процесс Linz - Donawitz). Технически чистый кислород продувается через охлаждаемую водой трубу (фурму) с медным соплом в жидкий металл (рисунок 1.15). При этом окисляются и ошлаковываются вредные примеси. Окисление поставляет достаточное количество тепла. Для ведения процесса без дополнительного подвода тепла извне. Кислород: 99,5 - 99,8% O_2.

Достоинства этого метода:

1. Стоимость переработки чугуна примерно на 50% меньше, чем при мартеновском процессе.

2. Возможность добавлять большие количества скрапа и руды.

3. Высокая производительность.

4. Низкое содержание азота в стали (-0,004%).

5. Качественные характеристики такие же, как при мартеновском производстве.

Сырье - передельный чугун, содержащий: 4,0-4,5% C; 0,05-1,4% Si; 0,80 -2,80% Mn; ≤0,25 % P; ≤0,045 % S.

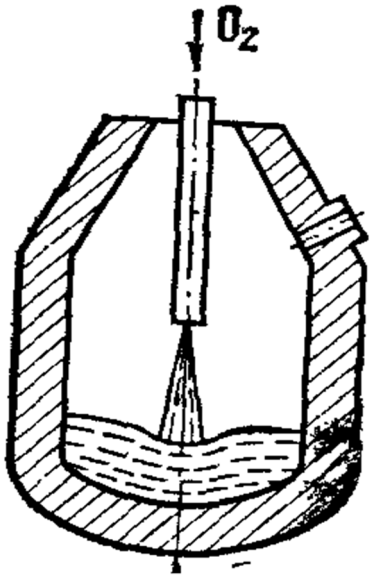


Рисунок 1.15 – Схема продувки металла в конвертере

Охлаждение:

1. Охлаждение скрапом. Добавка до 30%. Скрап загружается совместно с флюсом (для образования шлака) перед заливкой жидкого чугуна.

2. Охлаждение рудой. Добавка до 10%. Быстрое образование активного шлака. Имеет преимущество по сравнению с добавлением скрапа, так как экономится время загрузки. Загрузка производится вместе с известью в пустой конвертор.

3. Охлаждение губчатым железом.

4. Охлаждение известняком (мягкое). Примечание: скрап и руда взаимозаменяемы. Эквивалентное соотношение относительно охлаждающего действия - Скрап: руда = 3,5 : 1,0

Окисление. Ход окисления примесей при продувке кислородом сверху показан на рисунке 1.16.

Особенности: а) поток кислорода окисляет в первую очередь Fe. Примеси окисляются за счет окислов Fe;

б) Si и Мп окисляются уже в первые минуты продувки;

в) окисление фосфора и углерода происходит одновременно (в отличие от томасовского конвертора).

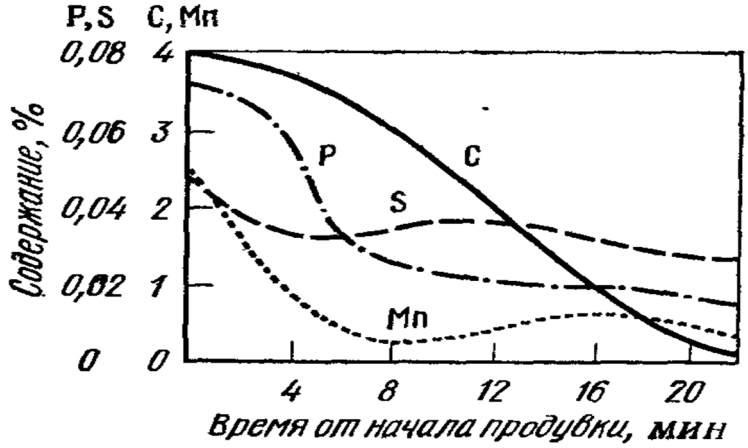


Рисунок 1.16 – Характер окисления примесей чугуна при продувке в кислородном конвертере

На процесс удаления примесей влияет технология продувки: малая глубина погружения фурмы в металл - «жесткая продувка» - предпочтительное удаление углерода; глубокое погружение фурмы - «мягкая продувка» - предпочтительное удаление фосфора.

Шлак. Для образования шлака добавляют 60 кг извести на 1 т стали. При необходимости обеспечить особо низкое содержание фосфора требуется наведение вторичного шлака.

Раскисление. Легирование. Возможно как в конверторе, так и в разливочном ковше.

а) Конструкция - кислородно-конверторный цех, разрез, сталеплавильный завод 2 в Линце, Австрия (рисунок 1.17).

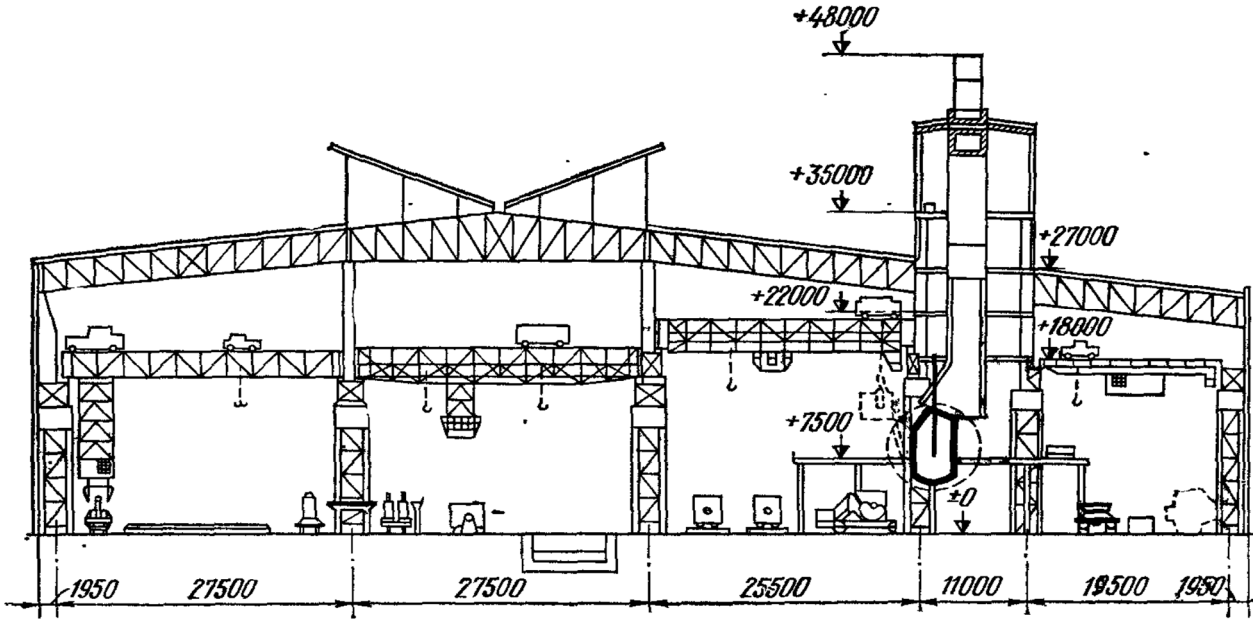
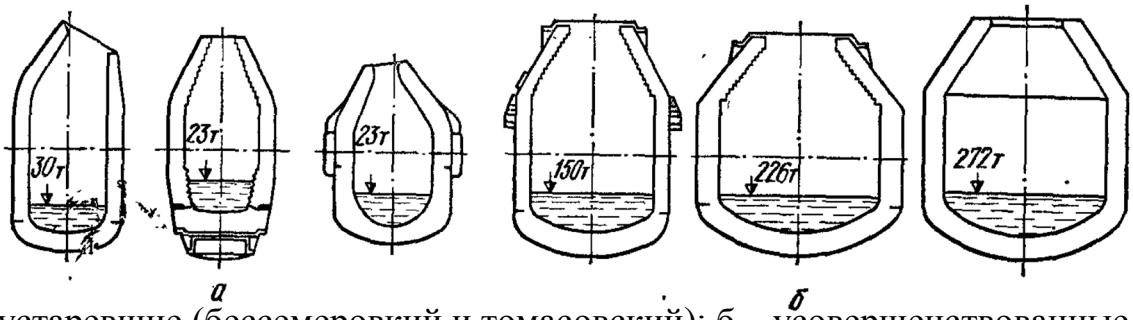


Рисунок 1.17 – Разрез кислородно-конвертерного цеха

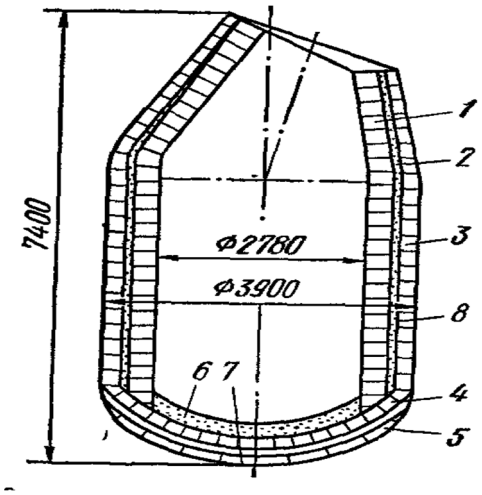
б) Профили кислородных конверторов. Конверторы старых конфигураций (рисунок 1.18, а) по форме близки к бессемеровскому и томасовскому. Современные конверторы (рисунок 1.18, б) усовершенствованы с целью снижения износа футеровки, увеличения подачи кислорода и увеличения емкости.



а – устаревшие (бессемеровкий и томасовский); б – усовершенствованные

Рисунок 1.18 – Профили кислородных конвертеров

в) Огнеупорная футеровка. Только основная, состоящая из доломита, магнезита или других огнеупорных материалов, у которых содержание MgO соответствует интервалу между содержанием его в доломите и магнезите, изготавливается на смоляной связке или спеканием.



1 – смолодоломитовые блоки (≈ 70 % MgO); 2 – Промежуточный слой из смолодоломитовой массы; 3 – стандартный магнезитовый кирпич; 4 – магнезитовый кирпич VR-1; 5 – два слоя магнезитового кирпича; 6 – утрамбованная смолодоломитовая масса; 7 – шамотный кирпич.

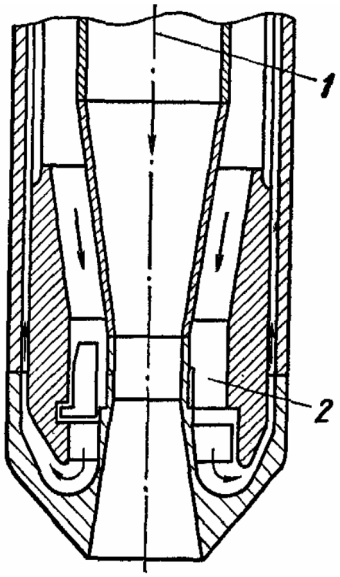
Рисунок 1.19 – Схема футеровки конвертера

В последнее время применяют так называемые «улучшенные» огнеупорные материалы (с оптимальным содержанием С для

повышения устойчивости к разрушающему воздействию шлаков). Расход огнеупоров составляет 2,7 - 5 кг/т стали. Схема футеровки 30-т конвертора показана на рисунке 1.19.

г) Дутьевое сопло (фурмы) конвертора LD показано на рисунке 1.20. В больших конверторах кислород продувают через несколько сопел, в малых - через одно.

Продукт производства- преимущественно низкоуглеродистые стали. Расширяется применение этого метода для производства высокоуглеродистых и низколегированных сталей. При создании особых условий (предварительное расплавление легирующих добавок в дуговой печи или вагранке) или при продувке соответствующего легированного чугуна возможно также производство высоколегированных сталей.



1 – кислород; 2 – водяное охлаждение

Рисунок 1.20 – Кислородная продувочная фурма

Кислородно-конвертерный процесс – выплавка стали из жидкого чугуна в конвертере с основной футеровкой и продувкой кислородом через водоохлаждаемую фурму.

В СССР первые опыты в 1933-1934 – Мозговой. В промышленных масштабах – в 1952-1953 на заводах в Линце и Донавице (Австрия) – получил название ЛД-процесс. В настоящее время способ является основным в массовом производстве стали.

Кислородный конвертер – сосуд грушевидной формы из стального листа, футерованный основным кирпичом.

Вместимость конвертера – 130-350 т жидкого чугуна. В процессе работы конвертер может поворачиваться на 360^0 для загрузки скрапа, заливки чугуна, слива стали и шлака.

Шихтовыми материалами кисло-родно-конвертерного процесса являются жидкий передельный чугун, стальной лом (не более 30%), известь для наведения шлака, железная руда, а также боксит Al_2O_3 и плавиковый шпат CaF_2 для разжижения шлака.

Последовательность технологических операций при выплавке стали в кислородных конвертерах представлена на рисунке 1.21.

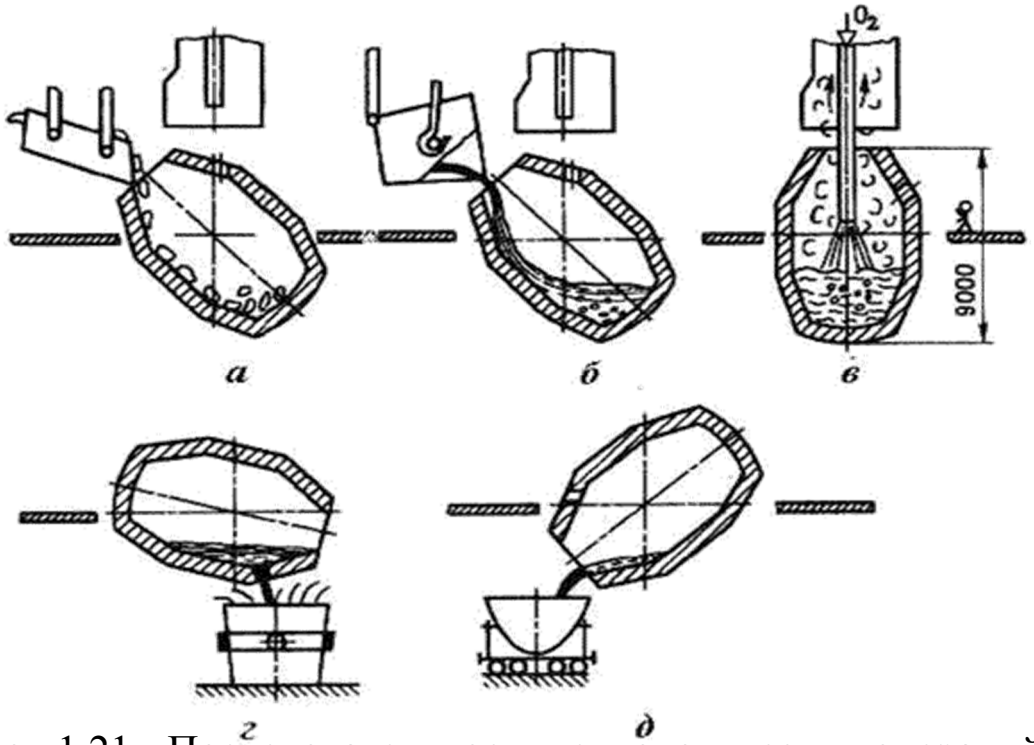


Рисунок 1.21 - Последовательность технологических операций при выплавке стали в кислородных конвертерах

После очередной плавки стали выпускное отверстие заделывают огнеупорной массой и осматривают футеровку, ремонтируют.

Перед плавкой конвертер наклоняют, с помощью завалочных машин загружают скрап (рисунок 1.21, а), заливают чугун при температуре 1250…1400°С (рисунок 1.21, б).

После этого конвертер поворачивают в рабочее положение (рисунок 1.21, в), внутрь вводят охлаждаемую фурму и через не подают кислород под давлением 0,9…1,4 МПа. Одновременно с началом продувки загружают известь, боксит, железную руду. Кислород проникает в металл, вызывает его циркуляцию в

конвертере и перемешивание со шлаком. Под фурмой развивается температура 2400°С. В зоне контакта кислородной струи с металлом окисляется железо. Оксид железа растворяется в шлаке и металле, обогащая металл кислородом. Растворенный кислород окисляет кремний, марганец, углерод в металле, и их содержание падает. Происходит разогрев металла теплотой, выделяющейся при окислении.

Фосфор удаляется в начале продувки ванны кислородом, когда ее температура невысока (содержание фосфора в чугуне не должно превышать 0,15%). При повышенном содержании фосфора для его удаления необходимо сливать шлак и наводить новый, что снижает производительность конвертера. Сера удаляется в течение всей плавки (содержание серы в чугуне должно быть до 0,07 %). Подачу кислорода заканчивают, когда содержание углерода в металле соответствует заданному. После этого конвертер поворачивают и выпускают сталь в ковш (рисунок 1.21, г), где раскисляют осаждающим методом ферромарганцем, ферросилицием и алюминием, затем сливают шлак (рисунок 1.21, д).

В кислородных конвертерах выплавляют стали с различным содержанием углерода, кипящие и спокойные, а также низколегированные стали. Легирующие элементы в расплавленном виде вводят в ковш перед выпуском в него стали.

Плавка в конвертерах вместимостью 130…300 т заканчивается через 25…30 минут.

Контрольные вопросы:

1 Классификация кислородно-конвертерных способов производства стали.

2 Шихтовые материалы и флюсы.

3 Особенности выплавки стали в кислородно-конвертерных печах.

1.5 Процесс LDAC (OPL). Процесс Калдо. Роторный процесс. Томасовскип процесс. Кислородный конвертор с нижним дутьем.

1 Разновидности кислородно-конвертерного процессов (LDAC, OPL), Калдо.
2 Роторный процесс.
3Томасовский процесс.
4 Кислородный конвертор с нижним дутьем.

Процесс LDAC (OPL). Процесс выплавки стали из высокофосфористого (томасовского) чугуна продувкой кислородом сверху. LDAC - начальные буквы слов Linz-Donawitz Arbed - centre (фирма Arbed и Центр металлургических исследований Бельгии и Люксембурга).

OPL - Oxygen (кислород), Poudre (порошок), Lance (фурма). При этом процессе образуется значительное количество фосфорных шлаков, которые используют как удобрение. Принципиальная схема - продувка металла кислородом в смеси с порошкообразной известью (рисунок 1.22).

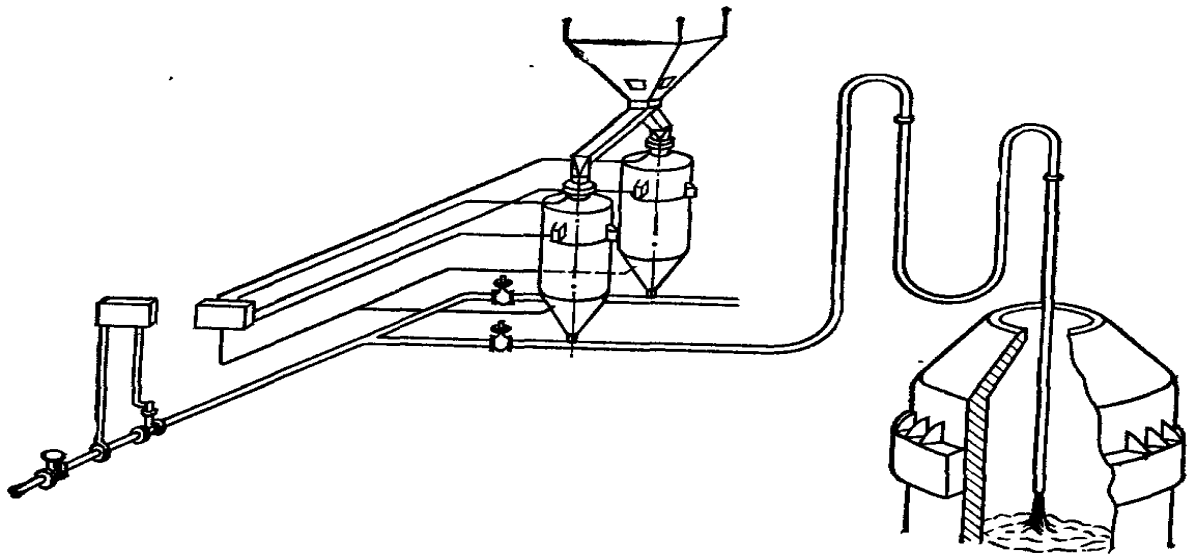


Рисунок 1.22 – Схема OPL процесса

Особенности процесса:

а) Переработка высокофосфористых (томасовских) сортов чугуна.

б) Одновременно с потоком кислорода вдувается порошковая известь (до 1 мм). Суммарный расход извести ~140 кг/т стали, причем ~30 % загружается в виде кусков до начала продувки.

в) Вдувание порошковой извести приводит к быстрому образованию жидкотекучего активного шлака.

г) Из конвертора производятся одно- или двукратное скачивание шлака.

Технология: Шихта - томасовский чугун. Характеристики хода плавки показаны на рисунке 1.23.

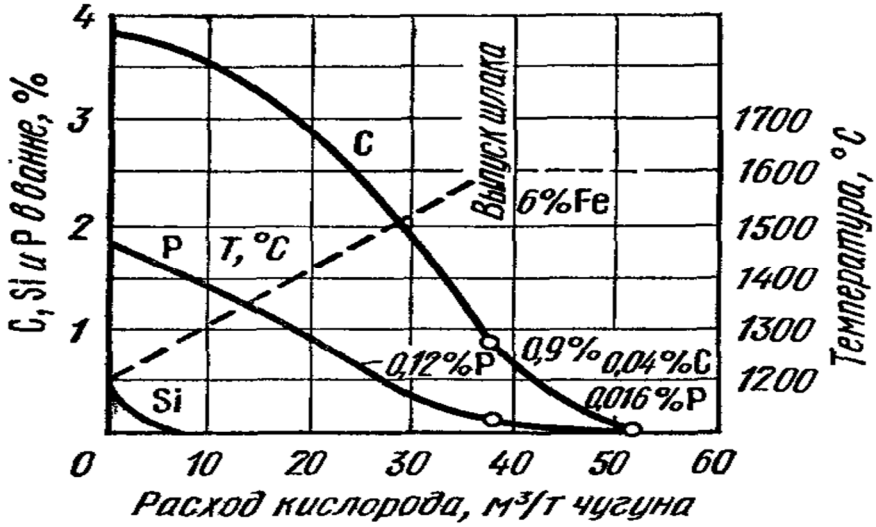


Рисунок 1.23 – Характер окисления примесей чугуна при продувке в фосфористого чугуна OPL- процессом

Особенности: более быстрое удаление фосфора по сравнению с углеродом выражено еще отчетливее, чем в процессе LD. Для быстрого образования шлака применяют главным образом «мягкую» продувку.

Стадии процесса - процесс прекращается при содержании [C] = 0,5-0,7% (рисунок 1.24):

1. Заливка чугуна.

2. Нормальная продувка до содержания C в ванне 0,7-0,9 %.

3. Отбор пробы для определения C и P в ванне, измерение температуры, слив шлака (при переработке томасовского чугуна).

4. Окисление шлака при глубоком погружении фурмы и малом расходе кислорода.

5. Нейтрализация шлака при небольшом погружении фурмы, большом расходе кислорода и подаче значительного количества порошковой извести в струю кислорода.

6. Определение содержания С и температуры ванны.

7. Кратковременная дополнительная продувка для корректировки содержания С и температуры ванны.

8. Выпуск стали.

Процесс имеет большое значение для стран, обладающих месторождениями высокофосфористых железных руд. Продукты производства - см. процесс LD.

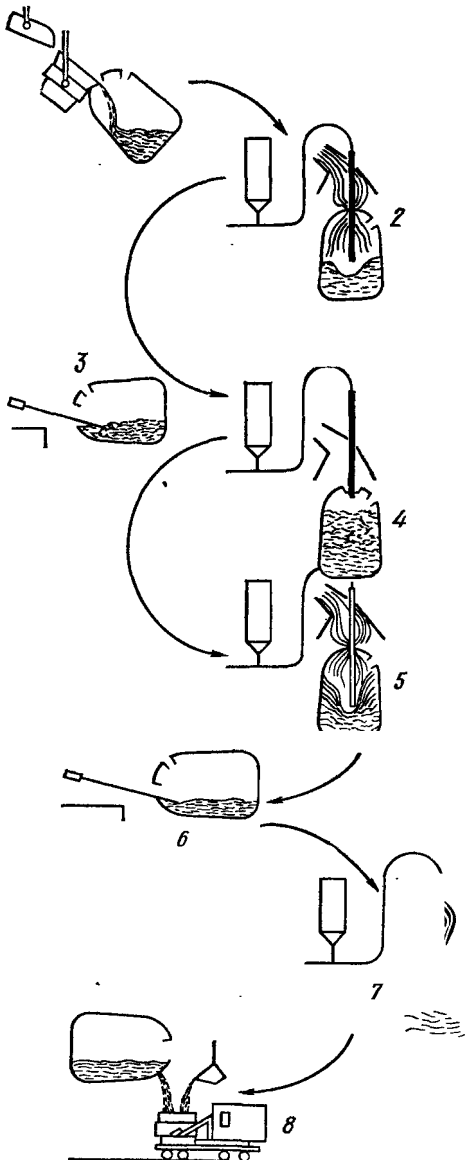


Рисунок 1.24 – Стадии процесса OPL

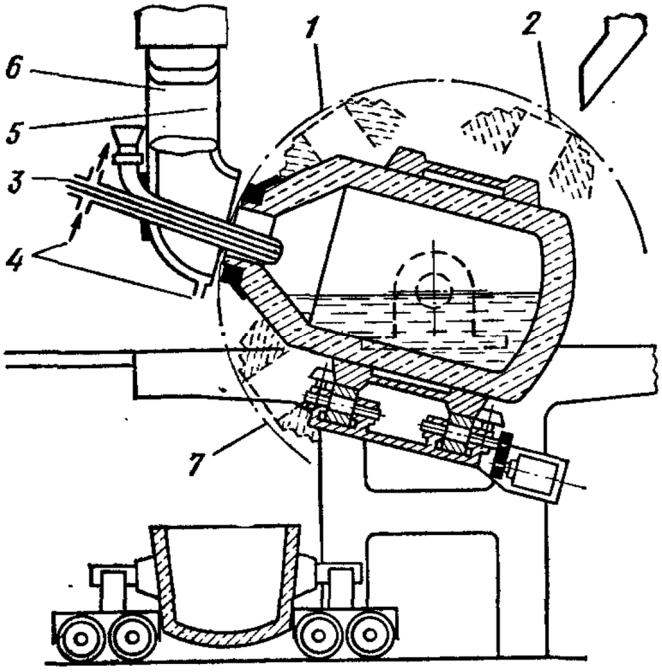
Процесс Калдо. Процесс выплавки стали из передельного или томасовского чугуна посредством продувки кислородом сверху в наклонно установленном конверторе (рисунок 1.25).

Принципы: а) конвертор устанавливается под углом 17-20° к горизонтали;

б) конвертор вращается во время продувки со скоростью 30-40 об/мин;

в) кислород подводится через водоохлаждаемую трубу при относительно низком давлении 3-4 ат (9-12 ат при процессе LD);

г) выделяющийся из ванны газ CO сгорает в конверторе и дает дополнительное тепло, что позволяет увеличить долю скрапа и руды в загрузке до 50% (при процессе LD доля скрапа составляет 25-30%).



1 – положение конвертера при заливке чугуна; 2 – то же при загрузке извести и руды; 3 – кислород; 4 – водяное охлаждение; 5 – отходящий газ; 6 – устройство для отходящих газов; 7 – положение конвертера при выпуске

Рисунок 1.25 – Схема и технология процесса Калдо

Технология. Шихта - передельный чугун, томасовский чугун. Охлаждение - скрапом, богатой железной рудой.

Окисление. Вследствие низкого давления кислорода и малого угла падения струи кислорода на поверхность ванны (~25°) струя кислорода проникает в сталь незначительно. Поэтому окисление идет относительно «мягко», главным образом через шлак. Регулируя скорость вращения, можно влиять на интенсивность

реакций между металлом и шлаком. Изменение расстояния между кислородной фурмой и поверхностью ванны, а также интенсивности дутья влияет на процессы окисления металла и шлака. Если окисление жидкого металла идет при прямом контакте со струей кислорода (повышенный расход кислорода и уменьшение расстояния до фурмы), то ускоренно удаляется углерод, если же окисление идет через шлак, то быстрее удаляется фосфор. При повышении скорости вращения ускоряется удаление углерода, при снижении скорости вращения ускоряется удаление фосфора. Изменение скорости вращения влияет на последовательность выгорания.

Шлак. Обычно производят смену шлака при переработке как томасовских чугунов (для удаления фосфора), так и передельных мартеновских чугунов (для удаления кремния). В конце процесса добавляют известь, устанавливают максимальную скорость вращения и прекращают подачу кислорода, чтобы навести твердый шлак, который более удобен при выпуске металла и для использования в последующем цикле.

Достоинства процесса Калдо: загрузка большого количества скрапа (до 50%); переработка чугуна всех сортов; извлечение металла 91-93 % (на 3-5% выше, чем в процессе LD); возможно эффективное регулирование хода металлургических реакций; очень хороший тепловой баланс; малые потерн тепла; меньшие капитальные затраты по сравнению с процессом LD.

Недостатки процесса Калдо: несколько более высокая стоимость по сравнению с процессом LD; относительная продолжительность продувки (в минутах на 1 т стали) в 2-6 раз выше, чем в процессе LD; относительно более сложные конструкция и механическое оборудование агрегатов; относительно больший расход огнеупоров из-за более быстрого износа футеровки.

Уже в течение многих лет новые конверконверторы Калдо не строятся. Перспективы применения этого метода в будущем незначительны. Продукты производства - низкоуглеродистые нелегированные, спокойные и кипящие стали.

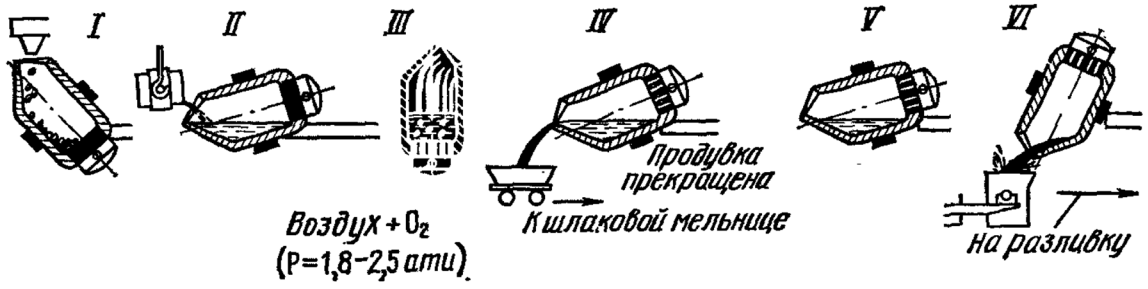
Роторный процесс. Метод производства стали из передельного и томасовского чугунов путем продувки кислорода сверху в горизонтально расположенных вращающихся цилиндрических печах. Не имеет существенного значения в

производстве стали. Ранее применявшиеся установки не используются.

Процесс PL (Phoenix - Lanzen). Модифицированный томасовский процесс, в котором между периодами продува снизу воздухом, обогащенным кислородом, производится продувка кислородом сверху (комбинированный метод). Не имеет существенного значения в производстве стали. Ранее применявшиеся установки не используются.

Томасовский процесс. Процесс выплавки стали, при котором нежелательные примеси железа выжигаются посредством продувки через жидкий высокофосфористый чугун воздухом, обогащенного кислородом, смеси кислорода с водяным паром или кислорода с двуокисью углерода. Процесс ведется в подвижных грушевидный конверторах и не требует подвода тепла извне.

Принцип технологии выплавки изображен на рисунке 1.26. Последовательность выгорание примесей: кремний, марганец, углерод, фосфор. Почти полностью выгоревшие примеси переходят в шлак (за исключением углерода), главные компоненты газового потока: окись и двуокись углерода вместе с частицами шлака и брызгами железа: продувка должна начинаться до установки конвертера в вертикальное положение, чтобы избежать проникновения чугуна в сопла.



I – загрузка извести из известкового бункера; II – заливка чугуна из миксера в конвертер; III – продувка воздухом (длительность 15-20 мин.); IV – слив шлака в шлаковый ковш; V – доводка расплава: добавка ферромарганца, форросилиция, зеркального чугуна и т.д. в жидком или твердом виде; VI – выпуск стали в разливочный ковш.

Рисунок 1.26 – Стадии выплавки стали в томасовском конвертере

Технология. Сырье - томасовский чугун, содержащий: 3,4-3,8% C; 0,25-0,5% Si; 0,65- 1,3 % Мп; 1,7-2,0 % P; 0,03-0,065 % S.

Охлаждение. Скрапом в количестве до 70 кг/т стали (при продувке воздухом). Охлаждение рудой применяется реже (слишком сильное охлаждение).

Окисление. Процесс окисления контролируется следующими факторами:

а) сродством примесей железа к кислороду, активностью их окислов в шлаке, моментом образования шлака и температурой;

б) высокой скоростью удаления углерода;

в) началом окисления фосфора в так называемой точке перехода, т. е. в тот момент, когда удаление углерода почти закончено и в наличии оказывается достаточное количество FeO для расплавления извести и окисления Р. Шлак. До «точки перехода» нет активного шлака. Первичные продукты окисления (SiO_2, MnO) поглощаются еще не растворившейся кусковой известью. Только к моменту «перехода» образующаяся FeO оказывается в контакте с твердой известью (вследствие окончания окисления углерода) и может служить флюсом. Температура к этому моменту достигает 1450°С. При растворении извести образуется так называемый собирательный шлак, который связывает Р и окончательный состав которого соответствует ~ 50% CaO и 20-25% P_2O_5. Применяется как удобрение (томасовская мука).

Недостатки томасовского процесса:

1) ограниченная масса загружаемой шихты (< 70 т) и соответственно ограниченная производительность;

2) ограниченная применимость получаемой стали из-за повышенного содержания N и Р;

3) большое количество отходящих газов и пыли (охрана окружающей среды);

4) пылеулавливание возможно только при очень больших затратах.

Некоторое улучшение достигается при обогащении дутья кислородом или использовании смесей кислород - водяной пар, кислород - двуокись углерода. Принципиальные недостатки этого процесса устранить не удается.

Кислородный конвертор с нижним дутьем. Процесс выплавки стали, при котором технически чистый кислород

вместе с соответствующим жидким или газообразным охлаждающим веществом продувается через расплав чугуна (передельного или томасовского) снизу, через расположенные в днище конвертора фурмы (рисунок 1.27).

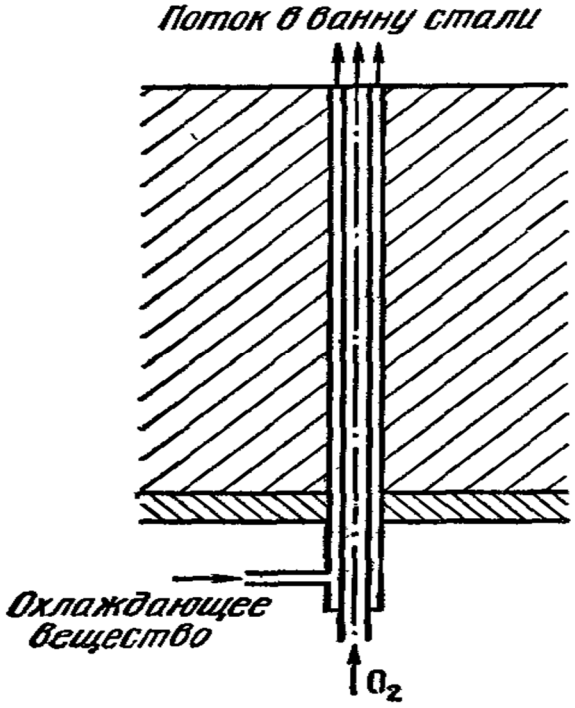


Рисунок 1.27 – Фурма для донной продувки

Принцип. В днище конвертора располагаются охлаждаемые фурмы. Через фурмы продувается кислород, сквозь кожух фурмы - охлаждающее вещество (рисунок) :

а) охлаждающее вещество свободно попадает в стальную ванну;

б) благодаря этому значительно снижается температура в «пятне горения» (зоне реакции кислорода с жидким металлом), что делает принципиально возможным техническое применение этого метода (с точки зрения стойкости футеровки);

в) по сравнению с классическим томасовским процессом имеются следующие преимущества: возможность увеличения емкости конвертора (масса плавки до 200 т); выплавляемая сталь имеет такие же качественные характеристики (содержание N, P, O, эксплуатационные свойства), как и сталь, получаемая мартеновским или LD- процессом; меньшее количество отходящего газа; более благоприятные условия для улавливания пыли; значительно более спокойный ход продувки (возможность

значительного увеличения массы загрузки, козлы в фурмах не образуются); значительно большая стойкость днища;

г) при переработке фосфорсодержащих чугунов этот метод имеет следующие преимущества по сравнению с верхним кислородным дутьем: меньшее количество шлака; меньшее содержание окиси железа в шлаке; при работе с одним шлаком достигается меньшее содержание Р в стали (меньшая продолжительность процесса, повышенное извлечение Fe); меньшие потери, железа.

Технология. Сырье - фосфорсодержащие сорта чугуна.

Окисление - аналогично томасовскому процессу. Скорость окисления фосфора выше, чем в томасовском конверторе.

Перспективы: а) возможно переоборудование действующих томасовских конверторов при небольших затратах и за короткое время;

б) реконструкция мартеновских цехов, перерабатывающих жидкий чугун (замена мартеновских печей конверторами с нижним дутьем), позволит значительно увеличить выпуск стали при относительно небольших затратах на материалы и небольших капиталовложениях;

в) на кислородных конверторах с нижним дутьем достижение более высокой производительности, чем при использовании конверторов с верхним дутьем;

г) в результате быстрого переоборудования томасовских конверторов и строительства новых установок количество стали, выплавленной в конверторах с нижним дутьем, из года в год повышается.

Контрольные вопросы:

1 Особенности переработки фосфористых чугунов. Калдо и OPL процессов.

2 Особенности Роторного и Томасовского процесса.

3 Конвертерные процессы с донной продувкой.

1.6 Производство стали в электропечах. Общие представления о электропечах, классификация электропечей для выплавки стали. Дуговые печи для выплавки стали, технология и разновидности процесса. Индукционные плавильные печи. Печи сопротивления.

1 Производство стали в электропечах. Общие представления о электропечах, классификация электропечей для выплавки стали.

2 Дуговые печи для выплавки стали, технология и разновидности процесса.

3 Индукционные плавильные печи. Печи сопротивления.

Плавка стали в электропечах (общие представления). Процессы производства стали, при которых электрическая энергия превращается в тепловую и используется для достижения и поддержания требуемой температуры процесса.

Классификация. Электропечи подразделяются на дуговые, индукционные (печи повышенной частоты и печи промышленной частоты), печи с графитовыми элементами сопротивления.

Плавка стали в дуговых печах. Принцип. а) В дуговой печи электрическая энергия преобразуется в тепло, которое передается металлу и шлаку посредством теплопроводности и излучения.

б) Высокая температура дуги и хорошая регулируемость электрической энергии позволяет обеспечить любой заданный температурный режим плавки.

в) В зависимости от выбранного состава шлака в печи можно вести как окислительную, так и восстановительную плавку.

г) Отсутствует вредное воздействие горючих газов.

д) Для ускорения процессов окисления возможно применение кислородного дутья.

е) Легко выполнима смена шлака.

ж) Лучше используются легирующие элементы.

з) Загрузка производится преимущественно твёрдой шихтой (скрап).

Плавильные электропечи имеют преимущества по сравнению с другими плавильными агрегатами:

а) легко регулировать тепловой процесс, изменяя параметры тока;

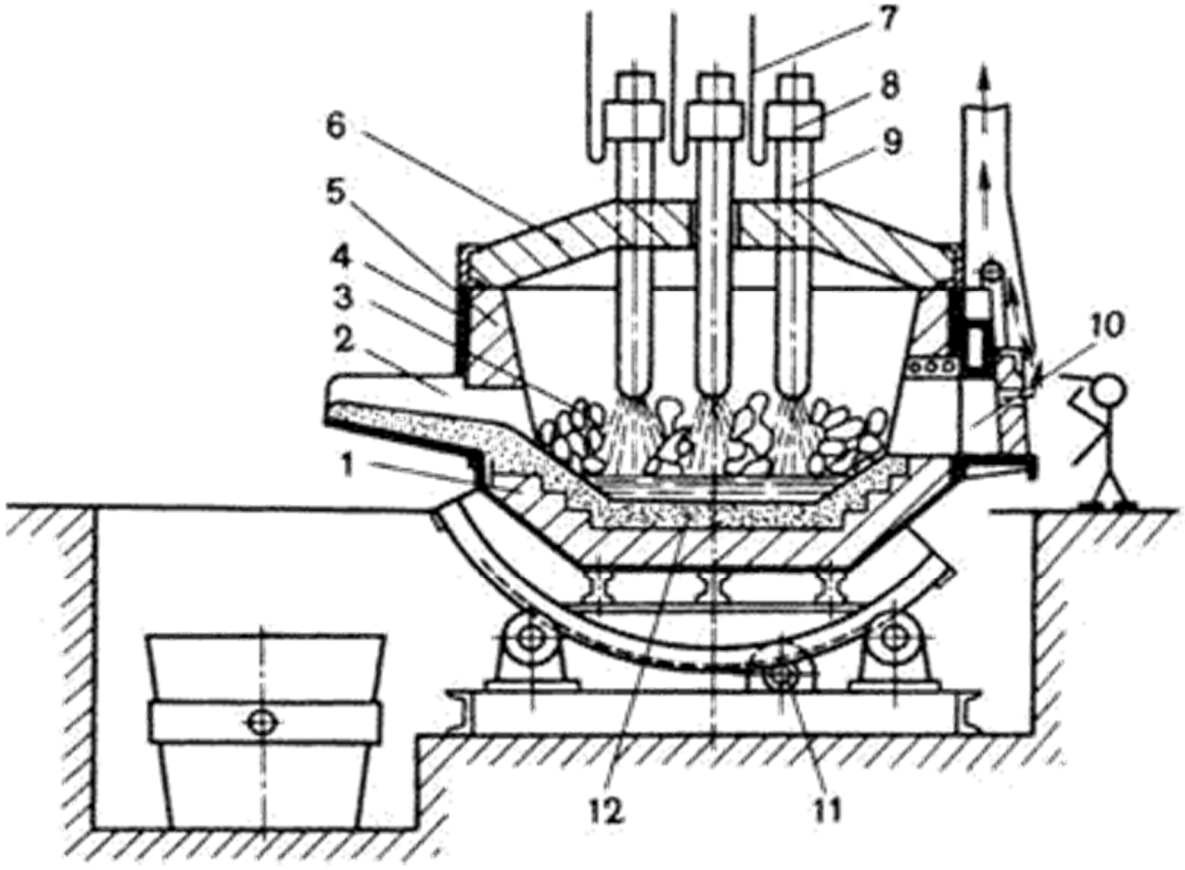
б) можно получать высокую температуру металла,

в) возможность создавать окислительную, восстановительную, нейтральную атмосферу и вакуум, что позволяет раскислять металл с образованием минимального количества неметаллических включений.

Электропечи используют для выплавки конструкционных, высоколегированных, инструментальных, специальных сплавов и сталей.

Различают дуговые и индукционные электропечи.

На рисунке 1.28 дана схема, иллюстрирующая принцип действия дуговой печи.



1 – футеровка из основного или кислого огнеупорного кирпича;
2 – сливной желоб; 3 – металлическая шихта; 4 – стальной кожух;
5 – стенка печи; 6 – съемный свод; 7 – электрический кабель;
8 – электродержатели; 9 – графитизированные электроды;
10 – рабочее окно; 11 – привод; 12 – подина

Рисунок 1.28 - Схема дуговой плавильной печи

Дуговая печь питается трёхфазным переменным током. Имеет три цилиндрических электрода *9* из графитизированной массы, закреплённых в электрододержателях *8*, к которым подводится электрический ток по кабелям *7*. Между электродом и металлической шихтой *3* возникает электрическая дуга. Корпус печи имеет форму цилиндра. Снаружи он заключён в прочный стальной кожух *4*, внутри футерован основным или кислым кирпичом *1*. Плавильное пространство ограничено стенками *5*, подиной *12* и сводом *6*. Съёмный свод *6* имеет отверстия для электродов. В стенке корпуса рабочее окно *10* (для слива шлака, загрузки ферросплавов, взятия проб), закрытое при плавке заслонкой. Готовую сталь выпускают через сливное отверстие со сливным желобом *2*. Печь опирается на секторы и имеет привод *11* для наклона в сторону рабочего окна или желоба. Печь загружают при снятом своде.

Вместимость печей составляет 0,5…400 тонн. В металлургических цехах используют электропечи с основной футеровкой, а в литейных – с кислой.

В основной дуговой печи осуществляется плавка двух видов:

а) на шихте из легированных отходов (методом переплава),

б) на углеродистой шихте (с окислением примесей).

Плавку на шихте из легированных отходов ведут без окисления примесей. После расплавления шихты из металла удаляют серу, наводя основной шлак, при необходимости науглероживают и доводят металл до заданного химического состава. Проводят диффузионное раскисление, подавая на шлак измельченные ферросилиций, алюминий, молотый кокс. Так выплавляют легированные стали из отходов машиностроительных заводов.

Плавку на углеродистой шихте применяют для производства конструкционных сталей. В печь загружают шихту: стальной лом, чушковый передельный чугун, электродный бой или кокс, для науглероживания металлов и известь. Опускают электроды, включают ток. Шихта под действием электродов плавится, металл накапливается в подине печи. Во время плавления шихты кислородом воздуха, оксидами шихты и окалины окисляются железо, кремний, фосфор, марганец, частично, углерод. Оксид кальция из извести и оксид железа образуют основной железистый шлак, способствующий

удалению фосфора из металла. После нагрева до 1500…1540°С загружают руду и известь, проводят период «кипения» металла, происходит дальнейшее окисление углерода. После прекращения кипения удаляют шлак. Затем приступают к удалению серы и раскислению металла заданного химического состава. Раскисление производят осаждением и диффузионным методом. Для определения химического состава металла берут пробы и при необходимости вводят в печь ферросплавы для получения заданного химического состава. Затем выполняют конечное раскисление алюминием и силикокальцием, выпускают сталь в ковш.

При выплавке легированных сталей в дуговых печах в сталь вводят легирующие элементы в виде ферросплавов.

В дуговых печах выплавляют высококачественные углеродистые стали – конструкционные, инструментальные, жаростойкие и жаропрочные.

Технология. Шихта - легированный или нелегированный скрап в зависимости от метода плавки. Если плавка ведется без окислительного периода, содержание фосфора должно быть низким.

Охлаждение - при помощи скрапа (обычно после обработки кислородом) для корректировки температуры перед выпуском.

Окислительный период плавки. Удаление примесей железа C, Si, Mn, P, S.

Дегазация и выделение неметаллических включений. Благоприятное воздействие на эти процессы оказывает энергичное кипение расплава. Для этого требуется повышенное содержание углерода в ванне (оно убывает при кипении на 0,3-0,4 %), присадка руды и извести, образование жидкотекучего окислительного шлака, быстрый подъем температуры, продувка расплава кислородом.

Восстановительный период плавки. Цель - снижение содержания кислорода и серы. Осуществляется скачиванием окислительного шлака, проведением предварительного раскисления (осаждающее раскисление - с использованием зеркального чугуна, FeMn, FeSi, MnSi), наведением восстановительного шлака из извести и плавикового шпата. При дополнительной добавке гранулированных FeSi, CaSi или Al из восстановительного шлака образуется белый шлак, при добавке

кокса - карбидный шлак. Растворенные в металле окислы и сера диффундируют в шлак, где восстанавливаются и связываются (диффузионное раскисление). При увеличении длительности восстановительного периода повышается содержание водорода в шлаке.

Легирование. Элементы с меньшим сродством к кислороду вводятся прн загрузке печи, а с большим сродством к кислороду - после раскисления стали (например, Si, Al, Ti, Zr, Mo). Углерод добавляют после скачивания окислительного шлака (одновременно с раскислением).

Раскисление. Предварительное раскисление (осаждающее) после окончания окислительного периода плавки, диффузионное раскисление в восстановительном периоде и окончательное раскисление (дальнейшее удаление кислорода из ванны с помощью, например, добавки Al - незадолго до выпуска, осаждающее раскисление).

Варианты процесса. Начальный период плавления. Наиболее энергичное окисление происходит во время расплавления или непосредственно после расплавления. Состав корректируется легирующими присадками.

Переплав. Процесс с максимальным извлечением металла из легированного скрапа в восстановительных условиях непосредственно после расплавления или с коротким периодом кипения (без дефосфорации).

Дуплекс-процесс. В одной из плавильных печей (мартеновской, томасовском конверторе, электрической) проводят расплавление, окисление, частичную или полную дефосфорацию и обычно раскисление. Затем металл переливают в дуговую печь, где уже находится расплавленный легированный скрап, и окончательно доводят плавку в этой печи.

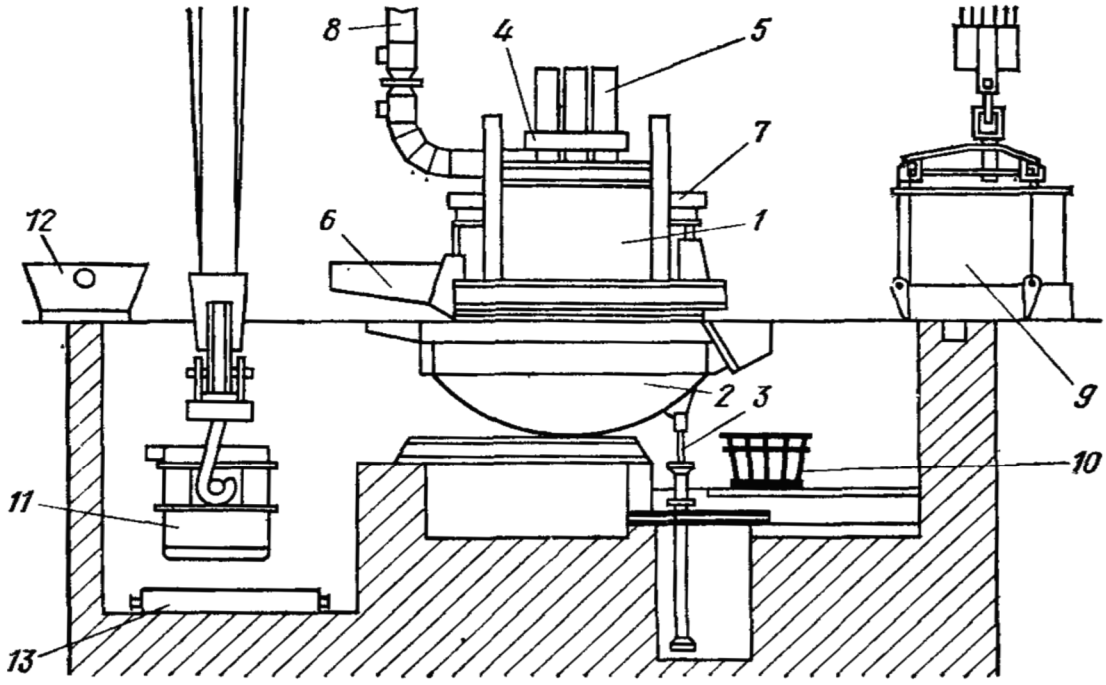
Смешанный процесс. Смешивают расплавы, выплавленные и металлургические обработанные в различных печах. Смешивание производят в ковше или в одной из печей.

Кислый процесс в дуговой печи. Имеет преимущественное значение для стального фасонного литья и переплава. Кислая футеровка и кислый шлак (до 60 % SiO_2). Присадка руды вызывает кипение расплава. Затем раскисление, легирование и выпуск.

Процесс с черным шлаком. Проводится в дуговых печах большой емкости (до 500 т). Включает плавление и окислительную обработку (аналогично мартеновскому процессу) без заключительного восстановительного периода. Применяется для производства массовых сортов стали.

Высокомощные печи УВМ (ультравысокой мощности). Печи, к которым подводится очень большая мощность. Классификация дуговых печей по мощности (рисунок 1.29), кВт/т: В печах наивысшей мощности продолжительность процесса расплавления составляет 1—1,5 ч (не более 2 ч).

Нормальной мощности	110-220 кВт/т
Высокой мощности	220-320 кВт/т
Наивысшей мощности	320-500 кВт/т



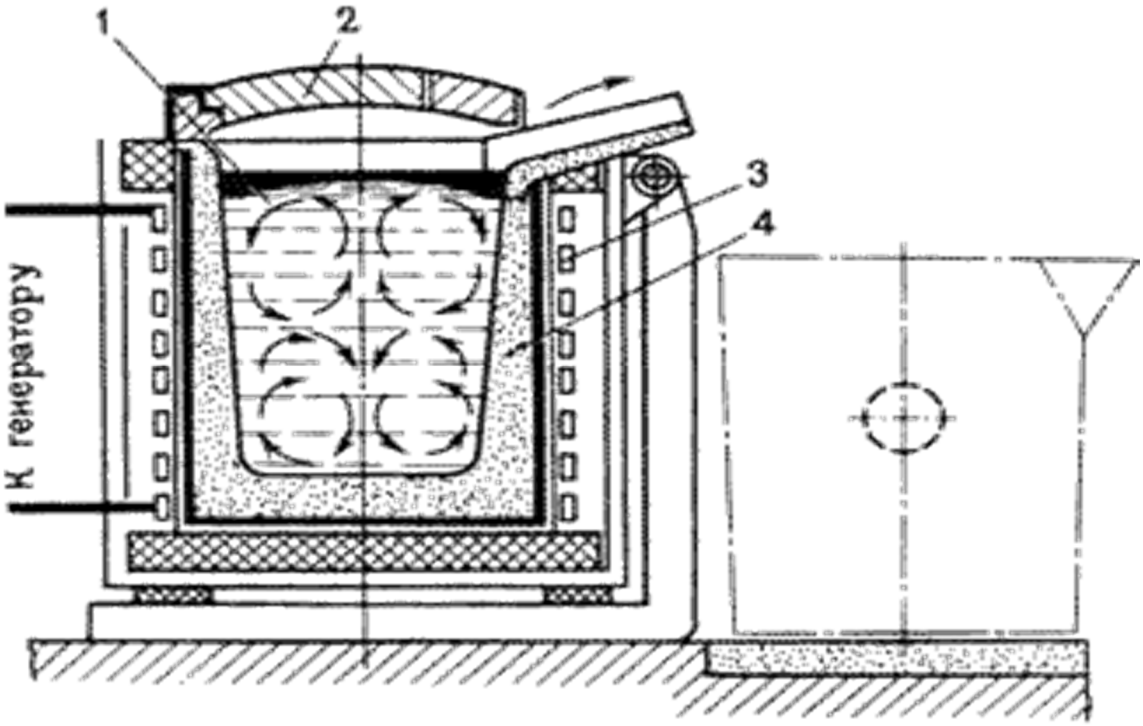
1 – рабочая камера печи; 2 – опорный сектор; 3 – гидравлический привод механизма наклона; 4 – электородержатели; 5 – электроды; 6 – сливной носок: 7 – сводовое кольцо: 8 – установка пылеулавливания; 9 – загрузочная бадья; 10 – короб для печного шлака; 11 – разливочный ковш; 12 – короб для шлака из ковша; 13 – короб для мусора

Рисунок 1.29 - Схема высокомощной дуговой печи

Доминирующим среди электрометаллургических методов производства стали является процесс выплавки стали в основной

дуговой печи. Это лучший метод производства высококачественных сталей. При увеличении емкости печей (до 500 т) может составить конкуренцию мартеновскому процессу в производстве сталей массового потребления. Мировое производство электростали постоянно растет, но его доля в общем производстве стали увеличивается медленнее.

Индукционное перемешивание. Для ускорения процессов раскисления и удаления серы в восстановительном периоде плавки создается движение расплава под действием электромагнитного поля (вместо механического перемешивания). С этой целью под ванной располагается индуктор. Экономия времени в восстановительном периоде составляет до 30 мин. Достигается быстрое и равномерное распределение легирующих элементов по объему расплава. Выравнивание температуры облегчает скачивание шлака после окислительного периода.



1 - жидкий металл; 2 - съёмный свод; 3 - водоохлаждаемый индуктор; 4 – огнеупорный набивной тигель.

Рисунок 1.30 - Схема индукционной тигельной печи

Индукционные тигельные плавильные печи. Выплавляют наиболее качественные коррозионно-стойкие, жаропрочные и другие стали и сплавы.

Вместимость от десятков килограммов до 30 тонн. Схема индукционной тигельной печи представлена на рисунке 1.30.

Печь состоит из водоохлаждаемого индуктора *3*, внутри которого находится тигель *4* (основные или кислые огнеупорные материалы) с металлической шихтой, через индуктор от генератора высокой частоты проходит однофазный переменный ток повышенной частоты (500…2000 Гц).

При пропускании тока через индуктор в металле *1*, находящемся в тигле, индуцируются мощные вихревые токи, что обеспечивает нагрев и плавление металла. Для уменьшения потерь тепла, печь имеет съёмный свод *2*.

Тигель изготавливают из кислых (кварцит) или основных (магнезитовый порошок) огнеупоров. Для выпуска плавки печь наклоняют в сторону сливного жёлоба.

Под действием электромагнитного поля индуктора при плавке происходит интенсивная циркуляция жидкого металла, что способствует ускорению химических реакций, получению однородного по химическому составу металла, быстрому всплыванию неметаллических включений, выравниванию температуры.

В индукционных печах выплавляют сталь и сплавы из легированных отходов **методом переплава**, или из чистого шихтового железа и скрапа с добавкой ферросплавов **методом сплавления**.

После расплавления шихты на поверхность металла загружают шлаковую смесь для уменьшения тепловых потерь металла и уменьшения угара легирующих элементов, защиты его от насыщения газами.

При плавке в кислых печах, после расплавления и удаления плавильного шлака, наводят шлак из боя стекла (SiO_2). Для окончательного раскисления перед выпуском металла в ковш вводят ферросилиций, ферромарганец и алюминий.

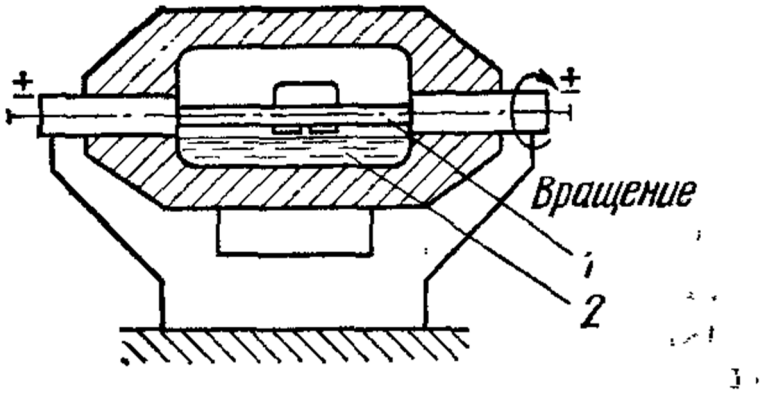
В основных печах раскисление проводят смесью из порошкообразной извести, кокса, ферросилиция, ферромарганца и алюминия.

В основных печах выплавляют высококачественные легированные стали с высоким содержанием марганца, титана, никеля, алюминия, а в печах с кислой футеровкой – конструкционные, легированные другими элементами стали.

В печах можно получать стали с незначительным содержанием углерода и безуглеродистые сплавы, так как нет науглероживающей среды.

При вакуумной индукционной плавке индуктор, тигель, дозатор шихты и изложницы, помещают в вакуумные камеры. Получают сплавы высокого качества с малым содержанием газов, неметаллических включений и сплавы, легированные любыми элементами.

Печи сопротивления с графитовыми нагревателями. Принцип. а) В графитовом стержне, по которому течет переменный ток, происходит преобразование электрической энергии в тепло, которое передается расплаву посредством излучения (рисунок 1.31).



1 – графитовый стержень; 2 – расплав

Рисунок 1.31 - Схема печи сопротивления

б) Возможно быстрое плавление металла в восстановительной атмосфере (рабочий объем печи может быть герметизирован).'

в) Вследствие этого уменьшаются потери металла на угар.

г) Печи используются для выплавки быстрорежущей и инструмен-тальной сталей, нержавеющих и жаростойких сталей, а также магнитных сталей. Преимущественно I проводится переплав; ведение плавки со шлаком практически невозможно.

Контрольные вопросы:

1. Классификация электропечей для выплавки стали.
2. Сущность и принципы выплавки стали в электропечах.

3. Особенности выплавки стали в дуговых электропечах. Разновидности технологии выплавки стали

4. Индукционные печи для выплавки стали. Особенности технологии.

5. Особенности выплавки стали в печах сопротивления.

6. Опишите схему печи сопротивления.

7. Индукционные тигельные плавильные печи и их особенности.

1.7 Способы повышения качества стали. Процессы вакуумной обработки жидкой стали. Методы промывки жидкой стали газами. Методы обработки жидкой стали синтетическими шлаками в ковше. Электрошлаковый переплав (ЭШП). Вакуумно-дуговой переплав (ВДП).

1 Способы повышения качества стали.

2 Вакуумная обработка жидкой стали.

3 Обработка жидкой стали инертными газами.

4 Обработка жидкой стали синтетическими шлаками.

5 Электрошлаковый переплав (ЭШП). Вакуумно-дуговой переплав (ВДП).

Улучшить качество металла можно уменьшением в нём вредных примесей, газов, неметаллических включений. Для повышения качества металла используют: обработку синтетическим шлаком, вакуумную дегазацию металла, электрошлаковый переплав (ЭШП), вакуумно-дуговой переплав (ВДП), переплав металла в электронно-дуговых и плазменных печах и т. д.

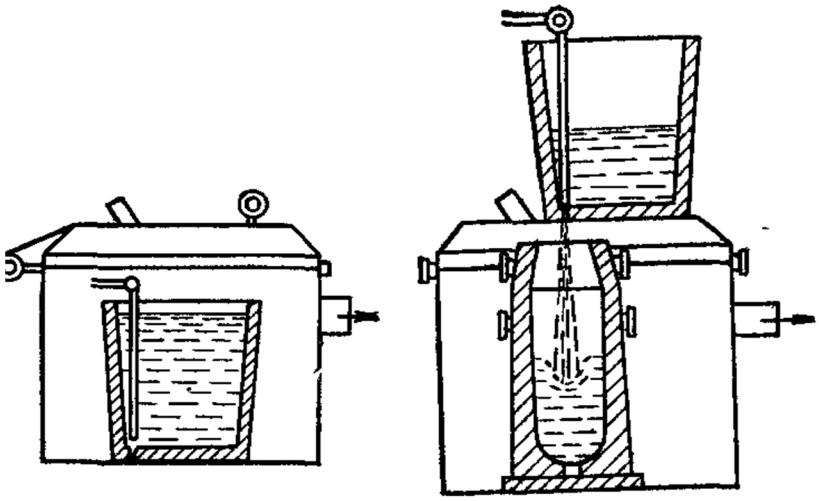
Вакуумная дегазация проводится для уменьшения содержания в металле газов и неметаллических включений.

Процессы вакуумной обработки жидкой стали. Процессы выдержки жидкой стали в вакууме при давлении 0,1-1 мм рт. ст. для уменьшения содержания растворенных в ней газов (N_2, H_2 и O_2), суспендированных окислов или для уменьшения содержания углерода. Кроме того, возможны гомогенизация расплава и повышение извлечения легирующих элементов.

Принцип процессов: **а) Дегазация в ковше.** Ковш с жидкой сталью выдерживают в вакуумной камере при давлении 1 мм рт. ст. (рисунок 32, а). Для вакуумирования в ковше ковш с жидкой сталью помещают в камеру, закрывающуюся герметичной крышкой. Вакуумными насосами создают разрежение до остаточного давления 0,267…0,667 кПа. При понижении давления из жидкой стали выделяются водород и азот. Всплывающие пузырьки газов захватывают неметаллические включения, в результате чего содержание их в стали снижается. Улучшаются прочность и пластичность стали.

Недостаток этого процесса - ухудшение дегазации с ростом расстояния от поверхности - может быть устранен индуктивным перемешиванием расплава или промывкой расплава инертным газом. Метод наиболее эффективен для обработки кипящей или полуспокойной стали.

б) Дегазация в струе при разливке. Падающая струя стали поступает в вакуумную камеру с давлением 1 мм рт. ст., разбивается на капли диаметром 0,1-10 мм и благодаря большой поверхности эффективно дегазируется (рисунок 1.32, б). Недостаток - широкий конус рассеивания струи металла.

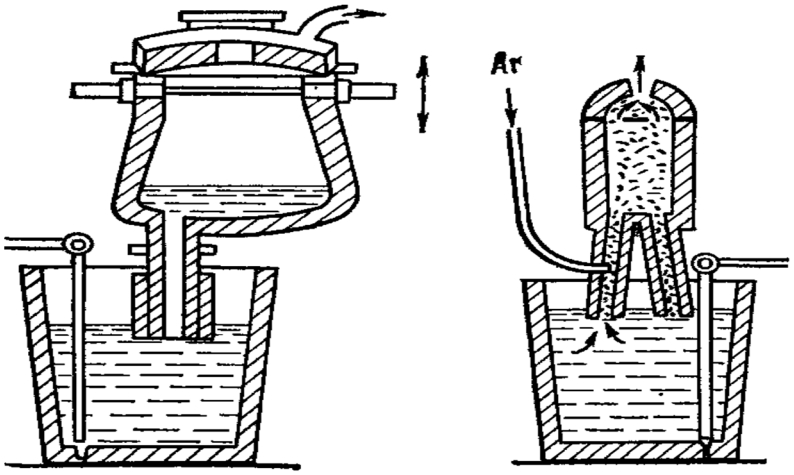


а б

Рисунок 32 - Схемы дегазации металла в ковше (а) и струи при разливке (б)

Варианты процесса дегазации: ковш - слиток (вакуумная разливка); ковш-ковш; печь-ковш (дегазация при выпуске) (рисунок 1.32, б).

в) Дегазация порциями (DH-процесс). В вакуумную камеру при давлении 0,01- 1,0 мм рт. ст. засасывается жидкая сталь в количестве 10-12 % от емкости ковша (рисунок 1.33, а). Дегазированная сталь тем же путем возвращается из вакуумной камеры в ковш (продолжительность одного хода 20 с). Процесс повторяют до тех пор, пока все содержимое ковша не пройдет через камеру 3-6 раз. Последующее окончательное раскисление с помощью нескольких подъемов с целью перемешивания (рисунок 1.33, а). **г) Циркуляционная дегазация (RH-процесс).** Сталь непрерывно засасывается в вакуумную камеру под действием потока инертного газа (аргона). Дегазированная часть расплава непрерывно возвращается в ковш. Скорость циркуляции составляет 10-30 т/мин. Все содержимое ковша проходит через вакуумную камеру 3-6 раз (рисунок 1.33, б).

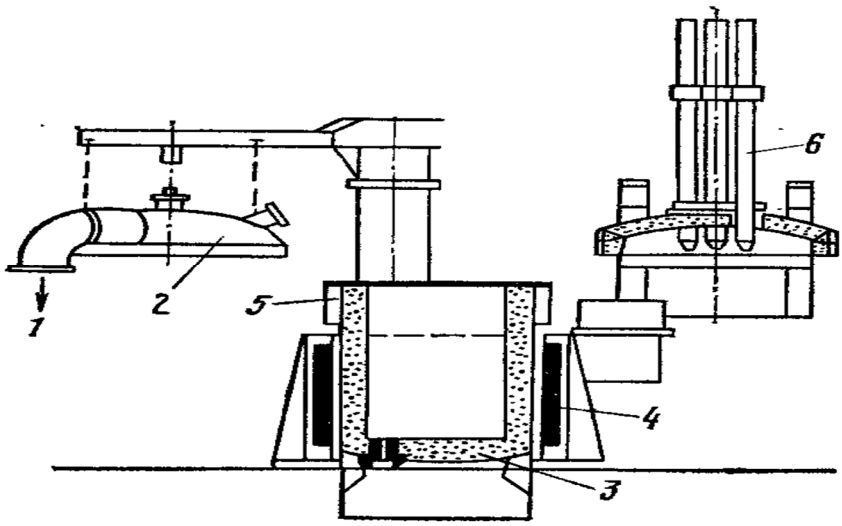


а б

Рисунок 1.33 - Схемы порционного (а) и циркуляционного (б) вакуумирования

д) Процесс ASEA-SKF. После проведения окислительного периода плавки в печи любого типа жидкую сталь заливают в печь типа ковша, оборудованную электродуговыми нагревателями, устройством для индуктивного перемешивания и вакуумным насосом с выпуском (атмосферным) затвором. Дегазация происходит в вакууме 0,1 мм рт. ст. при интенсивном перемешивании расплава (с помощью индуктора). После снятия вакуума в ковш добавляют легирующие элементы и шлакообразующие, прогревают металл при помощи

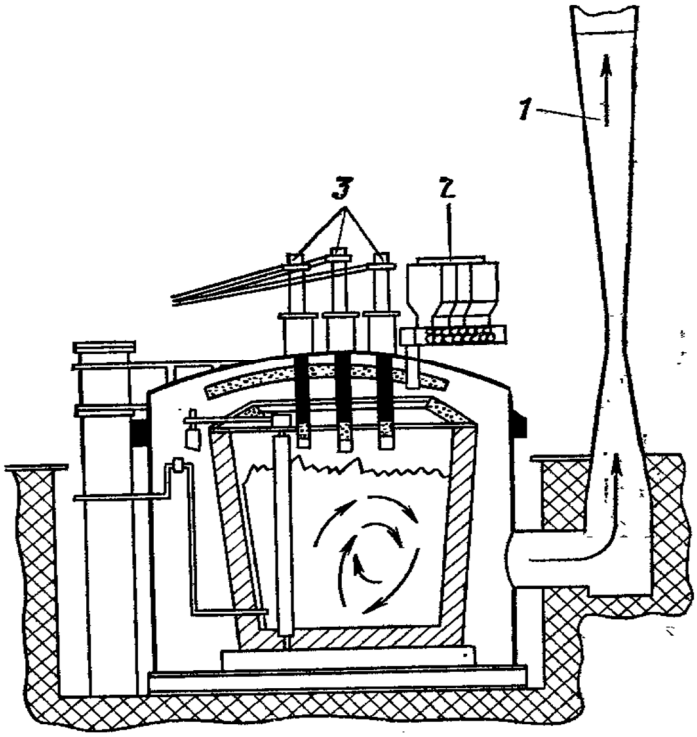
электрических дуг, вновь проводят индуктивное перемешивание (гомогенизация расплава) и выпускают металл (рисунке 1.34).



1 – к вакуумному насосу; 2 – съемная вакуумная крышка ковша; 3 – ковш; 4 – индуктор; 5 – вакуумное уплотнение ковша; 6 – электроды.

Рисунок 1.34 – Схема процесса ASEA-SKF

е) Процесс Финкель - Мора. Схема процесса приведена на рисунке 1.35.



1 – к вакуумному насосу; 2 – дозатор присадок; 3 – электроды

Рисунок 1.35 – Схема метода промывки жидкой стали газами

После окислительного периода плавки в печи любого типа жидкую сталь заливают в специальный ковш для ее обработки, который затем устанавливают в вакуумную камеру. Далее проводят следующие операции: откачка и нагрев-откачка с промывкой металла инертным газом-повторный нагрев раскисление и легирование.

Вакуумная обработка позволяет:

- Снизить содержание водорода до 0,00025%, следовательно, получать сталь, практически свободную от флокенов.
- Снизить содержание азота (в зависимости от состава стали).
- Снизить содержание кислорода; вакуумное раскисление углеродом эффективно благодаря постоянному удалению CO.
- Снизить содержание углерода в низколегированных сталях с 0,02-0,04 до 0,01 %, что важно для производства листовой электротехнической стали.
- Уменьшить расход легирующих элементов, улучшить однородность их распределения, повысить надежность анализов.

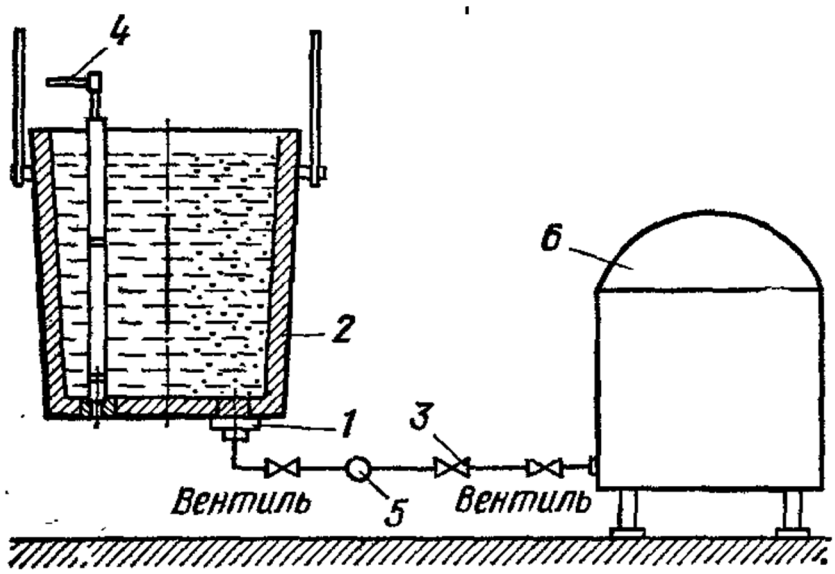
Методы промывки жидкой стали газами. Эти методы, находящиеся еще в стадии разработки, характеризуются тем, что через объем жидкой стали под давлением продувается аргон. Процесс ведут в большинстве случаев вне печи, например в разливочном ковше, в отверстиях в днище которого расположены заглушки из пористого материала для подачи газа. Большое количество мелких пузырьков газа, поднимаясь вверх, способствует уменьшению содержания растворенных в металле газов на суспендированных твердых загрязнений.

Принципы: а) Установка для промывки жидкой стали в разливочном ковше с помощью аргона показана на рисунке 1.36. б) Высокую эффективность очистки можно объяснить следующим:

- в поднимающихся пузырьках инертного газа парциальное давление растворенных в стали газов и образующегося CO равно нулю, что позволяет этим газам диффундировать внутрь пузырьков инертного газа и вместе с ними уходить из расплава;
- поднимающиеся пузырьки инертного газа оказывают флотационное действие на неметаллические частицы, имеющиеся в расплаве.

в) Продолжительность газовой промывки в заводских экспериментах составляет 6- 10 мин.

г) Расход промывочного газа составляет 0,2-1 м^3 на т стали. Применяется, как дополнение к значительно более дорогостоящим методам вакуумной обработки стали или взамен этих методов.



1 – ввод воздуха; 2 – стенка ковша; 3 – вентиль; 4 – стопор;
5 – распределительный вентиль; 6 - свод

Рисунок 1.36 – Схема процесса ASEA-SKF

Достоинства метода:

- возможность снижения содержания растворенных газов;
- снижение содержания включений;
- гомогенизация расплава (по температуре н химическому составу);
- возможность применения одновременно с вакуумной обработкой;
- возможность применения одновременно с обработкой синтетическими шлаками.

Методы обработки жидкой стали синтетическими шлаками в ковше. Методы создания большой реакционной поверхности между металлом и шлаком при одновременном интенсивном движении обеих фаз с помощью таких технологических приемов, как заливка стали с большой высоты на жидкий шлак, механическое или газовое перемешивание. При

этом осуществляются десульфурацня, дефосфорация, а также уменьшение содержания включений в стали.

Принципы:

а) Шлак требуемого состава расплавляют с большим перегревом (до 1700—1750°С) в специальном плавильном агрегате и заливают в предварительно подогретый разливочный ковш непосредственно перед выпуском плавки из печи.

б) В тот же ковш с высоты 3-4 м выпускают сталь, при этом образуется эмульсия из шлака и металла, вследствие чего происходит интенсивная очистка стали.

в) Количество шлака составляет 4-5% от массы стали.

г) После определенной выдержки в ковше производят обычную разливку стали.

д) В качестве вариантов метода опробовано:

- механическое перемешивание синтетического шлака в ковше; применение твердых шлаков, которые плавятся только при перемешивании со сталью;

- применение шлаков, которые плавятся в результате экзотермических реакций непосредственно перед выпуском стали (принцип алюминотермии).

Применение рассмотренных методов позволяет:

а) Повысить качество стали благодаря уменьшению содержания кислорода, серы, включений, а именно обеспечить повышение пластичности и вязкости (в направлении, перпендикулярном направлению деформации), увеличение деформируемости, снижение критической температуры хрупкости.

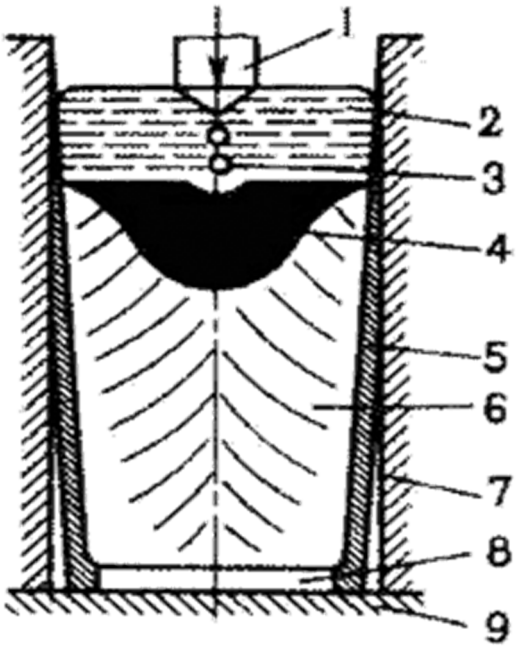
б) Повысить производительность, что достигается путем сокращения периода рафинирования в электрических печах; сокращения периода десульфурации в мартеновском процессе; повышения выхода годного при прокатке (улучшение поверхности, уменьшение расслоений).

Электрошлаковый переплав (ЭШП) применяют для выплавки высококачественных сталей для подшипников, жаропрочны сталей.

Схема электрошлакового переплава представлена на рисунке 1.37

Переплаву подвергается выплавленный в дуговой печи и прокатанный на пруток металл. Источником теплоты является

шлаковая ванна, нагреваемая электрическим током. Электрический ток подводится к переплавляемому электроду *1*, погруженному в шлаковую ванну *2*, и к поддону *9*, установленному в водоохлаждаемом кристаллизаторе *7*, в котором находится затравка *8*. Выделяющаяся теплота нагревает ванну *2* до температуры свыше 1700°С и вызывает оплавление конца электрода. Капли жидкого металла *3* проходят через шлак и образуют под шлаковым слоем металлическую ванну *4*. Перенос капель металла через основной шлак способствует удалению из металла серы, неметаллических включений и газов. Металлическая ванна пополняется путём расплавления электрода, и под воздействием кристаллизатора она постепенно формируется в слиток 6. Содержание кислорода уменьшается в 1,5…2 раза, серы в 2…3 раза. Слиток отличается плотностью, однородностью, хорошим качеством поверхности, Высокими механическими и эксплуатационными свойствами. Слитки получают круглого, квадратного и прямоугольного сечения, массой до 110 тонн.



1 – переплавляемый электрод; 2 – шлаковая ванна; 3 – капли жидкого металла; 4 – ванна жидкого металла; 5 – шлаковый гарнисаж; 6 – формирующийся слиток; 7 – водоохлаждаемый кристаллизатор; 8 – затравка; 9 – поддон

Рисунок 1.37- Схема электрошлакового переплава

Достоинства и недостатки метода ЭШП

Достоинства:

- Меньшие затраты на оборудование (не требуется вакуумная установка, только печной трансформатор).
- Высокая степень очистки, а также десульфурации под действием активного шлака.
- Отсутствует испарение легирующих элементов.
- Скорость расплавления хорошо регулируется.
- Благодаря образованию шлакового покрытия получается очень чистая и гладкая поверхность слитка.
- Возможно получение слитков квадратного прямоугольного сечения.
- Простота управления процессом. Не требуется высококвалифицированного обслуживающего персонала.

Недостатки:

- Требуются предварительно отлитые или полученные с помощью обработки давлением электроды.
- Сплавы должны быть получены заранее при первичной плавке;
- Умеренная дегазация;
- Вредные летучие элементы не испаряются.

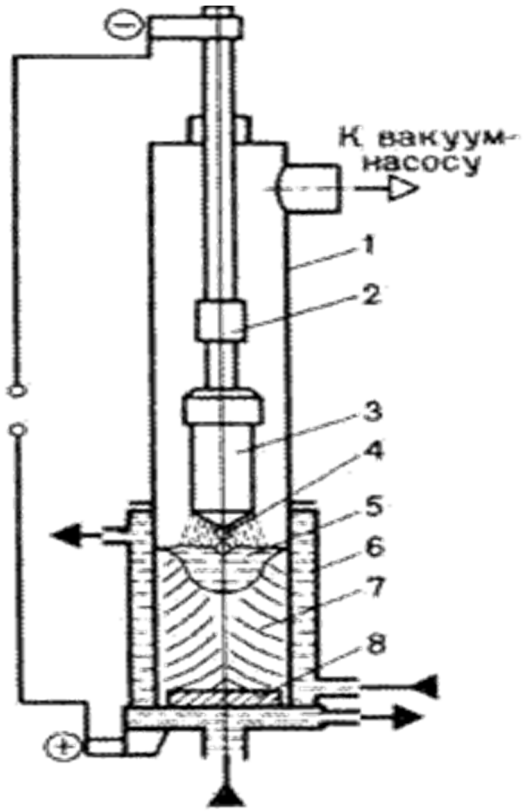
Вакуумно-дуговой переплав (ВДП) применяют в целях удаления из металла газов и неметаллических включений.

Процесс осуществляется в вакуумно-дуговых печах с расходуемым электродом. Катод изготовляют механической обработкой слитка выплавляемого в электропечах или установках ЭШП.

Схема вакуумно-дугового переплава представлена на рисунке 1.38. Расходуемый электрод *3* закрепляют на водоохлаждаемом штоке *2* и помещают в корпус печи *1* и далее в медную водоохлаждаемую изложницу *6*. Из корпуса печи откачивают воздух до остаточного давления 0,00133 кПа.

При подаче напряжения между расходуемым электродом *3* (катодом) и затравкой *8* (анодом) возникает дуга. Выделяющаяся теплота расплавляет конец электрода. Капли жидкого металла *4*, проходя зону дугового разряда дегазируются, заполняют изложницу и затвердевают, образуя слиток *7*. Дуга горит между электродом и жидким металлом *5* в верхней части слитка на протяжении всей плавки. Охлаждение слитка и разогрев жидкого металла создают условия для направленного затвердевания

слитка. Следовательно, неметаллические включения сосредоточиваются в верхней части слитка, усадочная раковина мала. Слиток характеризуется высокой равномерностью химического состава, повышенными механическими свойствами. Изготавливают детали турбин, двигателей, авиационных конструкций. Масса слитков достигает 50 тонн.



1 – герметичный корпус печи; 2 – водоохлаждаемый шток печи; 3 – расходуемый электрод; 4 – капли жидкого металла: 5 – жидкая ванна металла; 6 – водоохлаждаемая изложница; 7 – формирующийся слиток; 8 - затравка

Рисунок 1.38- Схема вакуумно-дугового переплава

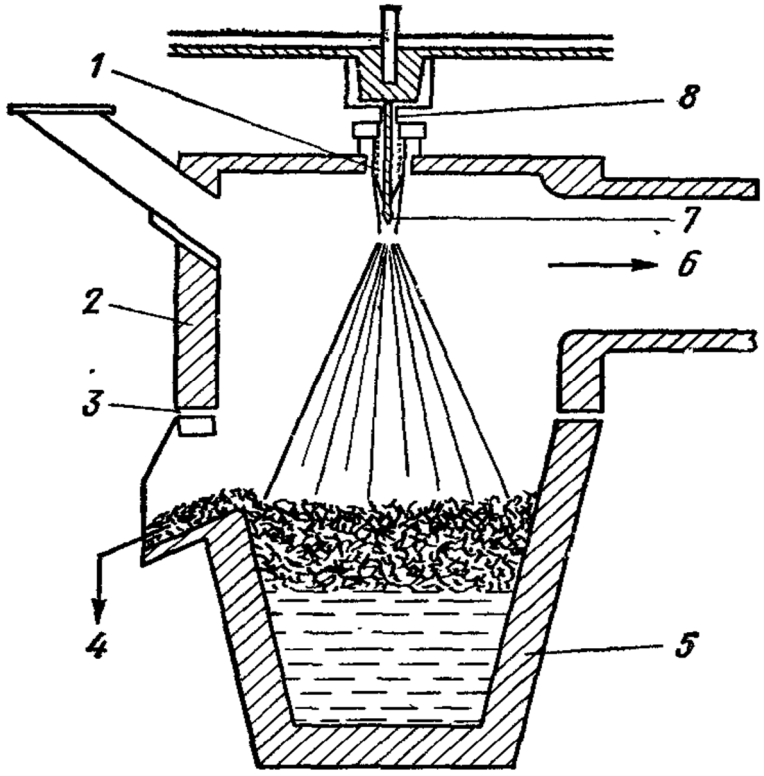
Контрольные вопросы:

1. Процессы вакуумной обработки жидкой стали, классификация, преимущества и недостатки.
2. Методы промывки жидкой стали газами.
3. Методы обработки жидкого металла синтетическими шлаками.
4. Электрошлаковый и вакуумно-дуговой переплав.

1.8 Процессы непрерывного производства стали. Классификация, преимущества и недостатки.

1 Технологические особенности BISRA-процесса.
2 Технологические особенности VOEST-процесса.
3 Технологические особенности IRSID-процесса.
4 Технологические особенности NRIM-nроuесса.
5 Технологические особенности WORCRA-процесса.
6 Технологические особенности процесса с противотоком (ФРГ)

Процессы производства стали, при которых жидкий чугун, скрап, губчатое железо, присадки и окислители загружают в плавильную печь непрерывно в противоположность периодическим процессам, которые до настоящего времени обеспечивают практически все производство стали. Соответственно непрерывно выпускается и готовая сталь, которая затем попадает в машины непрерывного литья заготовок.

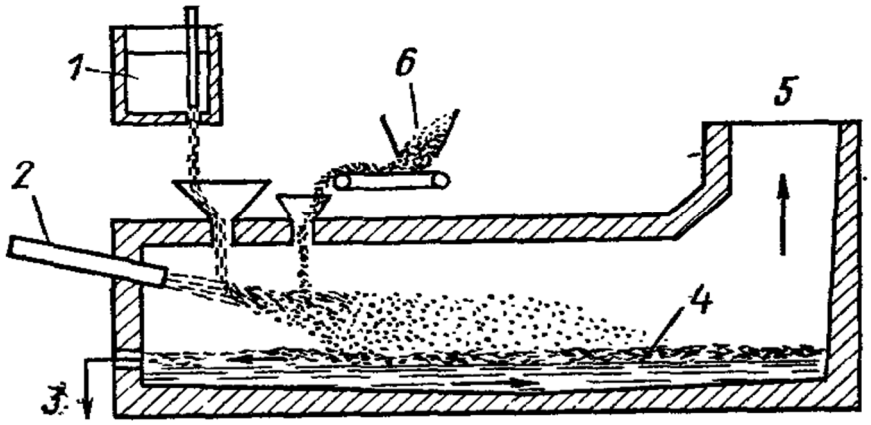


1 – присадки; 2 – неподвижная реакционная камера; 3 – приток воздуха; 4 – слив шлака; 5 – подвижный ковш; 6 – отходящий газ; 7 – поток кислорода; 8 – подача металла.

Рисунок 1.39 – Схема BISRA-процесса

а) BISRA-процесс. Струя жидкого чугуна при падении распыляется кислородом. Навстречу каплям чугуна вдуваются известь флюсы. Реакции окисления проходят преимущественно в падающей струе (диаметр капель ~ 1 мм). В приемной емкости происходит разделение металла и шлака (рисунок 1.39)

б) VOEST-процесс. Падающая струя чугуна разбивается на капли боковым потоком газа. Присадки добавляются в газочугунную суспензию. Металл отделяется от шлака в подовой печи (рисунок 1.40).



1 – чугун; 2 – разбрызгивающий поток газа; 4 – к металлоприемнику; 5 – отходящий газ; 6 – присадки

Рисунок 1.40 – Схема VOEST-процесса

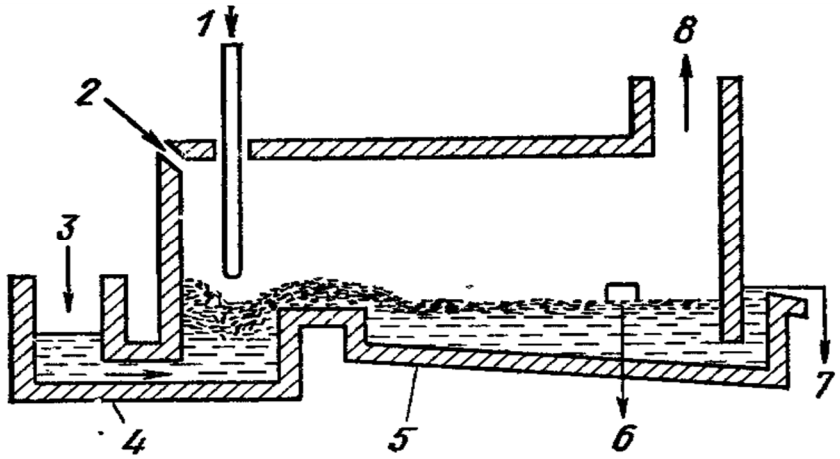
в) IRSID-процесс. Непрерывно поступающий чугун окисляется путем продувки известково-кислородной смесью и добавки руды. Образующаяся при этом вспененная дисперсная смесь металл - шлак - газ поступает во вторую ванну, где происходит разделение металла и шлака. Затем в лотковой индукционной печи металл гомогенизируется, раскисляется и легируется (рисунок 1.41) .

г) NRIM-процесс. Жидкий чугун обдувается кислородом или кислородно-известковой смесью в трех следующих одна за другой ваннах, поступая в них последовательно (рисунок 1.42).

1-й каскад: выгорание Si, частичное выгорание C и P.

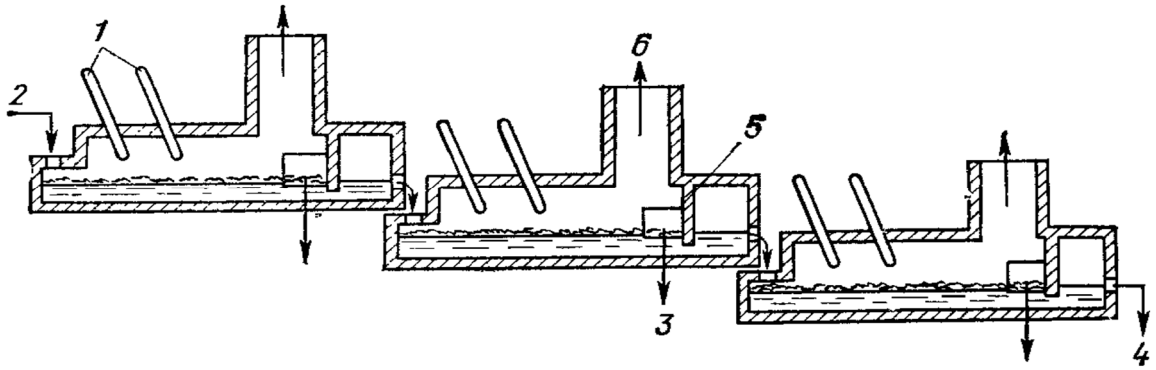
2-й каскад: удаление остатков C и P.

3-й каскад доводка расплава.



1 – кислород и известь; 2 – охладитель (руда); 3 – чугун; 4 – реактор; 5 – разделительная ванна;6 – шлак; 7 – сталь; 8 – газ

Рисунок 1.41 – Схема IRSID-процесса

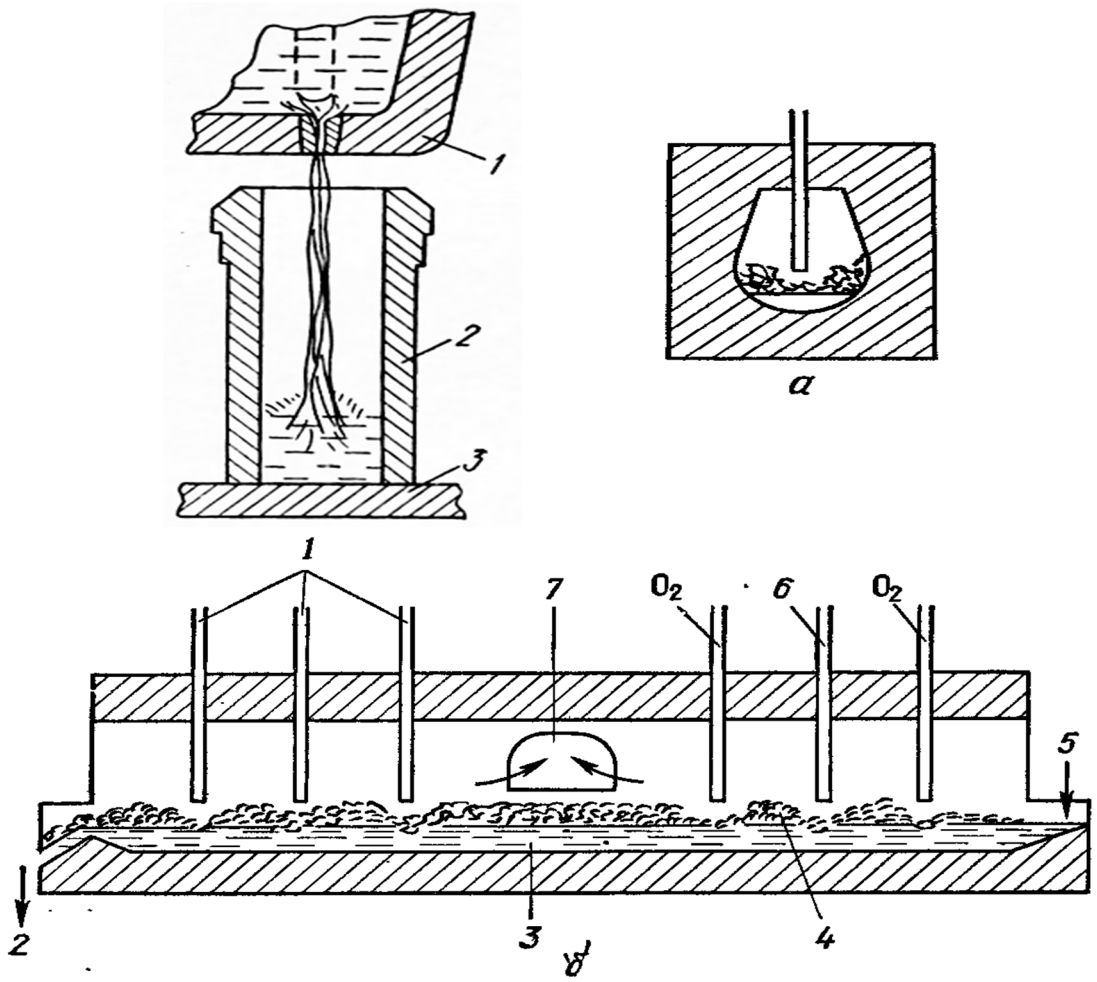


1 – фурма; 2 – чугун; 3 – шлак; 4 – сталь; 5 – перегородка для отделения шлака; 6 – отходящий газ

Рисунок 1.42 – Схема NRIM-процесса

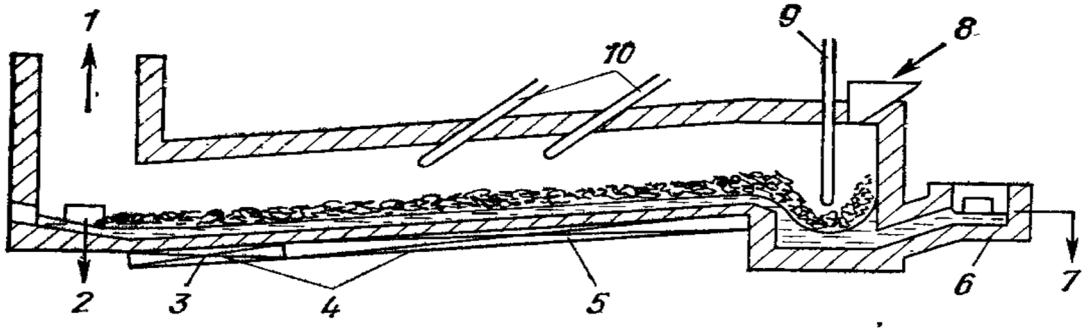
д) WORCRA-процесс. Твердый чугун и губчатое железо расплавляются в электропечи. Постоянно добавляемый твердый металл вытесняет жидкий металл в реакционную камеру (рисунок 1.43). Там при помощи наклонно установленных фурм проводят окисление металла при одновременной добавке извести и флюсов, Используется принцип противотока: сталь движется справа налево, а шлаки - ей навстречу.

ж) Процесс с противотоком (ФРГ). Загружаемый чугун перемещается по противоточному электромагнитному желобу (с огнеупорной футеровкой) в тигель, где производится его окисление кислородом (при добавке присадок) (рисунок 1.44).



а – поперечное сечение установки; б – продольный разрез
1 – продувочная фурма; 2 – выпуск металла и шлака; 3 – металл;
4 – шлак; 5 – впуск металла; 6 – фурма для присадок;
7 – отходящий газ.

Рисунок 1.43 - схема WORCRA-процесса



1 – отходящий газ; 2 – шлак: 3 – дозирующий участок; 4 – электромагнитный противоточный лоток; 5 – подъемный участок; 6 – металлоприемник; 7 – жидкая сталь; 8 – присадки; 9 – продувочная фурма; 10- фурма дожигания.

Рисунок 1.44 – Схема процесса с противотоком (ФРГ)

Шлак и горячие отходящие газы протекают вниз навстречу потоку металла. При этом удаление Si и частично P происходит уже в желобе. Шлак и чугун нагреваются при догорании CO. Содержание FeO в шлаке снижается, извлекаются корольки железа (рисунок 1.44).

Контрольные вопросы:

1 Опишите технологические особенности BISRA-процесса.

2 Охарактеризуйте технологические особенности VOEST-процесса.

3 Охарактеризуйте технологические особенности IRSID-процесса.

4 Технологические особенности NRIM-npouecca.

5 Охарактеризуйте технологические особенности WORCRA-процесса.

6 Технологические особенности процесса с противотоком (ФРГ)

2 ОСНОВЫ ПОСЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛОВ

2.1 Теоретические основы послеплавильной обработки металлов

1 Характеристика вредных примесей и их влияние на качество металлов

2 Источники вредных примесей

3 Общая характеристика способов послеплавильной обработки металлов

4 Теоретические основы процессов десульфурации и дефосфорации

В процессе выплавки металла в плавильных печах образуются металлы и сплавы, которые в своем составе содержат примесные элементы, ухудшающие качество металла. Некоторые вредные элементы в металлах:

Сера - вызывает снижение пластичности (красноломкость) стали при горячей обработке стали давлением, ударной вязкости при низких температурах;

Фосфор - вызывает явления хладноломкости;

Шлаковые включения - вызывают концентрацию напряжения в месте скопления оксидных включений, что снижает пластичность и ударную вязкость стали. Также, снижается износостойкость, усталостная прочность и др.;

Водород - вызывает явление флокенообразования (дефекты слитка в виде извилистых трещин длиной 1 - 30мм, обусловленных выделением водорода). Флокены ухудшают механические свойства стали и являются недопустимым пороком стали;

Азот - в процессе кристаллизации и при превращении γ - Fe в α - Fe растворимость азота в железе уменьшается и происходит выделение азота в виде нитридов железа. В результате происходит снижение ударной вязкости, которое усиливается при длительном хранении или эксплуатации изделия (процесс старения).

Как известно, в металлургии есть масса способов выплавки металлов, которые отличаются по происходящим в них

процессам, принципу нагрева, материалов футеровки, типам печей и т.д. Каждый из этих способов может, так или иначе, влиять на качество металла, даже при получении одной и той же марки. В процессе плавки металл часто загрязняется примесями. Источником нежелательных примесей, кроме шихтовых материалов могут быть: материалы футеровки печи, электроды (углерод электродов, кожуха самоспекающихся электродов) при производстве металлов в электропечах, атмосфера печи, воздух или технический кислород (азот, повышенное содержание кислорода) при продувке металлов в конверторах, материалы футеровки изложниц, окисление металлов при контакте с воздухом (шлаковые включения) и много другое.

Для выделения из стали вредных примесей используются различные методы рафинирования металла.

Вакуумирование

Для повышения качества металла сталь подвергают обработке в вакууме. Различают низкий (› 100Па), средний (100 - 0,1Па), высокий (0,1 - 0,0001Па) и сверхвысокий (‹ 0,0001Па) вакуум.

Раскисление в вакууме

Константа равновесия реакции $[C] + [O] = CO_{(г)}$ описывается следующим выражением: $\lg K_c = \lg(P_{co} / [C][O]f_c f_o) = 1168 / T + 7,07$.

При обработке металла в вакууме снижается парциальное давление CO и увеличивается раскислительная способность углерода.

Удаление неметаллических включений

При понижении давления увеличивается газовыделение в металле. В результате всплывания пузырьков газа происходит перенос неметаллических (оксидных) включений из объема металла к поверхности.

Процессы дегазации

Растворимость в стали таких газов: как водород и азот по закону Сивертса пропорциональна квадратному корню их парциального давления. Следовательно, в условиях вакуума вместе с уменьшением общего давления снижается парциальное давление газов над металлом и происходит удаление растворенных в нем газов. Удаление водорода и азота из металла протекает по одной из двух схем: 1) образование и всплывание

газовых пузырей; 2) удаление или десорбция с поверхности раздела металл - атмосфера.

Удаление летучих примесей

В стали всегда присутствуют небольшие количества цветных металлов такие как: Cu, Pb, Sn, Bi и другие при плавке в обычных условиях они не удаляются и ухудшают качество металла. В условиях вакуума развиваются процессы испарения указанных металлов. Возможность испарения металлов определяется упругостью пара примеси над раствором. Упругость пара при $1600^{o}C$ возрастает в ряду: Fe, Cr, Si, Cu, Sn, Mn, P, Sb, Mg, Bi, Zn.

Обработка синтетическими шлаками

При контакте стали со шлаком заданного состава протекают процессы рафинирования металла от нежелательных примесей. В частности при обработке стали известково - глиноземистым шлаком происходит десульфурация стали, при этом, эффективность процесса резко возрастает из - за громадного контакта металла со шлаком, в результате процесс десульфурации приближается к равновесному состоянию и коэффициент распределения серы между шлаком и металлом достигает 100 - 120, а содержание серы снижается на 50 - 80%.

Продувка инертным газом

При продувке инертным газом возрастает массоперенос в массе стали, которые способствует выравниванию состава металла, ускорению протекания химических реакций и удалению (всплыванию) неметаллических включений. Продувка инертным газом приводит к снижению парциального давления растворенных газов внутри газового пузыря и улучшает условия дегазации металла.

Обработка щелочными металлами применяется с целью снижения концентрации растворенного кислорода (раскисления стали), а также снижения содержания серы. Однако из - за низкой температуры кипения и высокой упругости паров щелочных металлов эффективность их использования снижается. Поэтому обработка щелочными металлами производится в сочетании с продувкой инертным газом.

Переплавные процессы

В процессе плавки происходит загрязнение металла примесями из контакта металла с футеровкой печи, шлаком, атмосферой и другими факторами. Для получения специальных

сплавов особой чистоты используются переплавные процессы. Для этого, предварительно выплавленная заготовка подвергается переплаву в специальных печах, где создаются специальные условия (вакуум, атмосфера, подбор материала футеровки, синтетический шлак и др.). В результате обработки небольшой массы металла в специальных печах (ЭШП, ВДП, ЭЛП, ПДП) получают металл требуемой степени чистоты и структуры.

Теоретические основы процессов десульфурации и дефосфорации

Удаление фосфора

Фосфор является вредной примесью, ухудшающей механические свойства стали. Содержание фосфора в стали ограничивают концентрацией 0,015 - 0,07%. Однако для развития этого процесса (дефосфорации) достигается только при определенных условиях. Фосфор является поверхностно активным веществом и развитие реакций дефосфорации происходит главным образом не в объеме металла, а на поверхности раздела металл - шлак. Реакцию дефосфорации стали можно представить в следующем виде:

$$2[P] + 5(FeO) = (P_2O_5) + 5[Fe];$$
$$3(FeO) + (P_2O_5) = (3FeO \cdot P_2O_5);$$
$$(3FeO \cdot P_2O_5) + 4(CaO) = (4CaO \cdot P_2O_5) + 3(FeO);$$

$$2[P] + 5(FeO) + 4(CaO) = (4CaO \cdot P_2O_5) + 5Fe.$$

Константа равновесия этой реакции имеет вид:

$$Kp = a_4(CaO) \cdot P_2O_5 / a_2[P] \cdot a_5(FeO) \cdot a_4(CaO).$$

При обычных шихтах активности кислорода и фосфора в металле близки к единице, поэтому константу равновесия можно записать в виде:

$$K'_p = (P_2O_5) / [P]^2 + (FeO)^5 / (CaO)^4.$$

Исходя из этого уравнения, коэффициент распределения фосфора между металлом и шлаком будет равен:

$$Lp = (P_2O_5) / [P]^2 = (FeO)^5 / (CaO)^4.$$

Из уравнения следует, что переход фосфора в шлак пропорционален концентрации оксидов железа и кальция в шлаке при данной температуре. При низких температурах возможен переход фосфора в шлак и в отсутствии CaO с образованием фосфата железа $(FeO)_3 \cdot P_2O_5$. Однако это соединение неустойчиво, при высоких температурах оно разлагается и фосфор переходит снова в металл (рефосфорация), поэтому главным условием дефосфорации является присутствие в шлаке CaO и FeO в определенном соотношении.

На основе экспериментальных исследований установлено, что наиболее благоприятные условия для дефосфорации достигаются при основности шлака (CaO / SiO_2) 2,5 - 2,8, при отношении CaO / FeO 3 - 3,5, с повышением температуры полнота дефосфорации снижается.

На практике в промышленных условиях неизбежно повышение температуры процесса, для поддержания высокой дефосфорирующей способности шлака увеличивают долю извести и производят частое скачивание шлака. Исходя из практических данных, оптимальными являются шлаки с соотношением CaO / FeO 4,5 - 5 и основностью 2,8 - 3,1.

Как отмечено, выше реакция дефосфорации протекает на границе шлак - металл, поэтому для повышения скорости и полноты реакции применяют технологические приемы, связанные с перемешиванием шлака и металла: продувка газом, вдувание порошкообразных материалов и другие. Это позволяет увеличить на порядки поверхность контакта шлак - металл и, следовательно, улучшить условия для дефосфорации.

Удаление серы

Сера обладает неограниченной растворимостью в жидком и ограниченной в твердом железе. Сера также является вредной примесью, и ее содержание в стали ограничивается концентрацией 0,005 - 0,06%. Также как и фосфор, сера вызывает механические трещины в стали из - за хрупкости сульфидов по границам зерен. Но наиболее отрицательным свойством серы является то, что в ее присутствии в стали образуются легкоплавкие сульфиды железа, которые при горячей обработки стали оплавляются и образуются трещины и рванины

(красноломкость). Присадка марганца в сталь позволяет избежать красноломкости из - за того, что образуются сульфиды марганца MnS имеющие высокую температуру плавления (1620°C).

Сера является поверхностно активным веществом и процесс ее удаления из металла (десульфурации) развивается преимущественно на границе раздела шлак - металл. Также на переход серы из металла в шлак влияет активность серы в металле. Присутствие в стали таких элементов как кремний, и углерод вызывает повышение активности серы в стали и улучшает условия для десульфурации металла.

Повышение степени удаления серы из металлов способствует наличие элементов, образующих соединения с серой, более прочные, чем сульфид железа. Таковыми являются редкоземельные металлы.

Механизм удаления серы можно представить в виде:

$$[Fe] + [S] + (CaO) = (CaS) + (FeO).$$

Приняв коэффициенты активности компонентов равными 1, уравнение для константы равновесия можно записать в виде:

$$Ks = (CaS) \cdot (FeO) / [S] \cdot (FeO).$$

Коэффициент распределения серы между металлом и шлаком описывается:

$$Ls = (S) / [S] = Ks \cdot (CaO) / (FeO).$$

Из уравнения следует, что увеличение основности и снижение окисленности способствуют десульфурации стали. Положительную роль на развитие процессов десульфурации оказывает температура. С ростом температуры увеличивается растворимость сульфида кальция в шлаке, и ускоряются, диффузия серы к границе раздела металл - шлак.

Для внепечной десульфурации металла используют соду, карбид кальция, известь, металлический магний.

Десульфурация с использованием магния протекает по реакции:

$$Mg_г + S = MgS.$$

Температура плавления магния составляет 651°С, кипения 1105°С. Испарение магния обеспечивает хороший контакт десульфуратора с металлом и быстрое протекание процесса, при этом образующийся шлак легко всплывает из - за небольшого удельного веса, процесс десульфурации магнием отличается экологичностью т.к. не образуются вредные для окружающей среды продукты.

К недостаткам следует отнести опасность расплескивания и выбросов расплава под давлением газообразного магния, а также понижение температуры металла на 17 - 18°С вследствие затрат тепла на плавление и испарение магния и перегрев паров.

Контрольные вопросы:

1 Охарактеризуйте вредные примеси.
2 Как вредные элементы влияют на качество металлов?
3 Что может служить источником вредных примесей?
4 Какие методы рафинирования металла вы знаете?
5 Как происходят процессы десульфурации и дефосфорации?

2.2 Общие закономерности растворения газов в металле

1 Кислород в стали
2 Растворимость водорода в железе и его сплавах
3 Растворимость азота

В стали всегда содержатся элементы, которые в обычных условиях являются газами: кислород, водород, азот. Несмотря на невысокое, сотые и тысячные доли процента (до 10 см^3 / 100г), содержание, их влияние велико и как правило, газы в металле ухудшают качество стали. Указанные выше элементы могут находиться в виде газообразных пузырей, соединений (оксидов, гидридов, нитридов) и растворов. Растворимость газов в стали зависит от температуры и состава стали.

Кислород в стали. Кислород поступает в сталь в основном из атмосферы, шихтовых материалов (ржавчина), шлака, при продувке кислородом.

Растворение кислорода в жидком железе и сплавах на его основе протекает по реакции:

$$1 / 2\{O_2\} = [O],$$

где, $\{O_2\}$ и [O] - содержание кислорода в газовой фазе и в растворе, %.

Количество кислорода, переходящего в раствор, зависит от парциального давления газа над металлом и подчиняется закону Сивертса:

$$[O] = K_{[O]} \cdot (P_{O2})^{0,5},$$

где, [O] - массовое содержание кислорода в растворе, %; $K_{[O]}$ - константа равновесия; P_{O2} - равновесное парциальное давление кислорода в газовой фазе над жидким железом, атм.

При насыщении жидкого железа кислородом происходит образование избыточной оксидной фазы (вюстита) по реакции:

$$xFe + [O] = (Fe_xO)_ж.$$

Содержание кислорода, растворенного в жидком железе, равновесное с вюститом, описывается известной функциональной зависимостью:

$$\lg [O] = - 6320 / T + 2,734,$$

где, T - температура, К; [O] - массовое содержание кислорода в растворе, равновесное с вюститом, %.

Расчет показывает (таблица 2.2) что, например, для 1873К величина [O] составляет 0,23% и ей соответствует весьма низкое давление кислорода (упругость диссоциации оксида железа) - $9 \cdot 10^{-9}$ атм, что намного ниже минимального достигаемого на практике давления кислорода в вакуумных металлургических агрегатах.

Таким образом, даже при очень низких парциальных давлениях кислорода в газовой фазе, соприкасающейся с жидким железом, происходит его окисление с образованием Fe_xO. Растворимость кислорода в металле, находящимся под

железистым шлаком растет с повышением температуры. Затвердевание железа сопровождается скачкообразными изменениями растворимости кислорода.

Таблица 2.2 - Результаты расчетов равновесного с вюститом содержания кислорода и соответствующего ему парциального давления кислорода в газовой фазе

T,°C	**1535**	**1550**	**1600**	**1650**	**1700**
[O], %	0,173	0,185	0,229	0,280	0,339
$K_{[O]}$	3151	2956	2406	1980	1645
P_{O2}, атм	$3 \cdot 10^{-9}$	$4 \cdot 10^{-9}$	$9 \cdot 10^{-9}$	$20 \cdot 10^{-9}$	$42 \cdot 10^{-9}$

Уравнения зависимости этой характеристики от температуры для δ, γ и α - Fe с соответствующими температурными интервалами приведены на рисунке 2.1. Введение элементов с высоким сродством к кислороду значительно снижает растворимость последнего в расплаве. Если содержание кислорода будет превышать равновесное с имеющимся количеством элемента R, то кислород связывается в оксид R_mO_n. Этот процесс будет идти до тех пор, пока произведение $a_R \cdot a_O$ не достигнет определенного при данной температуре значения K_{RmOn}.

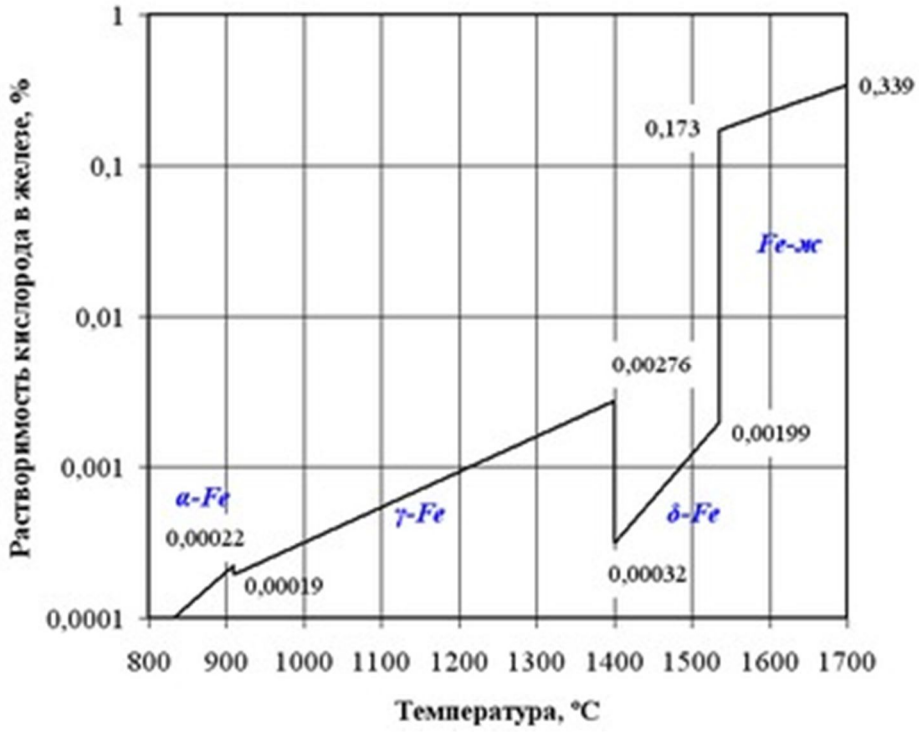


Рисунок 2.1 - Зависимость растворимости кислорода в железе от температуры

Значение последней величины рассматривают в качестве характеристики раскислительной способности того или иного элемента.

$$K_{RmOn} = a_R^m \cdot a_O^n / a_{RmOn} = [R]^m \cdot f_R^m \cdot [O]^n \cdot f_O^n / a_{RmOn}.$$

Ввиду того, что продуктами раскисления могут быть оксиды различного молекулярного состава, наиболее правильно иметь дело с так называемой, удельной константой раскисления - рассчитанной на 1г - атом растворенного кислорода:

$$K_{RmOn}' = a_R^{m/n} \cdot a_O / (a_{RmOn})^{1/n} = [R]^{m/n} \cdot f_R^{m/n} \cdot [O] \cdot f_O / (a_{RmOn})^{1/n}.$$

Уравнение зависимости содержания кислорода от концентрации раскислителя:

$$\lg [O] = 1 / n \cdot \lg K_{RmOn} - m / n \cdot \lg [R] - m / n \cdot \lg f_R - \lg f_O + 1 / n \cdot g a_{RmOn},$$

или с учетом параметров взаимодействия первого порядка для коэффициентов активности:

$$\lg [O] = 1 / n \cdot \lg K_{RmOn} - m / n \cdot \lg [R] - (m / n \cdot e_R^R + e_O^R) \cdot [R] - -(m / n \cdot e_R^O + e_O^O) \cdot [O] + 1 / n \cdot \lg a_{RmOn}.$$

В ряде случаев следует учитывать, что соотношение параметров взаимодействия e_O^R и e_R^O описывается выражением:

$$e_R^O \cdot A_r(O) = e_O^R \cdot A_r(Ca),$$

где, $A_r(i)$ - атомная масса элементов (например, для кальция $e_{Ca}^O = 40 / 16 \cdot e_O^{Ca} = 2{,}5 \cdot e_O^{Ca}$). Величину [O], находящуюся в правой части уравнения, ввиду ее низкого значения без внесения существенной ошибки можно выразить как $(K_{RmOn} / [R]^m)^{1/n}$, тогда:

$$\lg [O] = 1 / n \cdot \lg K_{RmOn} - m / n \cdot \lg [R] - (m / n \cdot e_R^R + e_O^R) \cdot [R] - (m / n \cdot e_R^O + e_O^O) \cdot (K_{RmOn} / [R]^m)^{1/n} + 1 / n \cdot \lg a_{RmOn}.$$

Учитывая, что в большом числе случаев концентрация кислорода существенно меньше концентрации раскислителя и величина e_O^O = - 0,20 сравнительно незначительна, слагаемыми, содержащими величину [O], можно пренебречь. В этом случае получим упрощенное уравнение для расчета содержания кислорода в металле:

$$\lg[O]=1n\cdot\lg K_{RmOn} - m/n\cdot \lg [R]- (m/n\cdot e_R^R + e_O^R)\cdot [R] + 1/n\cdot\lg a_{RmOn}.$$

Для определения экстремума, соответствующего минимально возможной концентрации кислорода можно продифференцировать уравнение по [R]:

$$\partial[O] / \partial[R] = - m / n \cdot 1 / [R] - 2{,}3 \cdot (m / n \cdot e_R^R + e_O^R).$$

Приравнивая производную нулю, получим уравнение для вычисления оптимальной (соответствующей минимальному содержанию кислорода) концентрации раскислителя:

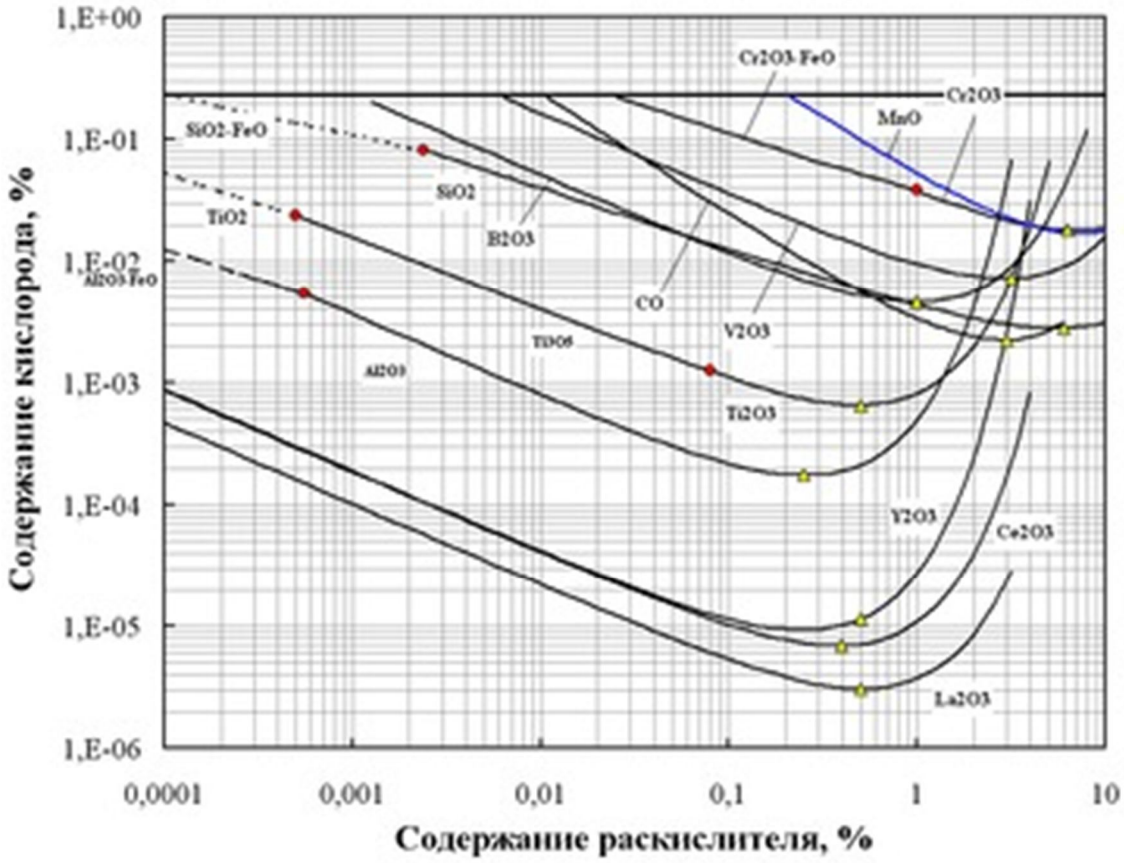


Рисунок 2.2 - Изотермы равновесного содержания кислорода в различными элементами в железе при 1600°С

$$[R]_{min} = - m / \{n \cdot 2{,}3 \cdot (m / n \cdot e_R^R + e_O^R)\}.$$

Расчетные по уравнению кривые зависимости содержания кислорода от концентрации различных элементов при фиксированной температуре (1600°С) представлены на рисунке 2.

На рисунке 2.2 также нанесены точки, соответствующие предельным содержаниям раскислителей, при которых в реакциях связывания кислорода перестает участвовать железо.

Растворимость водорода в железе и его сплавах

Источником водорода в стали являются шихтовые материалы, которые вносят водород вместе с влагой.

Благодаря малым размерам ионы водорода распределяются между атомами железа, образуя растворы внедрения. Растворимость [Н] в железе подчиняется закону Сивертса и описывается уравнениями:

$$1 / 2_{2(г)} = [H]; \; K_H = [H] / \sqrt{PH_2}; \text{ откуда } [H] = Кн \sqrt{} PH_2.$$

Растворимость водорода пропорциональна корню квадратному из парциального давления водорода в газовой фазе и растет с повышением температуры. При этом при аллотропических превращениях происходит скачкообразное изменение (изменятся $К_н$) растворимости [Н] в железе: при переходе α - Fe в γ - Fe и в точке плавления растворимость увеличивается, при переходе γ - Fe в β - Fe понижается.

Влияние легирующих элементов на растворимость водорода в жидком железе количественно описывается коэффициентом активности (f^R). Гидрообразующие элементы (Zr, Ti, Nb, V, Ce) увеличивают растворимость водорода. Элементы, не образующие гидридов (Ni, Mo, Mn, Co, Cr) слабо влияют на растворимость. Группа элементов (C, Si, P, Al, O и другие.) уменьшают растворимость водорода, что связано с сильным взаимодействием между атомами железа и легирующей добавкой, с образованием карбидов, силицидов, фосфидов и других соединений.

При температуре кристаллизации наблюдается скачкообразное изменение растворимости водорода от 28 до 8$см^3$/100г. В связи с этим железо и его сплавы при низких температурах, как правило, пересыщены водородом, что приводит к его выделению из раствора. Выделение водорода

происходит в пустоты металла и дефектные места решетки. Где атомы водорода образуют молекулы и переходят в газообразное состояние.

Если объем пустот большой (литой металл) давление водорода невысокое и он не влияет на качество стали, если объем пустот невелик (кованный, катанный металл) давление водорода резко возрастает (до 1000МПа), что ухудшает качество стали.

Само по себе высокое давление водорода не вызывает разрушение стали т.к. вследствие локального характера, давление водорода упруго передается в слои, примыкающие к пустотам. При внешнем усилии около микрообъемов с высоким давлением водорода возникает объемное напряженное состояние вызывающее резкое снижение пластичности стали - водородную хрупкость. Проявляется водородная хрупкость в понижении относительного сужения и удлинения, а иногда и ударной вязкости при содержании водорода 2см^3 / 100г и в тем большей степени, чем больше это содержание.

Разрушение металла под действием давления водорода может происходить в том случае, если это давление суммируется с внутренними напряжениями, что приводит к флокенообразованию.

Для снижения содержания водорода в металле и ослабления его вредного влияния на качество применяют указанные ниже методы:

Обработка металла вакуумом

При помещении металла в вакуумную камеру давление H_2 в газовой фазе уменьшается, и он начинает удаляться из металла. Вакуум является очень эффективным средством уменьшения содержания водорода в металле.

Организация кипения ванны

При протекании реакций окисления углерода образуется оксид углерода. Пузырьки CO проходя через ванну, создают эффект кипения. Парциальное давление водорода в пузырьке, состоящем из CO, равно нулю, поэтому пузырьки CO по отношению к водороду (а также к азоту) являются как бы маленькими вакуумными камерами, и эти газы уходят из металла в пузырьки CO и вместе с ним покидают ванну. Таким образом, при кипении металл очищается от растворенных в нем газов.

Продувка инертными газами

При продувке металла инертными газами (обычно для этой цели используется самый дешевый и доступный инертный газ - аргон) через ванну проходят тысячи пузырьков газа. Парциальное давление водорода в этих пузырьках равно нулю, поэтому они очищают металл от водорода. Одновременно с удалением газов продувка аргоном обеспечивает перемешивание металла, выравнивание его состава, температуры и т.д.

Выдержка закристаллизовавшегося металла при повышенных температурах

Размеры атомов водорода очень малы, они свободно диффундируют через кристаллическую решетку закристаллизовавшейся стали, особенно при повышенных температурах. Из образцов сравнительно небольшого сечения, охлаждаемых медленно в печи или на воздухе, растворенный при высоких температурах водород удаляется почти полностью, до значений растворимости, соответствующих ничтожной равновесной растворимости (в зависимости от содержания H_2O в воздухе). Принято содержание водорода в металле выражать в кубических сантиметрах на 100г массы пробы. Обычно содержание водорода в жидкой стали в зависимости от метода работы колеблется от 4 до 10$см^3$ на 100г металла. Чем больше масса изделия, тем затруднительнее организовать удаление водорода из затвердевшего металла. Поэтому все слитки качественного металла (или заготовки из них) длительное время выдерживают при относительно высоких температурах, для чего в цехах существуют специальные пролеты. Для очень больших слитков (30т), из которых отковывают ответственные изделия (коленчатые валы, роторы и т.п.), такой способ уже не дает должного эффекта, и такие слитки отливают под вакуумом.

Добавки гидридообразующих элементов

Некоторые металлы (например, редкоземельные) способны вступать с водородом во взаимодействие, образуя гидриды. При введении этих элементов в металл развитие таких дефектов, как флокены, уменьшается.

Несмотря на наличие многих методов борьбы с водородом в стали, необходимо использовать все способы, чтобы исключить попадание водорода в металл (минимальная влажность воздуха, кислорода, топлива, минимум влаги в добавочных материалах и т.п.).

Растворимость азота

Азот в стали

Азот почти всегда присутствует в атмосфере сталеплавильного агрегата. Азот также как, и водород растворяется в стали по закону Сивертса:

$$[N] = K \sqrt{p_{N2газ}}.$$

Растворение в металле азота описывается:

$$N_{2газ} = 2[N].$$

В области температур, соответствующих температурам металлургических расплавов (1500 - 1600°C) степень перехода азота из газовой фазы в металл невелика, однако с повышением температуры до 2500°С (например, в зоне электрических дуг при выплавке стали в дуговых электропечах, в зоне контакта кислородной струи с металлом при продувке ванны кислородом), молекулы азота диссоциируют и скорость проникновения в металл атомов азота может резко возрасти.

На растворимость азота в металле влияет также его состав. Примеси, образующие прочные нитриды (хром, марганец, ванадий, титан, алюминий, церий и другие редкоземельные металлы), повышают растворимость азота в стали; примеси, не образующие нитридов (углерод, фосфор) или образующие непрочные нитриды (кремний), но сами вступающие с железом в химическое взаимодействие, заметно снижают растворимость азота.

Размеры частиц азота, растворенного в металле, гораздо больше размеров частиц водорода, скорость диффузии в металле у них меньше. Поверхностно - активные примеси в металле препятствуют переходу азота через поверхность контакта фаз и затрудняют удаление азота.

Растворимость азота в железе изменяется в зависимости от температуры и состава металла (рисунок 2.3).

Резкое снижение растворимости азота при переходе из жидкого в твердое состояние и при превращении у - Fe в а - Fe в случае быстрого охлаждения металла приводит к получению перенасыщенного азотом твердого раствора, из которого в процессе эксплуатации по границам зерен выделяются нитриды,

повышающие твердость, увеличивающие хрупкость и снижающие пластичность ("старение" металла).

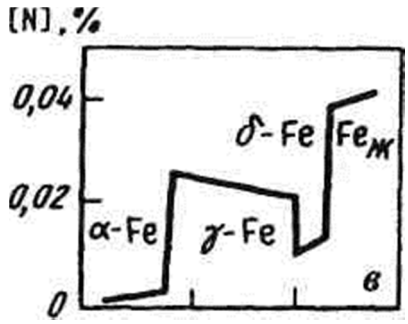


Рисунок 2.3 - Растворимость азота в стали

Особенно вредно ухудшение свойств металла, в котором много азота, при эксплуатации в условиях низких температур.

Ниже указаны основные мероприятия, способствующие получению стали с минимальным содержанием азота:

1) использование чистых по азоту шихтовых материалов;

2) организация кипения ванны (удаление азота с пузырьками CO) или продувка металла инертными газами;

3) предохранение металла от соприкосновения с азотсодержащей атмосферой в зоне очень высоких температур или искусственное охлаждение этой зоны;

4) использование для продувки кислорода, не содержащего примесей азота;

5) связывание азота в прочные нитриды при введении в сталь нитридообразующих элементов (например, алюминия при производстве низкоуглеродистой "нестареющей" стали);

6) обработка металла вакуумом.

Контрольные вопросы:

1 Назовите особенности растворения кислорода в жидком железе и сплавах?

2 Как происходит растворение водорода в железе и его сплавах?

3 Какие методы применяют для снижения содержания водорода в металле?

4 Расскажите особенности растворения азота в стали.

5 Перечислите основные мероприятия, способствующие получению стали с минимальным содержанием азота.

2.3 Неметаллические включения в стали

1 Причины образования неметаллических включений и их влияние на качество металла

2 Экзогенные и эндогенные неметаллические включения

3 Законы лежащие в организации процесса удаления неметаллических включений

Неметаллическими включениями называют содержащиеся в стали соединения металлов (железа, кремния, марганца, алюминия, церия и др.) с неметаллами (серой, кислородом, азотом, фосфором, углеродом). Количество неметаллических включений, их состав, размеры и характер расположения в готовом изделии оказывают существенное, а иногда решающее влияние на свойства стали. Неметаллические включения ухудшают не только механические (прочность, пластичность), но и другие свойства стали (магнитную проницаемость, электропроводность и др.), так как нарушают сплошность металла и образуют полости, в которых концентрируются напряжения в металле. Неметаллические включения принято разделять на две группы: 1) включения, образующиеся в процессе реакций металлургического передела (эндогенные включения) и 2) включения, механически попадающие в сталь (экзогенные включения). Эти включения представляют собой частицы загрязнений, бывших в шихте и не удалившихся из металла в процессе плавки, частицы оставшегося в металле шлака, частицы попавшей в металл футеровки желоба, ковша.

Эндогенные включения непрерывно образуются в металле в процессе плавки, разливки и кристаллизации слитка или отливки. Большая часть образовавшихся включений успевает всплыть и удалиться в шлак, однако какая - то часть остается. В литой стали включения присутствуют в виде кристаллов и глобулей. После обработки давлением (прокатки, ковки, штамповки) они меняют форму и расположение их видны под микроскопом в виде нитей, строчек, цепочек, ориентированных преимущественно в направлении деформации. Включения в зависимости от химического состава принято делить на сульфиды (FeS, MnS и т.п.), оксиды (FeO, MnO, SiO_2, $A1_2O_3$ и т.п.) и нитриды (TiN, ZrN и т.п.). Кроме того, иногда выделяют также фосфиды и карбиды.

Очень часто включения представляют собой довольно сложные соединения типа силикатов ($nFeO \times mMnO \times pSiO_2$), алюмосиликатов ($MnO \times mSiO_2 \times pAl_2O_3$), шпинелей ($FeO \times Al_2O_3$), оксисульфидов и т.д.

Эндогенные неметаллические включения образуются в результате взаимодействия растворенных в металле компонентов или уменьшения их растворимости при застывании стали. Образующиеся включения легче металла (таблица 2.1), они стремятся всплыть. Скорость их всплывания зависит от размеров включений, вязкости металла, смачиваемости включений металлом и шлаком, движения (перемешивания) металла и шлака. Размеры обычных включений колеблются в широких пределах (0,0001 - 1,0мм). Чем меньше размеры включений, тем выше относительная величина поверхности контакта ($см^2$ / $см^3$) включение - металл, тем больше влияние сил смачивания на скорость удаления включений. Для крупных включений силами смачивания можно пренебречь и если металл не перемешивается, то скорость всплывания v, м / с, включений (если принять также, что они имеют форму шара) может быть описана формулой Стокса:

$$v = 2 / 9gr^2[(d_{Mcr} - d_{mjl}) / v],$$

где, g - ускорение свободного падения, 9,81м / $с^2$; r - радиус частицы, м; $d_м$, $d_{вкл}$ - плотность металла и включения, кг / $м^3$; v - вязкость жидкой стали, Па × с.

На скорость укрупнения и всплывания включений большое влияние оказывают процессы их коагуляции (слипания) и коалесценции (сливания с исчезновением поверхностей раздела), так как в соответствии с приведенной формулой скорость всплывания пропорциональна квадрату радиуса частицы. Из таблицы 2.1 видно, что температура плавления включений сложного состава может быть ниже температуры жидкой стали. Такие включения легко укрупняются.

Во многих случаях образовавшиеся включения очень мелки, силы смачивания на границе включение - металл заставляют их двигаться вместе с перемешивающимся металлом ("витание"), иногда включение, достигшее шлака, если оно им не смачивается, не покидает металла и не переходит в шлак ("отталкивается" шлаком). Задача, таким образом, заключается в такой

организации технологии плавки, при которой образовавшиеся включения плохо смачивались бы металлом (и быстро от металла отделялись), а шлаком - хорошо (быстро "поглощались" шлаком). Наименее благоприятные условия для удаления включений из металла создаются тогда, когда эти включения образуются в процессе кристаллизации стали: по мере снижения температуры повышается вязкость металла, рост кристаллов застывающей стали препятствует подъему включений. В результате часть таких включений неизбежно остается в металле. Задача металлурга заключается в том, чтобы обеспечить такую форму и расположение включений в готовом изделии, которые бы не ухудшали качества металла.

Таблица 2.1 - Температура плавления и плотность некоторых неметаллических включений

Включения	Температура плавления, °С	Плотность при 20°С, г / см^3
Монооксид железа FeO	1369	5,8
Монооксид марганца MnO	1785	5,5
Кремнезем (кварц, кварцевое стекло) SiO_2	1710	2,2 - 2,6
Глинозем (корунд) Al_2O_3	2050	4,0
Оксид хрома Cr_2O_3	2280	5,0
Оксид титана TiO_2	1825	4,2
Оксид циркония ZrO_2	2700	5,75
Оксид церия Ce_2O_3	1690	6,9
Сульфид железа FeS	1193	4,6
Сульфид марганца MnS	1620	4,0
Сульфид церия CeS	2100	5,9
Силикаты железа (в зависимости от содержания SiO_2)	1180 - 1700	2,3 - 5,3
Силикаты марганца (в зависимости от содержания SiO_2)	1210 - 1700	4,0 - 5,6

Контрольные вопросы:

1 Что из себя представляют неметаллические включения?

2 На какие группы делят неметаллические включения?

3 Приведите примеры неметаллических включений.

4 На что подразделяют включения в зависимости от химического состава?

3 МЕТАЛЛЫ ВЫСОКОГО КАЧЕСТВА И ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ

3.1 Классификация металлов и сплавов ответственного назначения

1 Износостойкие стали
2 Нержавеющие стали
3 Жаропрочные, теплоустойчивые и жаростойкие стали
4 Стали с особенностями теплового расширения
5 Стали с особыми магнитными свойствами
6 Стали и сплавы с высоким омическим сопротивлением

К износостойким сталям относятся графитизирующие стали, содержащие C - 1,3 - 1,8%, Si - 0,7 - 1,7%, Mn - 0,2 - 0,5%. К лучшим износостойким сталям относится сталь Гадфильда - высокомарганцовистая, содержащая от 11,5 - 15% Mn; 0,95 - 1,5% C; 0,3 - 1,0% Si; ≤ 0,04% S; ≤ 0,12% P. Такая сталь хорошо работает в условиях жесткого ударно абразивного износа. Твердость при этом возрастает с 200НВ до 550 - 600НВ. При содержании фосфора более 0,05% она сильно охрупчивается.

Изделия, работающие в условиях кавитационного износа изготавливают из сталей 30Х10Г10А, 0Х14Г2МА. Наплавочные материалы - релиты и сормайты. Релиты это - WC + WC в стальной трубке:

С1 - C - 3%; Cr - 30%; Ni - 5%; Si - 3%;
С2 - C - 1,7%; Cr - 15%; Ni - 2%; Si - 2%.

Нержавеющей называется сталь, отличающаяся высокой устойчивостью против коррозии в атмосфере воздуха, паров воды, морской воде, в кислотах, растворах солей и прочих агрессивных средах при комнатной и повышенной температурах. Значительная антикоррозионная стойкость нержавеющей стали обусловлена, прежде всего, присутствием в ее составе повышенного количества хрома. При воздействии агрессивных сред на поверхности хромосодержащих сталей образуется тончайшая, не различимая глазом, плотная пленка окислов, обладающая свойством надежно защищать сталь от дальнейшего

ее разъедания. Установлено, однако, что удовлетворительное защитное действие пленок окислов против дальнейшей коррозии обнаруживается только в том случае, когда в стали имеется не менее 12% хрома. Поэтому, нержавеющие стали всегда содержат более 12% хрома.

Кроме хрома, для увеличения стойкости против коррозии и улучшения качества в других отношениях в нержавеющую сталь добавляют и другие легирующие элементы (особенно Ni). Поэтому нержавеющие стали можно разделить на два класса:
1) однолегированные - хромистые; 2) сложнолегированные - хромоникелевые, хромомарганцевые и другие.

Хромистые нержавеющие стали. Они обычно содержат от 0,08 до 0,45% C и от 12,0 до 18,0% Cr. Обладая вполне удовлетворительной сопротивляемостью коррозии в атмосфере воздуха, водяного пара, в воде и в ряде кислот, а также в растворах многих солей, хромистые нержавеющие стали характеризуются наибольшей простотой своего состава, наименьшей стоимостью и потому находят широкое применение в технике.

Существуют разные марки хромистых нержавеющих сталей:

1. Полуферритный
2. Мартенситный
3. Ферритный
4. Конструкционная
5. Инструментальная
6. Кислотоупорная

Марка 1Х13, содержащая малое количество углерода, представляет пример стали, называемой часто «нержавеющим железом». Изучение диаграмм состояний системы Fe - C - Cr показывает, что при составах, отвечающих этой марке, наряду с хромистым ферритом могут получаться аустенит и продукты его распадения. Поэтому, такую сталь относят к классу так называемых «полуферритных» сталей. Эти стали пластичны, легко поддаются обработке и по назначению могут быть отнесены к классу конструкционных сталей, применяемых часто без специальной термической обработки. Сталь марки 1Х13 является достаточно стойкой против коррозии в разных средах, кроме соляной и разбавленной серной кислоты.

Марка 4Х13, в отличие от предыдущей, представляет пример нержавеющей инструментальной стали, так как содержание около 0,4% С при данном количестве Cr соответствует по диаграмме в равновесном состоянии уже за эвтектоидному составу. Такая сталь закаливается на мартенсит при охлаждении на воздухе и потому относится к мартенситному классу. В состоянии мартенсита она имеет твердость порядка 50 - 55 Rc и применяется для изготовления нержавеющего инструмента (например, хирургического). Ее обычно подвергают закалке на воздухе или в масле от температур около 1000°С и низкому отпуску (около 400°С).

Марка Х17 при невысоком содержании углерода является сталью ферритного класса и представляет типичный пример стали специального назначения - кислотоупорной. Она характеризуется особо высокой сопротивляемостью действию органических и минеральных кислот. Поскольку эта сталь относится к ферритному классу, в ней нет превращений в твердом состоянии и закалка ее невозможна.

Хромоникелевые нержавеющие стали

Эти стали представлены в промышленности серией марок, имеющих в своем составе до 0,3% С, от 18 до 25% Cr и от 8 до 20% Ni. Все хромоникелевые нержавеющие стали благодаря высокому содержанию никеля относятся к аустенитному классу. Для надежного получения аустенитной структуры эти стали подвергают закалке в воде от температур нагрева 1100 - 1150°С.

Присутствие в составе стали повышенного количества хрома, а также значительного процента никеля приводит к тому, что антикоррозионная стойкость этой стали превосходит сопротивляемость коррозии хромистых сталей (без Ni). Существенное значение здесь также имеет однородность аустенитной структуры, исключающая возможность образования микрогальванических пар, способствующих развитию коррозии. Хромоникелевая нержавеющая сталь надежно противостоит действию большинства органических и минеральных кислот (в том числе таких, как: азотная, серная и фосфорная) и потому применяется для аппаратуры и машин химической промышленности. Только по отношению к соляной кислоте она все же недостаточно стойка. Вместе с тем нержавеющая хромоникелевая сталь хорошо поддается штамповке, легко

сваривается и не переходит в хрупкое состояние при отрицательных температурах.

Относительная сопротивляемость коррозии железа и некоторых типов коррозионноустойчивой стали. Одним из недостатков хромоникелевых нержавеющих сталей является опасность возникновения в ней интеркристаллитной коррозии, после ее нагрева до 500 - 700°С. Нагрев этой стали до температуры 500 - 700°С сопровождается выделением по границам зерен аустенита богатых хромом карбидов, в результате чего содержание хрома в пограничных слоях зерен резко снижается, становится меньше критического (12%), и сталь легко получает коррозионное разрушение по обедненным хромом пограничным зонам. Для устранения склонности к интеркристаллитной коррозии в Cr - Ni в нержавеющую сталь, вводят Ti и Nb (ниобий), которые отличаются большим химическим сродством к углероду, чем хром. Очевидно, что, если углерод будет выделяться из твердого раствора в виде карбидов других элементов, то концентрация хрома в стали не нарушится, и сталь не будет подвержена интеркристаллитной коррозии.

Другим недостатком аустенитных нержавеющих сталей является их низкая сопротивляемость деформированию: предел текучести, у этих сталей равен 20 - 27кг / мм^2, а временное сопротивление разрыву не превышает 50 - 60кг / мм^2.

В настоящее время Cr - Ni нержавеющая сталь применяется главным образом для изготовления различной промышленной аппаратуры в нефтяной, химической и пищевой промышленности, в самолётостроении, транспортной промышленности, архитектуре и, наконец, в повседневном быту. Для удешевления хромоникелевой марки иногда Ni заменяют марганцем. Типичным примером подобных сталей может служить сталь, содержащая около 0,3% C, 12% Cr и 16% Mn тоже аустенитного класса. Она обладает удовлетворительной антикоррозионной устойчивостью в облегченных условиях работы (воздух, обычная вода, аппаратура пищевой промышленности и т. д.). Еще более высокое сопротивление коррозии имеет сталь состава 0,3% C, 12,0% Cr, 8,0% Mn и 4,0% Ni. Эта сталь успешно заменяет в ряде отраслей промышленности Cr - Ni нержавеющую сталь марки Х18Н9.

Жаростойкой или жароупорной называется сталь, способная выдерживать длительные нагревы в области высоких температур без значительного окисления, т. е. обладающая стойкостью против окалинообразования.

Так как образование окалины является результатом коррозионного воздействия газов с поверхности, то жаростойкость следует рассматривать как сопротивление металла газовой коррозии. Сопротивляемость газовой коррозии при высоких температурах нагрева достигается за счет образования на поверхности сплава защитных пленок окислов металлов. Газовая коррозия при высоких температурах представляет химический процесс взаимодействия металлов преимущественно с кислородом и с другими газами. В результате этого на поверхности металлов первоначально образуется тонкая пленка окислов. Если пленка окажется достаточно плотной, то она будет защищать металл от дальнейшего химического воздействия окружающей среды и коррозия прекратится. Наоборот, рыхлая (неплотная) пленка не способна защитить металл от воздействия среды, и процесс окалинообразования будет постепенно развиваться.

При нагревании обычной нелегированной стали образуется неплотная пленка окислов (главным образом, FeO и Fe_3O_4), не способная защищать сталь от дальнейшего воздействия среды. Поэтому, такая сталь при длительном высокотемпературном нагреве все более превращается в окалину с поверхности. Основным легирующим элементом современных жаростойких сталей является хром, чем выше содержание в стали хрома, тем больше ее жаростойкость. Например, обычная хромистая нержавеющая сталь, содержащая 12 - 14% С, жаростойка приблизительно до температуры 750 - 800°С, хромистая сталь с 25% Cr - до 1000°С, а сталь с 30 - 35% Cr - до 1100°С.

Положительное влияние на повышение жаростойкости стали оказывают также такие добавки, как Si и Al в количестве порядка нескольких процентов. В качестве типичной жаростойкой стали может быть указана марка Х25 ферритного класса (содержания: 0,20% С, ~ 1,0% Si и 25% Cr). Согласно сказанному при таком содержании хрома жаростойкость ее сохраняется приблизительно до 100°С.

Применяется она в литом и иногда кованом состоянии для изготовления различных деталей печной арматуры, цепей печных конвейеров, ящиков для термической обработки металлов, частей металлических топок и других деталей, предназначенных для работы при высоких температурах, но не испытывающих значительных механических воздействий. Как всякая сталь ферритного класса, она не может подвергаться закалке. Изделия из этой стали поступают в работу обычно без специальной термической обработки.

Сплавы с особыми тепловыми свойствами

Из сплавов этого вида рассмотрим такие, которые обладают минимальным коэффициентом линейного расширения в некотором интервале температур (обычно 0 - 100°С). Получение этих сплавов основано на использовании изменений коэффициента расширения в связи с составом сплава. У двойных сплавов вообще изменение коэффициента линейного расширения в зависимости от состава подчиняется закону Курнакова, т. е. изменение идет более - или менее равномерно в соответствии с видом диаграммы плавкости. Исключение составляют сплавы системы Fe - Ni, имеющие особенности в изменении коэффициента расширения. В определенном интервале концентраций коэффициент расширения этих сплавов становится значительно меньше коэффициента расширения исходных компонентов и по своей величине приближается к нулю.

Последнее обстоятельство и используется для изготовления особого сплава инвара с минимальным коэффициентом расширения. Он содержит < 0,30% С и 35 - 37% Ni. Коэффициент линейного расширения инвара в восемь раз меньше, чем у железа и приблизительно равен 1,5 - 10 - 6. Однако инвар сохраняет малый коэффициент расширения только в интервале температур до 100°С. Инвар применяется для изготовления деталей приборов и аппаратуры, которые по условиям работы не должны менять своих размеров с изменением температуры (эталоны длины, маятники хронометров, геодезические приборы и т.д.). При добавлении в состав инвара около 8 - 12% Cr повышаются его антикоррозионные свойства, и что особенно важно, инвар приобретает способность сохранять постоянные упругие свойства при нагревании до температуры порядка 100°С. Получаемый при этом сплав, называемый элинваром, с малым

коэффициентом расширения и постоянными упругими свойствами, находит широкое применение в приборостроении (маятники хронометров, часовые пружины, камертоны и т. д.).

Отметим, еще один сплав - платинит, содержащий < 0,30% C и 42 - 48% Ni, обладающий таким же коэффициентом расширения, как у платины и стекла. Этот сплав ценен как заменитель платины в изделиях, где сочетание стекла с металлом требует одинаковой расширяемости при нагревании (например, вводы в лампы накаливания и т. п.).

Стали и сплавы с особыми магнитными свойствами

Важнейшими характеристиками стали, которыми мы определяем ее магнитные свойства, являются:

1) магнитное насыщение (Вт = 4t.J) в гс, указывающее на максимальную магнитную индукцию;

2) остаточная индукция (Вг) в гс, т. е. индукция, сохраняющаяся в образце после его намагничивания и снятия намагничивающего поля. Практически остаточная индукция является той полезной величиной, которую стремятся сохранить в постоянном магните после его намагничивания;

3) коэрцитивная сила (Не), т. е. напряженность поля в эрстедах, которая должна быть приложена к образцу в обратном направлении, чтобы сделать его остаточную индукцию равной нулю, т. е. его размагнитить;

4) магнитная проницаемость.

Величина магнитной проницаемости у так называемых немагнитных металлов (Cu, Pb, Al и др.) близка к единице, у железа, никеля и кобальта, представляющих ферромагнитные металлы, достигает значений порядка нескольких тысяч. В зависимости от величины магнитной проницаемости и задерживающей (коэрцитивной) силы ферромагнитные материалы разделяются на два вида:

а) магнитнотвердые, обладающие большой коэрцитивной силой и относительно малой магнитной проницаемостью;

б) магнитномягкие, имеющие малую задерживающую силу и высокую магнитную проницаемость.

Магнитнотвердые стали и сплавы

Они применяются для изготовления постоянных магнитов. Представителем магнитнотвердой стали является нелегированная сталь (1,2 - 1,5% C), которая после закалки на мартенсит

обнаруживает достаточно высокую коэрцитивную силу и остаточную индукцию. Однако ее малая прокаливаемость, непостоянство свойств вследствие старения делают ее применимой лишь для изготовления магнитов неответственного назначения небольшой толщины. Для изготовления постоянных магнитов для приборов ответственного назначения и измерительной аппаратуры обычно используется сталь, легированная Cr и W, а также специальные сплавы, химический состав и свойства видно, что магнитные свойства сплавов «алии» и «алнико» (Al, Ni, Co) значительно превосходят свойства магнитнотвердой легированной стали. Неслучайно поэтому эти сплавы и особенно «алии», как не требующий для своего изготовления дорогостоящего кобальта, получают все расширяющееся применение в технике.

Магнитномягкие стали и сплавы

Наряду с высокой магнитной проницаемостью и малой коэрцитивной силой к этой стали и сплавам, если они в условиях службы подвергаются намагничиванию переменным током, предъявляются требования в отношении обеспечения минимальных энергетических потерь при перемагничивании (потери на гистерезис). Весьма существенным здесь является также высокое удельное электросопротивление, с увеличением которого уменьшаются потери на паразитные вихревые токи.

К магнитомягким материалам относится, прежде всего, технически чистое железо с минимальным количеством примесей, как, например, железо Армко, «ВИТ» или электротехническое железо. Но его превосходят легированные стали или сплавы. Промышленное электротехническое железо применяется для изготовления сердечников и полюсов электромагнитов и различного назначения реле.

Оно имеет удовлетворительные магнитные свойства - задерживающую силу около 0,8Э и максимальную магнитную проницаемость порядка 500гс / э. Однако, такое железо имеет невысокое электросопротивление и следовательно, большие потери на вихревые ток, что определяет нецелесообразность его применения для сердечников трансформаторов и деталей динамомашин, работающих в условиях многократного пере-магничивания. Для указанных изделий применяется малоуглеродистая легированная кремнием трансформаторная и

динамная сталь (железо). Трансформаторная сталь выпускается в виде листов толщиной 0,05 - 0,5мм и ленты толщиной 0,08 - 0,05мм. В связи с высоким содержанием Si сталь относится к ферритному классу и, следовательно, не имеет превращений в твердом состоянии, что является в данном случае благоприятным, так как в этой стали стремятся вырастить, возможно более крупное зерно, увеличивающее магнитную проницаемость. Для получения крупного зерна применяют специальный отжиг, производимый после прокатки. Ввиду отсутствия у трансформаторной стали аллотропических превращений выращенное при отжиге крупное зерно удается сохранить без изменений при охлаждении до комнатной температуры. Вместе с тем присутствующий в этой стали Si, находясь в твердом растворе (в феррите), повышает электрическое сопротивление и, следовательно, уменьшает потери на вихревые токи.

Трансформаторная сталь обычно имеет коэрцитивную силу 0,5 - 0,6Э, максимальную магнитную проницаемость 6000 - 8000гс / э при удельном сопротивлении 0,55 - 0,60ом / мм^2 - м. Такое сочетание свойств позволяет ее рассматривать как лучший материал для сердечников трансформаторов. Недостаток этой стали, кроме трудностей изготовления, заключается в чрезвычайно высокой хрупкости. Это обстоятельство исключает возможность использования трансформаторной стали для деталей динамомашин, несмотря на то, что с точки зрения физических свойств ее применение было бы крайне целесообразно.

Для деталей динамомашин используется менее хрупкая динамная сталь, относящаяся к полуферритному классу, в связи с более низким, чем у трансформаторной стали, содержанием кремния. По своим магнитным и электрическим свойствам динамная сталь заметно уступает трансформаторной, но зато превосходит ее в отношении меньшей хрупкости, а также с точки зрения технологии изготовления.

Производство динамной стали значительно проще, чем трансформаторной, и поэтому она дешевле последней. Магнитномягкие сплавы, характеризующиеся высокой начальной магнитной проницаемостью, сильно намагничиваются даже в слабых магнитных полях. Типичным представителем этого вида

сплавов является пермаллой - сплав железа с никелем в количестве 78% Ni.

Немагнитная сталь

Она применяется как высокопрочный материал для деталей машин и аппаратов, в которых недопустимо проявление ферромагнетизма.

В практике получила наибольшее распространение никелевая немагнитная сталь марки Н23, содержащая до 0,3% С, ~ 23% Ni и ~ 2,5% Cr, относящаяся к аустенитному классу. Никелевая сталь марки Н23 обладает также повышенной устойчивостью против коррозии в морской воде. Недостатком ее является высокая стоимость.

Для понижения стоимости немагнитной стали некоторое количество никеля в ней заменяется Mn и Cr. Типичная Ni - Mn - Cr магнитная сталь марки Н12Х4Г5 имеет следующий основной состав: ~ 0,5% С, ~ 5,0% Mn, ~ 4,0% Cr, - 12,0% Ni.

Недостаток этой стали - пониженная обрабатываемость режущим инструментом.

Стали с высоким омическим сопротивлением применяются для нагревательных элементов электрических печей и приборов, а также различных типов реостатов. По условиям работы к этим сплавам предъявляются следующие требования:

1) высокое удельное сопротивление;

2) малый температурный коэффициент электросопротивления, т. е. малая степень увеличения электросопротивления с повышением температуры;

3) высокая жаростойкость, т. е. способность сопротивляться окислению при повышенных температурах нагрева.

В зависимости от преобладающего компонента различают сплавы высокого электрического сопротивления на медной, никелевой и железной основах. Из последних отметим так называемые фехраль и хромаль, легированные хромом и алюминием и являющиеся заменителями дорогостоящих сплавов (нихрома и др.).

Фехраль, содержащий - 0,12% С, ~ 17% Cr и 5% Al, имеет удельное сопротивление 1,3% ом / мм^2 - м, температурный коэффициент 0,0003 и рабочую температуру 1050°С.

Хромаль, состава - 0,12% С, ~ 26% Cr и 5% Al, обладает удельным сопротивлением 1,4 ом / мм^2 - м, температурным

коэффициентом 0,0001, а его рабочая температура достигает 1200°С.

Недостатком фехраля и хромаля является постепенное развитие в них хрупкости при эксплуатации. Последнее объясняется усиленным ростом зерна этих сплавов при нагревании.

Контрольные вопросы:

1. Какие стали относятся к износостойким?
2. Какая сталь называется нержавеющей?
3. Чем обусловлена значительная антикоррозионная стойкость нержавеющей стали?
4. На какие классы подразделяются нержавеющие стали?
5. Какая сталь называется жаростойкой или жароупорной?
6. Что оказывает положительное влияние на повышение жаростойкости стали?
7. На чем основано получение сплавов с особыми тепловыми свойствами?
8. Какие характеристики определяют магнитные свойства стали?
9. Для чего применяют стали с высоким омическим сопротивлением?

3.2 Современные технологии получения металлов высокого качества

1 Обработка металла вакуумом
2 Продувка металла инертными газами
3 Ускоренная или направленная кристаллизация металла

Обработка металла вакуумом. Вакуум в основном применяется с целью удаления газов из стали и испарения примесных металлов. Газы при обработке вакуумом выделяются в результате снижения растворимости из - за понижения давления, в результате развития химических реакций, не свойственных при обычном давлении, а также при переходе металлов газообразное состояние (испарение).

Удаление кислорода из стали в самостоятельном виде возможно только при достижении давления не более $0{,}6 \cdot 10^{-3}$ Па. Тем не менее, при обработке стали вакуумом достигается снижение содержания кислорода в стали за счет развития химических реакций. Например, в стали присутствует углерод, который взаимодействуя с растворенным кислородом образует CO. Вакуум способствует сдвигу этой реакции вправо. Удаление кислорода, соединенного в оксиды также возможно при обработки стали вакуумом. В условиях низкого давления углерод начинает восстанавливать кремний и алюминий. Рафинирование металла от кислорода углеродом называют углеродным раскислением, и этот способ раскисления позволяет получить металл, не загрязненный продуктами раскисления т.к. образуется газ.

Удаление водорода. Как отмечалось ранее, растворимость водорода в стали подчиняется закону Сивертса и содержание его в жидком железе определяется давление водорода в газовой фазе. При понижении давления равновесие реакции $[H] = H_2$ смещается вправо. Водород в стали обладает высокой подвижностью, коэффициент диффузии водорода достаточно велик, поэтому обработка вакуумом является высокоэффективным способом борьбы с водородом в стали. После вакуумирования, содержание водорода в стали снижается до 1 - 2см^3 / 100г, концентрации при которой в стали не образуется флокенов.

Удаление азота. Также как и водород, азот растворяется в железе по закону квадратного корня и растворимость азота снижается с понижением давления. Однако, азот менее активен. Коэффициент диффузии азота в стали на порядок ниже, чем водорода. И соответственно эффективность дегазации азота вакуумом гораздо ниже, чем водорода.

Схема обработки жидкой стали вакуумом была предложена еще Г. Бессемером. Практическое использование метода внепечного рафинирования для повышения качества металла относится к началу 50 - х годов. В СССР работы по исследованию влияния понижения давления на процессы газовыделения были начаты в конце 30 - х годов, а первая промышленная установка обработки металла вакуумом в ковше опробована на Енакиев - ском металлургическом заводе по инициативе ученых ИМетАН СССР А. Самарина и Л. Новика в 1952 - 1954гг. Ковш с металлом

опускали в камеру, которую затем плотно закрывали крышкой и из закрытой таким образом камеры откачивали воздух.

Продувка металла инертными газами. Продувка металла инертными газами влияет также как и обработка металла вакуумом. При продувке инертными газами металл пронизывается пузырьками инертного газа, которые представляют собой вакуумную камеру т.к. парциальное давление азота и водорода в этих пузырьках практически равно нулю. Продувка инертным газом является более простым и дешевым способом по сравнению с вакуумированием. При продувке инертным газом происходит перемешивание металла и усреднение его состава.

Этот способ получил распространение по мере развития способов получения дешевого аргона в больших количествах (как сопутствующего продукта при производстве кислорода, как известно, в воздухе ~ 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, т.к. при 1550 - 1600°С процесс растворения азота в жидком железе не получает заметного развития. Расход инертного газа составляет обычно 0,1 - 3,0м^3 / 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. 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 металлогазовой взвеси вдоль стопора, составляющие его огнеупоры быстро размываются.

Большое распространение получил способ продувки через устанавливаемые в днище ковша пористые огнеупорные вставки или пробки, в тех случаях, когда продувку проводят одновременно через несколько пробок (вставок), эффективность воздействия инертного газа на металл существенно увеличивается. Продувка с расходом газа до 0,5м^3 / т стали достаточна для усреднения химического состава и температуры металла. Продувка с интенсивностью до 1,0м^3 / т влияет на удаление из металла неметаллических включений. Для эффективной дегазации необходим расход инертного газа 2^3 м^3 / т металла.

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 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 CAB - процесса (от слов Capped - Argon - Bubb - ling). Данная технология предусматривает наличие на поверхности металла в ковше синтетического шлака заданного состава.

В тех случаях, когда из плавильного агрегата в ковш попадает какое - то количество конечного окисленного шлака (например, при выпуске плавки из конвертера), используют метод, названный металлургами Японии SAB - процессом. 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. По этому способу в ковш сверху вводят огнеупорный колпак, закрытый снизу расплавляющимся

металлическим конусом, таким образом, чтобы внутрь этого колпака не попал шлак. Затем снизу под колпак подают аргон.

Аргоно - кислородная продувка

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

При продувке металла кислородом равновесие реакции [C] + 1 / $2O_{2(г)}$ = $CO_г$ определяется парциальным давлением кислорода и образующегося монооксида углерода. Продувая металл смесью кислорода с аргоном, мы добиваемся «разбавления» пузырей CO аргоном и соответствующего сдвига вправо равновесия реакции. Окислительный потенциал газовой фазы при этом достаточен для проведения реакций окисления примесей ванны. Для осуществления процесса аргонокислородного рафинирования создан агрегат, обычно именуемый AOD - конвертер (рисунок 3.1). Конструкция фурм для подачи смеси аргона и кислорода позволяет в широких пределах регулировать соотношение O_2 : Ar, при этом соответственно меняется окислительный потенциал вдуваемой газовой смеси, вплоть до продувки одним аргоном (обычно в заключительной стадии плавки). Если при этом продувку вести под высокоосновным шлаком, обеспечивается также эффективная десульфурация расплава.

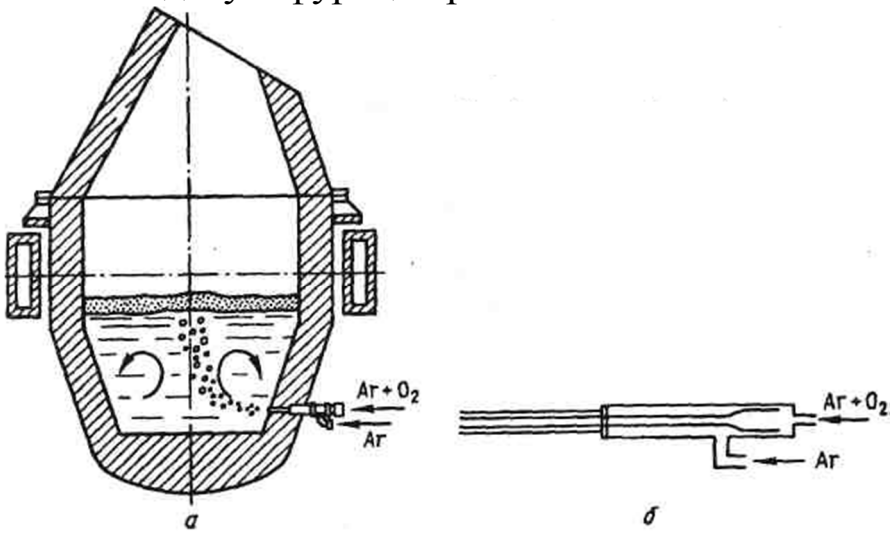


Рисунок 3.1 - Конструкция конвертера для аргонокислородной продувки (АКР - процесс; AOD - процесс) а - конвертер; б - фурма

Сравнительная простота организации аргоно - кислородной продувки, высокая производительность агрегатов и возможность изменять в широких пределах окислительный потенциал газовой фазы (отношение $O_г$: Ar) приводят к непрерывному расширению сферы распространения этого метода. Этот метод используют для производства не только коррозионностойких, но также и электротехнических, конструкционных и других сталей. Этот метод позволяет получать в конвертере высокохромистые стали непосредственно из чугуна с использованием в качестве шихтового материала хромистой руды. Жидкий чугун подвергают внедоменной обработке (обескремниванию, дефосфорации), после чего заливают в конвертер. В процессе продувки в конвертере осуществляют обезуглероживание, десульфурацию и легирование хромом. Часть хрома вводят в металл с феррохромом, а часть - с хромистой рудой, оксиды которой восстанавливаются углеродом чугуна. 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 (- 1000°С) состоянии загружают в рудовосстановительную печь, в которой получают расплав с 13 - 15% Ni.

Хромистую руду также подвергают предварительной обработке и в нагретом (- 500 °С) 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 коррозионностойких сталей.

По сравнению с известным способом получения таких сталей из скрапа по схеме дуговая электропечь - конвертер аргонокислородной 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 продувки.

Ускоренная или направленная кристаллизация металла

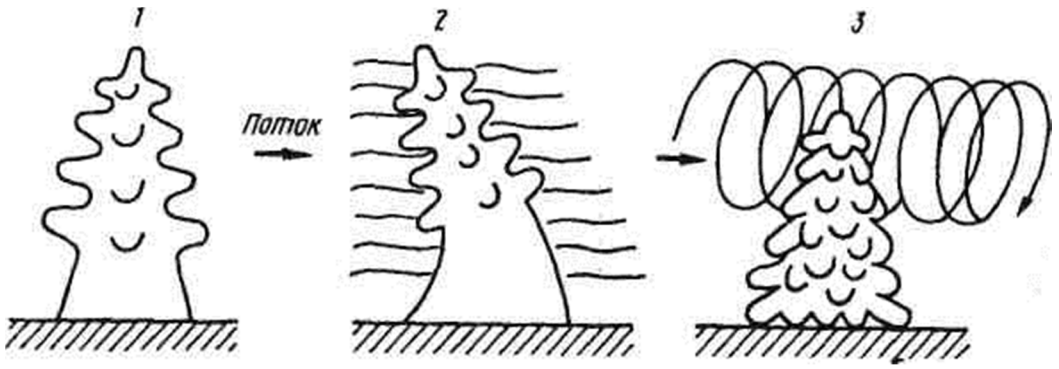
Внепечная обработка жидкой стали дополняется различными способами воздействия на кристаллизующийся металл.

Электромагнитное перемешивание

Электромагнитное перемешивание (ЭМП) используется для решения двух задач: 1) для улучшения внутреннего строения заготовки (измельчения структуры, снижения степени ликвации в средней и центральной частях, уменьшения центральной пористости); 2) для улучшения поверхности заготовки (снижения количества поверхностных дефектов, количества неметаллических включений в поверхностном слое, повышения толщины наружной плотной корочки).

Механизм воздействия на металл при решении первой задачи основан на снижении перегрева, обламывании ветвей дендритов и создании циркуляции металла в жидкой сердцевине (рисунок 3.2). Решение второй задачи связано с созданием потоков на поверхности металла в кристаллизаторе и улучшением условий выделения включений. В первом случае электромагнитное перемешивание осуществляется в зоне вторичного охлаждения, при этом можно создать либо вращающееся, либо бегущее магнитное поле. Во втором случае индуктор размещается в самом кристаллизаторе.

В основном применяют два вида перемешивания: круговое (вращательное) и осевое. Круговое применяют главным образом в кристаллизаторах сортовых УНРС, так как оно способствует удалению включений от поверхности заготовок, улучшению теплоотвода и уменьшению вероятности прорыва корочки.



1 - без потока; 2 и 3 - ламинарный и турбулентные потоки соответственно

Рисунок 3.2 - Изменение формы растущего дендрита в зависимости от характера потока металла у фронта кристаллизации

В настоящее время начали с успехом применять методы многоступенчатого перемешивания, когда в кристаллизаторе и

вблизи конца жидкой лунки непрерывно - литой заготовки устанавливают оборудование для вращательного, а в средней части УНРС - для осевого перемешивания. Входит в практику непрерывное электроперемешивание, при котором обеспечивают движение жидкого металла ниже кристаллизатора у стенок заготовки вниз, по оси - вверх, а в кристаллизаторе наоборот: у стенки - вверх, по оси - вниз. Максимальный эффект получают тогда, когда перемешивание осуществляют и в кристаллизаторе, и в зоне вторичного охлаждения, и перед обжимными роликами.

В начале 80 - х годов создан новый способ электромагнитного воздействия на металл способ так называемого электромагнитного торможения. Оборудование включает комплекты расположенных вдоль каждой из широких стенок кристаллизатора намагничивающих катушек, при включении которых возникает постоянный ток большой силы, создающий магнитное поле. Поле замедляет скорость поступающей в кристаллизаторы струи стали, благодаря чему неметаллические включения получают возможность быстро всплывать на поверхность мениска. Особенно полезно электромагнитное торможение на радиальных УНРС, на которых при повышении скорости разливки увеличиваются отложения включений на внутреннем радиусе заготовки. Применение электромагнитного торможения позволило повысить скорость разливки на 30 % без увеличения загрязненности металла включениями.

Воздействие ультразвуком и электроразрядами

Энергия ультразвука, воздействующая на расплав, меняет кинетику процесса. При воздействии ультразвука наблюдается усиление перемешивания жидкой фазы, обламывание растущих кристаллов. Испытан ряд способов организации воздействия ультразвуком: через зеркало расплава в кристаллизаторе, через оболочку затвердевающего слитка в зоне вторичного охлаждения, через направляющие ролики, через водоохлаж-даемую ультразвуковую воронку и др. Разработчики дали способу обозначение EMBR (Electromagnetic Brake).

Украинский НИИмет и ПКБ электрогидравлики АН Украины на ряде металлургических заводов СНГ успешно исследовали способ воздействия на кристаллизующуюся середину заготовки с помощью электроразрядного генератора упругих колебаний (ЭРГУК). ЭРГУК представляет собой закрытую камеру с

циркулирующей в ней водой низкого омического сопротивления и помещенным в ней электродом.

В камерах ЭРГУК, расположенных на нескольких уровнях по высоте и ширине заготовки и плотно прижатых мембранами к поверхности заготовки, периодически производятся электрические разряды. Генерируемые ими колебания широкого спектра через мембраны передаются оболочке заготовки и ее жидкой сердцевине. В результате повышается структурная, химическая и физическая однородность металла.

Разрабатывается и проходит опробование способ индуктивного электромагнитного перемешивания (КЭМП) жидкого ядра слитка при непрерывной разливке.

Сущность способа состоит в пропускании постоянного электрического тока через слиток и создании постоянного магнитного поля. В области жидкого ядра, где скрещиваются ток и магнитное поле, возникает поле электромагнитных сил, под действием которых жидкий металл начинает перемешиваться.

Воздействие вибрации

Под воздействием колебаний возрастает давление жидкого металла на растущие кристаллы, которые разрушаются, образуя при этом дополнительные центры кристаллизации. Это приводит к повышению скорости кристаллизации и уменьшению продолжительности коагуляции включений.

Искусственные холодильники и модификаторы

При воздействии микрохолодильников и модификаторов (например, РЗМ) создаются дополнительные центры кристаллизации в жидкой фазе слитка, причем образование зародышей равноосных кристаллов может произойти за зоной концентрационного переохлаждения, где металл чище и имеет высокую температуру плавления.

Ученые Института электросварки им. Патона совместно с Институтом проблем литья Украины и рядом заводов разработали технологию получения новых металлических конструкционных материалов - армированные квазимонолитные (АКМ) материалы.

Применительно к непрерывной разливке процесс АКМ позволяет управлять структурой непрерывно - литой заготовки путем ввода в жидкий расплав в кристаллизатор армирующего вкладыша в виде лент, сетки, прутков и др. Помимо подавления ликвационных явлений и повышения плотности металла такая

технология позволяет увеличить скорость разливки и соответственно повысить производительность установок.

Разливка с механическим перемешиванием позволяет заметно изменить характер теплоотвода через кристаллизатор. При разливке стали удельные тепловые потоки увеличиваются по всей высоте кристаллизатора, причем заметно расширяется зона максимального теплоотвода, а также ускоряется снятие перегрева жидкой фазы. Температура поверхности слитка на 50 - 70°С выше, чем при разливке обычным способом. Важным следствием механического перемешивания жидкой стали в кристаллизаторе является уменьшение неравномерности толщины твердой корки по периметру слитка.

Приведенные примеры характеризуют пути изысканий новых методов внеагрегатной (внепечной) обработки металла при непрерывной разливке с целью повышения его качества.

Контрольные вопросы:

1 Для чего применяется обработка металла вакуумом?

2 Какие газы удаляют с помощью вакуума?

3 Что происходит с металлом при его продувке инертными газами?

4 Как осуществляется продувка инертными газами?

5 Какой агрегат предназначен для осуществления процесса аргонокислородного рафинирования?

6 С какой целью используют электромагнитное перемешивание?

7 Как воздействуют ультразвук и электроразряд на расплав?

3.3 Переплавные процессы

1. Назначение переплавных процессов
2. Вакуумный индукционный переплав
3. Вакуумный дуговой переплав
4. Электрошлаковый переплав

Назначение переплавных процессов. Переплавные процессы представляют собой различные способы переплава (с целью повышения качества металла) слитков или заготовки,

предварительно полученных обычными способами выплавки (в дуговой электропечи, в конвертере, в мартеновской печи). Изменение состава переплавленных заготовок заключается в том, что в них уменьшается содержание вредных примесей и включений.

Кроме того, особые условия кристаллизации металла (более быстрая и направленная кристаллизация) обеспечивают существенное уменьшение неприятных последствий ликвационных процессов и дефектов усадочного происхождения.

Помимо названия "переплавные процессы" используют названия "специальная металлургия" или "специальная электрометаллургия". К переплавным процессам часто относят также плавку стали в вакуумной индукционной печи (вакуумный индукционный переплав или сокращенно ВИП). Первые промышленные вакуумные индукционные печи появились около 35 лет тому назад, это были первые вакуумные агрегаты, предназначенные для плавки стали.

Вакуумный индукционный переплав

Этот метод позволяет получить металл строго заданного состава, очень чистый по содержанию газов, неметаллических включений, примесей цветных металлов. Недостаток метода - контакт металла с футеровкой. В настоящее время ВИП используется как метод предварительной выплавки шихты в виде заготовки для других переплавных процессов, для производства сплавов ряда марок ответственного назначения и особо качественных отливок, в частности из жаропрочных сплавов для изготовления деталей реактивных двигателей (например, лопаток газовых турбин). В чистом виде "переплавными" процессами являются переплавы: вакуумно - дуговой (ВДП), электрошлаковый (ЭШП), электронно - лучевой (ЭЛП), плазменно - дуговой (ПДП). Принципиальная схема переплавных процессов представлена на рисунке 3.3.

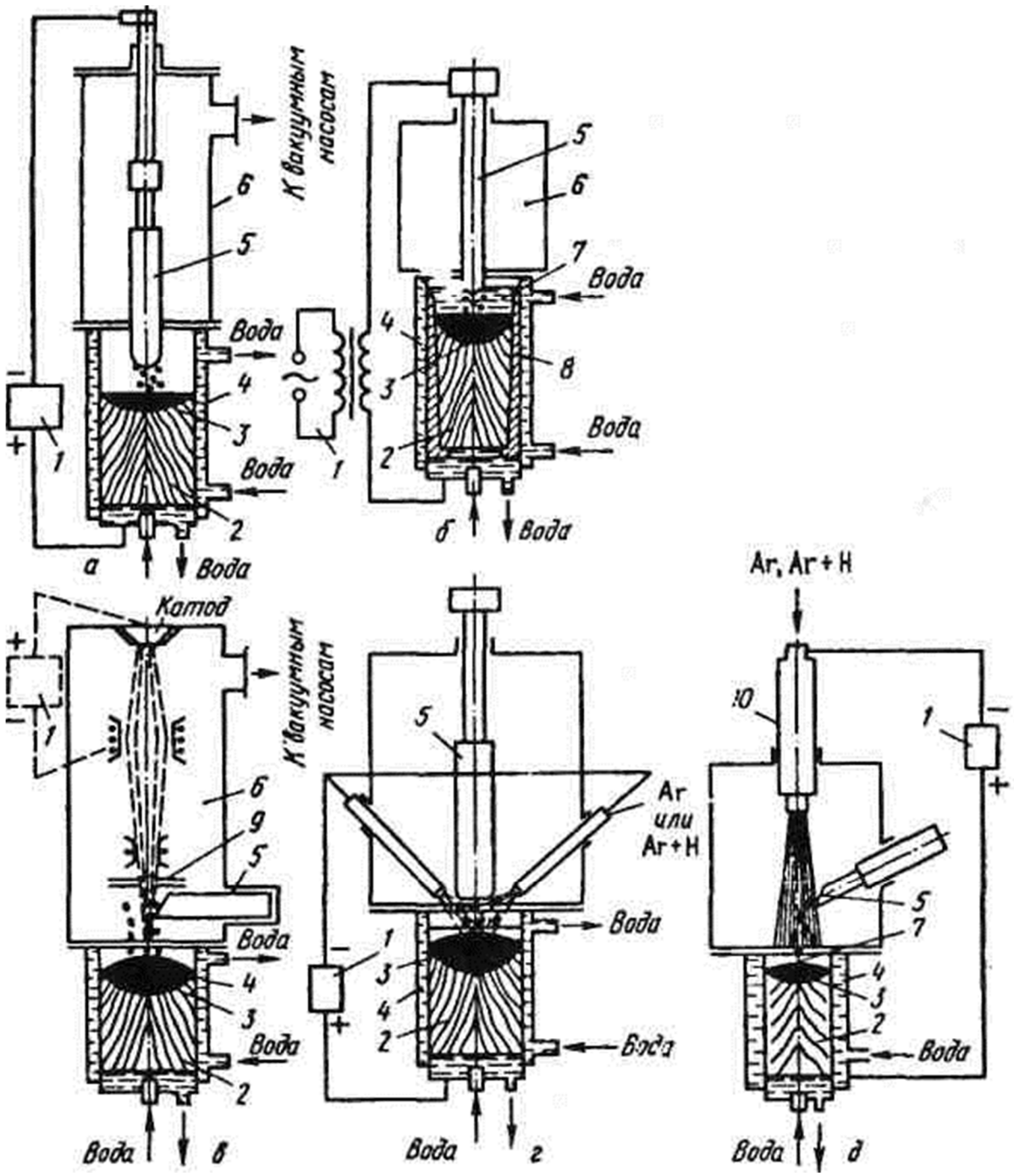
Вакуумный дуговой переплав

На схеме рисунка 3.3, *а* показано, что под воздействием высоких температур, возникающих в зоне электрической дуги между переплавляемым электродом и поддоном кристаллизатора, металл на нижнем торце электрода расплавляется, и капли расплавленного металла падают в ванну, где под воздействием охлаждения кристаллизатора формируется слиток. До начала

операции печь вакуумируют (остаточное давление обычно не более 1,33Па). Вакуумные насосы продолжают работать в течение всей плавки. Таким образом, капли металла падают через вакуумированное пространство, при этом обеспечивается очень полное очищение металла от газов, оксидных неметаллических включений (общее содержание кислорода снижается до очень низких пределов), от примесей некоторых цветных металлов и получается плотный слиток. Кристаллизация металла в водоохлаждаемом кристаллизаторе (обычно медном) имеет четко направленный характер, отвечающий направлению отвода тепла. В результате ВДП механические характеристики металла улучшаются и становятся почти одинаковыми в различных направлениях. В современных установках ВДП получают слитки массой от нескольких сотен килограммов до 40 - 50т.

Достоинством способа ВДП является отсутствие контакта металла с огнеупорной футеровкой, недостатком - невозможность снижения содержания серы (отсутствие шлаковой фазы). Дуговая выплавка отличается высокой концентрацией тепла в дуге, поэтому, ВДП получил широкое распространение при производстве слитков из тугоплавких металлов (титана, циркония, ниобия, молибдена, вольфрама и др.). Схему, при применении которой электрод переплавляется, называют ВДП с **расходуемым электродом**. На рисунке 3.4 показана современная вакуумно - дуговая печь с расходуемым электродом.

В некоторых случаях изготовить расходуемый электрод невозможно (например, при переплаве титановой губки). В этих случаях губчатый или порошкообразный материал расплавляют, помещая его в зону дуги между постоянным (нерасходуемым) электродом и ванной. Такой метод называют ВДП с **нерасходуемым электродом**. Полученный таким образом слиток обычно еще раз переплавляют методом ВДП с расходуемым электродом. При ВДП с нерасходуемым электродом вместо кристаллизатора иногда устанавливают металлический водоохлаждаемый тигель. Во время плавки на стенках тигля образуется корочка переплавляемого металла (гарнисаж) и расплав контактирует с гарнисажем из этого же металла. Печи такого типа называют **гарнисажными**.

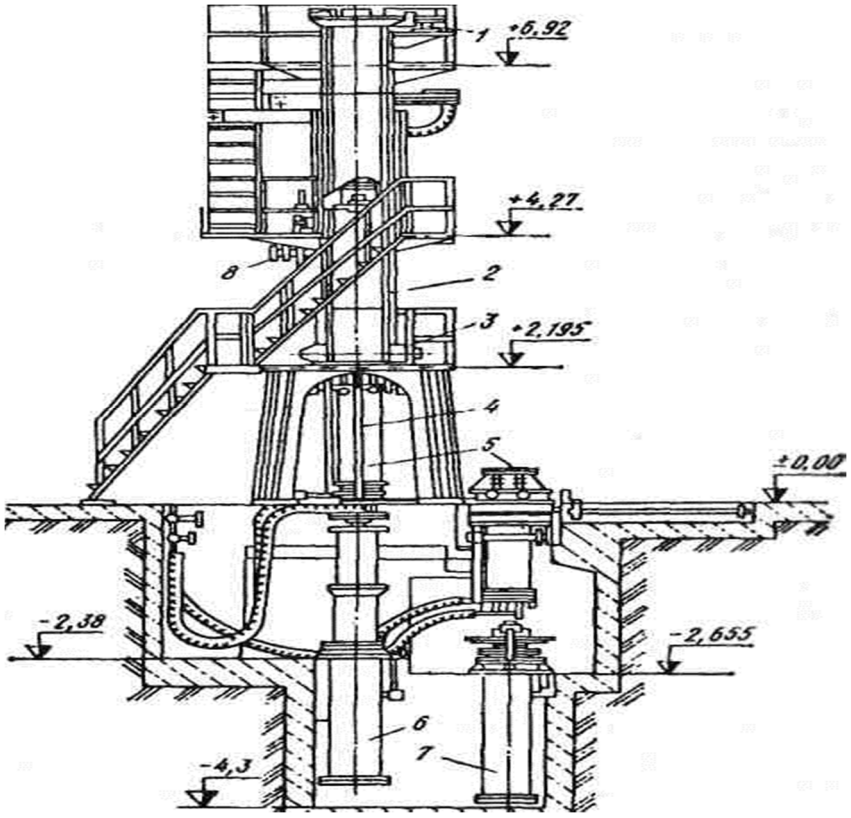


(а - вакуумно -дуговой; б - электрошлаковый; в - электронно - лучевой; г - плазменный с радиальным размещением плазмотронов; д - плазменный с осевым размещением плазмотронов): 1 - источник питания; 2 - слиток; 3 - ванна расплава; 4 - кристаллизатор; 5 - электрод (переплавляемая заготовка); 6 - герметизированная камера; 7 - шлаковая ванна; 8 - шлаковая "рубашка" (при ЭШП); 9 - фокусирующее устройство; 10 – плазмотрон

Рисунок 3.3 - Схема процессов электропереплава

Вакуумные дуговые гарнисажные печи (ВДГП) используют также для фасонного литья отливок особо ответственного

назначения. На рисунке 3.4 изображена схема современной гарнисажной печи емкостью 0,6т с разливкой металла по желобу. Плавильная поворотная камера соединена с двумя стационарными заливочными камерами с помощью патрубков и поворотных вакуумных уплотнителей. Нерасходуемые электроды обычно делают из вольфрама.



1 - механизм перемещения электрода; 2 - вакуумная камера; 3 - механизм прижима электрода; 4 - направляющие кристаллизатора; 5 - кристаллизатор с поддоном; 6 - механизм подъема кристаллизатора; 7 - механизм разгрузки; 8 - патрубок с вакуумным насосом

Рисунок 3.4 - Вакуумно - дуговая печь

Принципиальная схема ЭШП представлена на рисунке 3. Электрическая цепь между расходуемым электродом и наплавляемым слитком замыкается через слой расплавленного шлака (электрическая дуга отсутствует). Жидкий шлак электропроводен, но обладает высоким сопротивлением, он нагревается до температуры 1700 - 2000°С, в результате чего погруженный в него конец расходуемого электрода оплавляется, и металл в виде капель проходит через слой шлака и застывает в ванне кристаллизатора в виде плотного слитка. Составы шлаков

при ЭШП различны, чаще всего используется шлак, состоящий из CaF_2 с добавками $CaO \cdot A1_2O_3$, SiO_2. Проходя через такой шлак, капли металла очищаются от серы, в них снижается содержание неметаллических включений, в кристаллизаторе образуется плотный качественный слиток. Оборудование ЭШП проще и дешевле, чем при ВДП. Это обусловило широкое распространение этого вида переплава.

Процесс ЭШП был разработан в институте электросварки им. Е.О. Патона АО Украины. Практическое распространение метода ЭШП началось в 1958г. на металлургическом заводе "Днепроспецсталь". Электрошлаковый переплав получил большое распространение. Появился специальный термин "электрошлаковая технология" (ЭШТ), имеющая ряд разновидностей: "электрошлаковое литье" (ЭШЛ), "центробежное электрошлаковое литье" (ЦЭШЛ) и т.д.

На установках одних типов переплав осуществляют с расходуемым электродом, на установках других типов - с нерасходуемым электродом. Существо процесса остается при этом неизменным: капли металла проходят через слой жидкого шлака (через шлаковую ванну). Нерасходуемые электроды, используемые для поддержания требуемой температуры в шлаковой ванне, бывают графитовые или металлические водоохлаждаемые. Проходя через слой жидкого шлака, капли металла попадают или в кристаллизатор или в огнеупорный тигель. В последнем случае установки называются "установками с керамическим тиглем". Для производства стальных слитков обычно используют процесс с расходуемым электродом и охлаждаемым кристаллизатором.

Расходуемые электроды получают, выплавляя предварительно металл нужного состава в обычном сталеплавильном агрегате (чаще - в дуговой сталеплавильной или мартеновской печи) и разливая его на слитки или непрерывно - литую заготовку. Для получения расходуемых электродов необходимых размеров (по сечению) слитки могут подвергаться прокатке или ковке. Получаемые электрошлаковые слитки имеют обычно развес до 5 - 6т. В отдельных случаях (например, при получении заготовок для последующего изготовления роторов турбин электростанций) отливаются электрошлаковые слитки массой 60т и более. В СССР была разработана специальная

электрошлаковая технология, позволяющая отливать слитки массой до 300т. Большие слитки массой 200 - 300т (для роторов турбин, валов судовых двигателей и т.п.) выплавляют редко, и заводам нерационально иметь у себя крупные агрегаты для того, чтобы использовать их несколько раз в году. Поэтому для производства сверхкрупных слитков институт им. Патона совместно с рядом заводов создал способ, получивший название способа **порционной электрошлаковой отливки** (ПЭШО). В отличие от обычного ЭШП, основанного на переплаве расходуемых электродов, способ ПЭШО предусматривает получение слитков непосредственно из жидкого металла. В водоохлаждаемой изложнице с помощью нерасходуемых электродов расплавляется смесь шлакообразующих компонентов. При этом в изложнице образуется слой жидкого шлака (шлаковая ванна), обладающий высокой рафинирующей способностью (рисунок 3.5, а). Через слой шлака заливают первую порцию стали, полученной в печи, емкость которой равна части емкости изложницы. При заливке металла погруженные в шлак электроды автоматически поднимаются (рисунок 3.5, б).

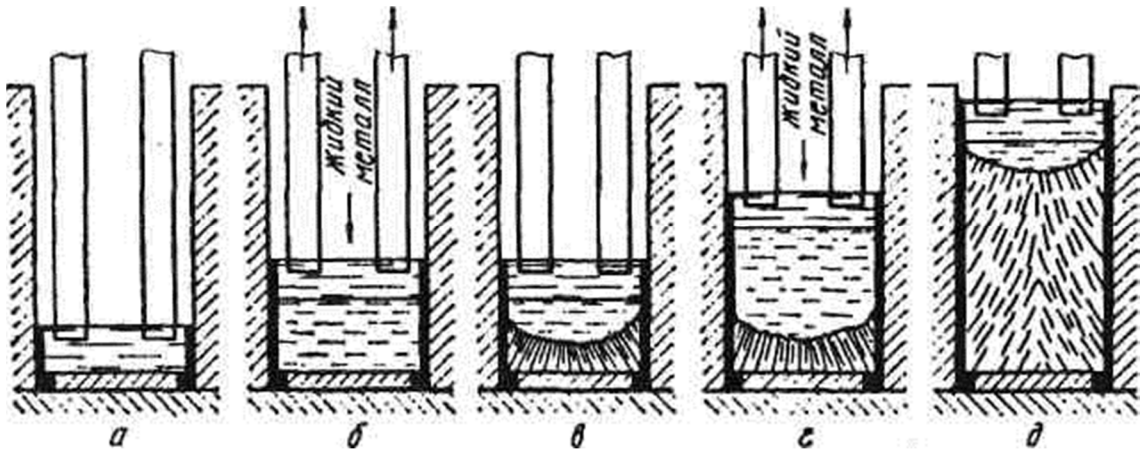


Рисунок 3.5 - Схема порционной электрошлаковой отливки

После заливки первой порции металла ведут электрошлаковый обогрев зеркала металла. Подводимая мощность должна поддерживать его жидким по всему сечению изложницы. При этом залитый металл постепенно затвердевает в направлении снизу вверх и к моменту заливки следующей порции металла под слоем жидкого шлака остается небольшой объем жидкого металла (рисунок 3.5, в). Металл следующей порции аналогич-

ным образом заливают в изложницу, и он смешивается с остатком жидкого металла первой порции (рисунок 3.5, г). Этот процесс повторяют несколько раз до заполнения всей изложницы. После заливки последней порции металла постепенно снижают электрическую мощность, подводимую к шлаковой ванне, т.е. предотвращают образование усадочной раковины в головной части слитка (рисунок 3.5, д). Интенсивная обработка металла рафинирующим шлаком обеспечивает высокую чистоту металла слитка по сере и неметаллическим включениям.

Направленная снизу вверх последовательная кристаллизация металла в изложнице при постоянном наличии сравнительно небольшого объема жидкого металла и высокого градиента температур в металлической ванне ограничивает развитие в слитке зональной ликвации и исключает образование в нем дефектов усадочного и ликвационного происхождения.

Преимуществом способа ПЭШО является также возможность получения слитков практически неограниченной массы при наличии сталеплавильного агрегата сравнительно малой емкости. Например, слиток массой 200т можно отлить способом последовательной заливки в изложницу четырех - шести плавок, полученных в дуговой электропечи (или ином агрегате) емкостью всего 35 - 50т.

Другим технологическим приемом, позволяющим получать высококачественные крупные слитки, является технология, названная "ЭШП с расходуемым электродом". При данной технологии у отлитого по обычной технологии крупного слитка удаляется осевая зона, в которой металл обычно поражен дефектами вследствие ликвации вредных примесей, неметаллических включений, скопления газов и т.п. Затем образовавшуюся таким образом полость в слитке путем электрошлакового плавления заполняют доброкачественным металлом.

Разновидностью ЭШП является электрошлаковая отливка (ЭШО), при которой жидкий металл заливается в водоохлаждаемые кристаллизаторы через слой жидкого шлака и кристаллизация протекает при электрошлаковом обогреве головной части слитков.

Другой разновидностью ЭШП является электрошлаковое литье (ЭШЛ), в процессе которого происходит электрошлаковое плавление расходуемого электрода, а переплавленный металл.

Приобретает форму внутренней поверхности кристаллизатора или формы. Сечение формы может быть переменным. При ЭШЛ широко используется прием закладки деталей с последующим их приплавлением к основной части отливки в процессе переплава расходуемого электрода. Таким образом, ЭШЛ включает в себя элементы сварочной техники.

В отличие от ЭШЛ сущность метода центробежного электрошлакового литья (ЦЭШЛ) заключается в расплавлении и накоплении металла электрошлаковым способом с последующей заливкой этого металла во вращающуюся форму. Чистота металла, прошедшего рафинирование жидким шлаком, и своеобразные условия кристаллизации этого металла во вращающейся форме обеспечивают высокое качество получаемых заготовок, что позволяет использовать их для изготовления деталей самого ответственного назначения. Успехи электрошлаковой технологии вызвали к жизни многочисленные предложения об организации электрошлакового переплава кусковых материалов (например, стружки), металлизованного сырья (например, металлизованных окатышей) и т.п. В этом направлении ведутся интенсивные исследования. Исследования ведутся также по разработке электрошлаковой технологии получения ферросплавов (ферротитана, феррованадия). При этом в качестве сырья используются титановая и железная губки, пятиокись ванадия и т.п. Исследуется также возможность организации процесса дугового электрошлакового переплава (ДШП), при котором металл расходуемого электрода плавится за счет тепла электрической дуги, горящей в промежутке электрод - поверхность жидкой шлаковой ванны, а капли металла электрода, проходя через слой шлака, накапливаются в нижней части кристаллизатора и, затвердевая, образуют однородный слиток.

Недостатком ЭШП является невозможность организовать в открытом агрегате удаление водорода. В связи с этим широкое распространение получили дуплекс - процесс ВИП - ЭШП и ЭШП - ВДП. ВДП и ЭШП - основные переплавные процессы. Пользуясь ими, в промышленно развитых странах ежегодно переплавляют десятки и сотни тысяч тонн высококачественной стали и сплавов. Во многих случаях металл переплавляют дважды и трижды: ВИП - ВДП, ЭШП - ВДП, ВИП - ЭШП - ВДП и т.п.

Электронно - лучевой и плазменно - дуговой переплавы

Этими способами переплава пока пользуются в ограниченных масштабах и применяют их для производства в небольших количествах особо чистых сплавов. Не используется пока еще широко и метод получения сплавов плавкой во взвешенном состоянии. Переплавные процессы требуют предварительной выплавки металла в другом сталеплавильном агрегате, разливки и последующей подготовки слитка или заготовки для переплава (обрезка, удаление поверхностных дефектов, зачистка или травление и т.п.). Все это заметно уменьшает сквозной выход годного металла и требует существенных дополнительных затрат. Эти затраты оправданы лишь в особых случаях. В настоящее время новые методы внепечной обработки жидкой стали обеспечивают весьма глубокое рафинирование металла, а установки непрерывной разливки - благоприятные условия кристаллизации. Поэтому более дорогие методы переплава используются лишь тогда, когда к качеству металла предъявляются особые требования.

Контрольные вопросы:

1 Для чего предназначены переплавные процессы?

2 Какой металл позволяет получить вакуумный индукционный переплав?

3 В чем заключаются достоинства ВДП?

4 Сущность электрошлакового переплава?

5 Какие существуют разновидности ЭШП?

3.4 Обработка металла шлаками и порошковыми материалами

1 Обработка стали шлаками

2 Продувка металла порошкообразными материалами

3 Введение материалов в виде проволоки

4 Использование утапливаемых блоков

Обработка стали шлаками

В тех случаях, когда основную роль в удалении примеси выполняет шлаковая фаза, скорость процесса пропорциональна

величине межфазной поверхности шлак - металл, интенсивности и продолжительности перемешивания металла и шлака. На практике используют ряд технологий. Одна из них - использование высокоосновного и малоокисленного конечного шлака электроплавки. Если при этом в электропечи расплавить лигатуру и смешать ее (вместе с таким шлаком) с металлом, выплавленном в конвертере или мартеновской печи, получается так называемый "совмещенный" процесс (рисунок 3.6). Падая с большой высоты в ковш, струя металла энергично перемешивается с лигатурой и высокоосновным раскисленным шлаком, происходит раскисление, легирование и десульфурация стали.

Во многих случаях в электропечах просто расплавляют один шлак (основные составляющие CaO и Al_2O_3) и этим шлаком обрабатывают сталь, выплавленную в конвертере, мартеновской или электропечи. Операция называется "обработка металла синтетическим шлаком" (СШ).

В тех случаях, когда по условиям производства нет возможности разместить оборудование для расплавления синтетического шлака, используют метод обработки металла твердыми шлаковыми смесями (ТШС). Обычно в состав таких смесей входят CaO, CaF_2, алюминиевая стружка и т.п. Эффективность использования ТШС, естественно, ниже, чем жидких СШ. Основное требование к составам ТШС и СШ - минимум оксидов железа (для обеспечения максимального обессеривающего эффекта).

При обработке металла синтетическим шлаком такого состава (высокая основность и низкая окисленность) протекают следующие процессы: десульфурация, раскисление и удаления неметаллических включений. После обработки шлаком содержание [S] снижается до 0,002 - 0,010%.

Практика показала, что общее содержание неметаллических включений после обработки синтетическим шлаком уменьшается примерно в два раза. При проведении операции обработки металла шлаком приходится учитывать нежелательность попадания в ковш, в котором производится обработка, вместе с металлом также и шлака из печи или из конвертера.

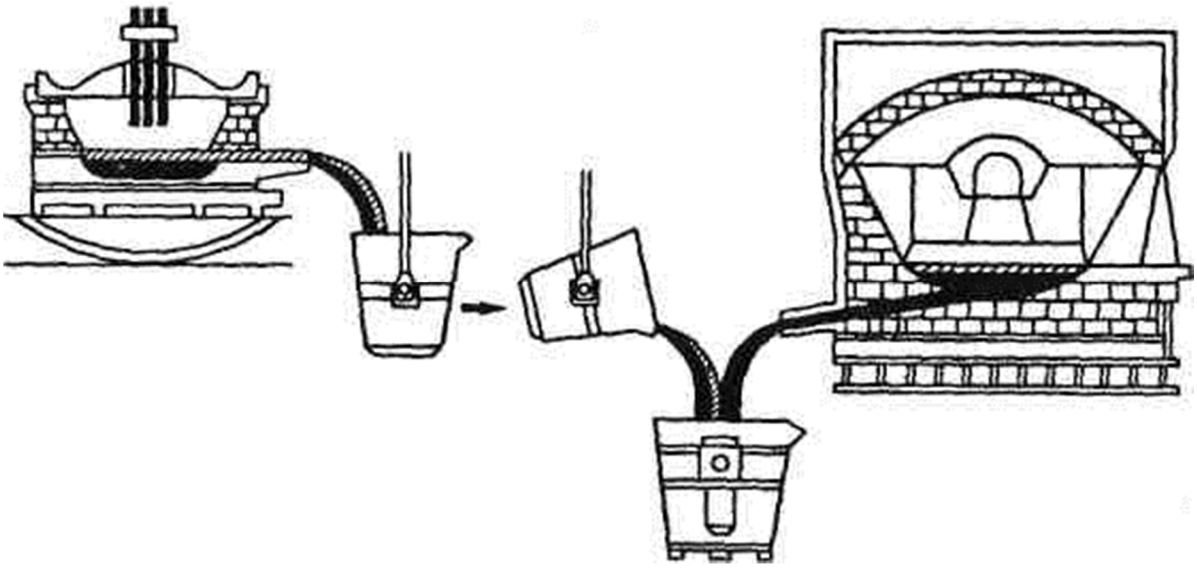


Рисунок 3.6 - Схема совмещенного процесса раскисления, легирования и рафинирования стали

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 газа-носителя, 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. В конвертерных цехах вдувание порошкообразной извести используют при переделе высокофосфористых чугунов.

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 CO промывают ванну от газов и неметаллических включений. Порошок графита или кокса можно вводить в металл непосредственно в печи, а также в ковш или на струю металла.

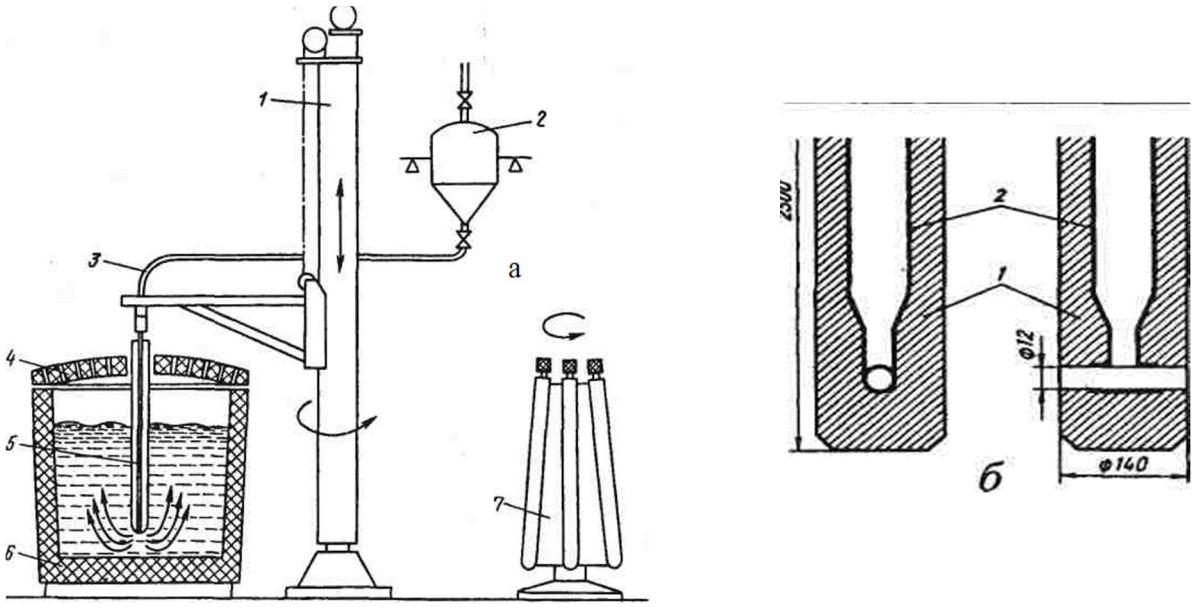
Метод вдувания в металл в ковше порошков может использоваться также для получения стали с регламентированным содержанием азота, а также для легирования Si, Ni, Mo, W, Pb и др. Для получения низкосернистой азотсодержащей стали могут использоваться смеси, содержащие $CaCN_2$. В этом случае несущим газом 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 O, S, которые являются поверхностно - активными элементами и препятствуют переходу азота в металл. Также как, в случае обработки стали СШ, состав попадающего из печи в ковш шлака в значительной степени влияет на протекание реакции десульфурации в ковше.

В настоящее время для введения вглубь металла широко используют в порошкообразном виде различные шлаковые смеси, а также магний, барий и РЗМ. Способы ввода реагентов в глубь металла разнообразны, поэтому под терминами "вдувание порошков", "инжекционная металлургия" понимают большое число самых разнообразных технологий.

Наиболее распространенным реагентов, используемым в составе вдуваемых смесей, является кальций. 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 благодаря 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.

Процесс введения кальция в сталь характеризуется рядом особенностей: пироэффектом, 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 в глубь металла ("инжекция" или "инъекция"). Термин "инжекционная" металлургия введен шведскими металлургами, разработавшими одну из разновидностей способа с использованием фурмообразного вида (рисунок 3.7) и обозначается буквами j или (Injection). Метод широко распространен за рубежом (под разными названиями).

Например, в ФРГ данный способ известен как TN - процесс. В США, Канаде и некоторых других странах этот метод получил название CAB - процесса. Метод используют, в частности, при производстве стали, применяемой для изготовления листа для сварных тяжелонагруженных конструкций. Жидкую сталь выпускают в ковш, закрываемый затем крышкой, через которую вводят фурму для вдувания кальция в струе аргона. Кальций испаряется и поднимаясь вместе с пузырями аргона, связывает серу в сульфид CaS.



а - общая схема (1 - подъемно - опускающееся устройство; 2 - раздаточный бункер; 3 - труба для продувки; 4 - крышка с огнеупорной футеровкой; 5 - фурма; 6 - ковш; 7 - накопитель фурм); б - фурма 1 - огнеупор; 2 - стальная трубка

Рисунок 3.7 - Устройства для продувки стали кальцийсодержащими реагентами:

Введение материалов в виде проволоки

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 накрывают 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 - 18мм и сматывают (длина проволоки 1250 - 3300мм) на металлические или деревянные катушки. Широкое распространение получила практика ввода в металл в виде проволоки алюминия (рисунок 3.8).

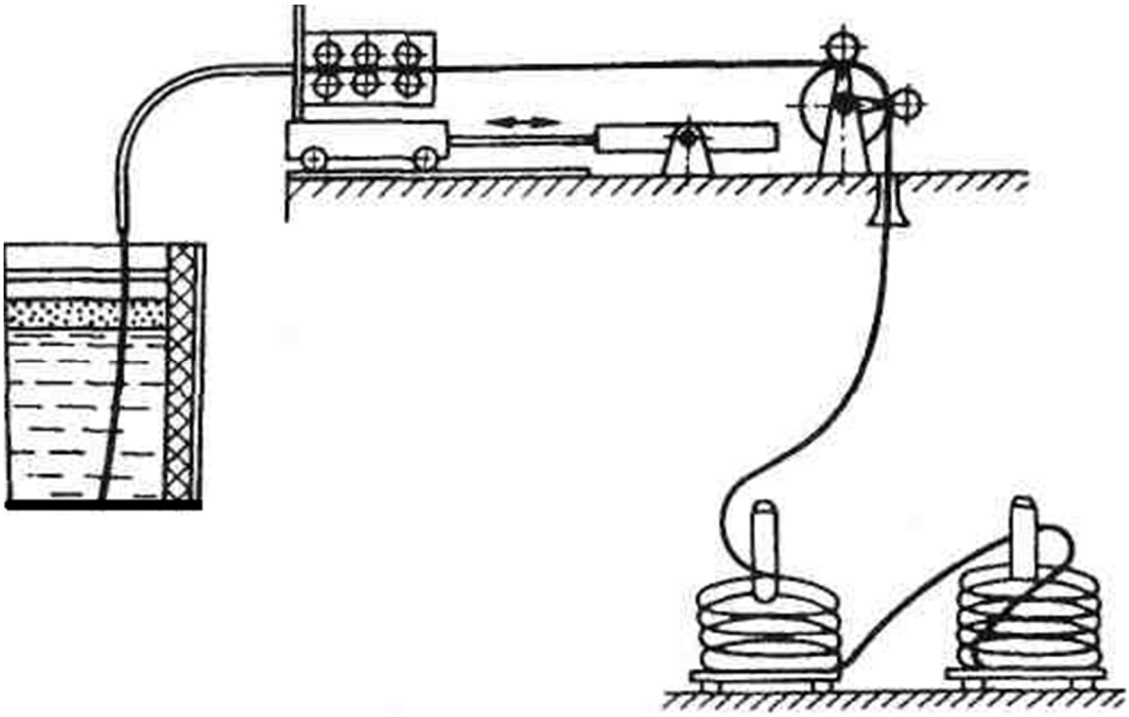


Рисунок 3.8 - Ввод проволоки в металл

Использование утапливаемых блоков

Для снижения угара и повышения эффективности использования таких легкоплавких или легкоиспаряющихся элементов, как алюминий, кальций, магний и другие некоторое распространение получил метод введения их вглубь 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. Соотношение содержаний железа и кальция в блоке подбирают таким, чтобы обеспечить

постепенное взаимодействие кальция, снижение его потерь, а также уменьшение дымо - и пламеобразования. Для введения блоков в металл не требуется сложного оборудования. Еще более простым (и более распространенным) является метод опускания в металл алюминиевых блоков.

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.

Контрольные вопросы:

1 Чему пропорциональна скорость процесса удаления примесей с помощью шлаковой фазы?

2 Для чего предназначена продувка металла порошкообразными материалами?

3 Что может являться газоносителем при продувке металла порошкообразными материалами?

4 Что используют в качестве вдуваемых реагентов?

5 Какое влияние оказывает кальций при его вдувании в расплав?

6 С какой целью используют утапливаемые блоки?

4 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ НА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

4.1 Попутная продукция металлургических предприятий при утилизации шлаков и использовании отходов смежных производств, шламов и выбросов

1 Защита воздушного бассейна
2 Охрана водного бассейна
3 Утилизация шлаков
4 Использование шламов и выбросов
5 Использование отходов смежных производств

Переработка руд и производство металлов сопровождается вредным воздействием на окружающую среду. Так, металлургический завод полного цикла, производящий 10млн.т стали в год ежегодно выбрасывает в атмосферу более 200тыс.т пыли, 50тыс.т соединений серы, 250тыс.т оксида углерода, оксида азота и других веществ. Предприятия цветной металлургии ежегодно выбрасывают около 6млн. т вредных веществ, около 500 млн.м^3 загрязненных сточных вод сбрасывается в водоемы. Выбросы пыли в 2 - 5 раз превышают показатели передовых промышленных стран, энергоемкость готовой продукции выше на 10 - 20%.

Инженерные разработки, связанные с созданием безотходных и малоотходных технологий, ведутся во всем мире. Возникла новая подотрасль, разрабатывающая, изготавливающая оборудование, обеспечивающая охрану природы и полное использование и утилизацию отходов. Подлежащие очистке потоки горячих отходящих газов от металлургических агрегатов несут в себе большое количество энергии, и улавливание загрязняющих веществ из газовых выбросов сочетается с использованием их химической энергии, физического тепла, а в некоторых случаях и их механической энергии. Ценные составляющие имеются в отвальных шлаках, в плавильной пыли.

Защита воздушного бассейна. Значительная доля сил и средств, расходуемых на защиту окружающей среды, связана с защитой воздушного бассейна.

Защита воздушного бассейна осуществляется по следующим основным направлениям:

1) защита от так называемых «организованных» видимых загрязнений и выбросов в виде отходящих (из агрегата) газов и находящихся в их составе пыли, копоти, дыма через трубу или газоотсасывающие устройства;

2) борьба с так называемыми «неорганизованными» загрязнениями, выделяемыми в атмосферу в процессе перевозки, перемещения, складирования сыпучих материалов и металлошихты, а также в процессе транспортировки и перелива жидких чугуна, шлака, стали, ферросплавов и лигатуры;

3) борьба с невидимыми загрязнениями токсического характера (которые иногда оказываются более вредными чем видимые).

Пылегазовые выбросы предприятий черной металлургии составляют 10 - 15% от общих выбросов промышленности в целом по стране. В этих выбросах содержится пыль, SO_2, CO, $CC"_2$, NO_x, H_2S, фенолы, сероуглероды, бензопирены. Наибольшее количество SO_2 содержится в выбросах аглофабрик, энергетических установок, цехов и участков, связанных с производством чугуна. При производстве цветных металлов в атмосферу выбрасывается SO_2, CO, $CO_г$, пыль, оксиды различных металлов (особенно свинец, медь, никель). Производство алюминия электролизным методом сопровождается выбросами в атмосферу фтористых соединений и оксида углерода.

В нашей стране наблюдения за уровнем загрязнения атмосферы в городах и населенных пунктах осуществляются в соответствии с Государственными стандартами. Существуют определенные правила, касающиеся методики отбора проб воздуха, условий их хранения, проведения анализов, обобщения данных наблюдений и т.д. Все эти вопросы строго регламентированы, имеются соответствующие руководства и справочники.

Пыль, выделяющаяся из плавильных агрегатов, обычно называют плавильной пылью, а газы вместе с пылью – «выбросами» (иногда - «пылегазовыми потоками»).

Система отвода газов от плавильных агрегатов включает в себя:

1) газоотводящие тракты.

Котлы - утилизаторы. Котлы - утилизаторы используют физическое тепло нагретых газов для получения пара, который затем используют для производственных или бытовых нужд. Это называется использованием тепловых вторичных энергетических ресурсов (ВЭР). В процессе прохождения через котлы - утилизаторы газы охлаждаются, что обеспечивает проведение последующей операции - улавливание пыли. При охлаждении объем газов уменьшается.

2) пылеулавливающие устройства (газоочистки).

3) устройства для эвакуации газов. Гидравлическое сопротивление газоот-
водящих трактов высоко, поэтому для протягивания через газоочистные аппараты и для выброса охлажденных и очищенных от пыли газов необходимы дополни
тельные устройства. В качестве тяговых устройств для эвакуации дымовых газов применяют дымовые трубы и дымососы (эксгаустеры).

Наиболее часто используют пылеуловители следующих типов:

а) инерционные;

б) ударного действия;

в) использующие метод электростатического осаждения.

Весьма распространено и другое деление способов очистки газов: сухой и мокрый. Сухие газоочистки (электрофильтры, рукавные фильтры) по принципу действия иногда делят на гравитационные, инерционные и пористые фильтры.

Для улавливания неорганизованных выбросов успешно применяют зонты. Зонты засасывают много воздуха - это недостаток, но они почти не нуждаются в уходе и не мешают обслуживающему персоналу.

Охрана водного бассейна

Металлургия наряду с химией одна из наиболее водопотребляющих отраслей промышленности. Например, чтобы получить 1т стали, необходимо (с учетом операций по добыче руды, чугуна и т.д.) израсходовать более 260м^3 воды. Для уменьшения этих больших расходов требуется новая техника.

Новая техника в области использования водных ресурсов может быть, с некоторой степенью условности, подразделена на три сферы применения:

1) новая техника в сфере привлечения для водообеспечения нетрадиционных источников (обессоленных морских, шахтных и подземных минерализованных вод, деминерализованных коллекторно - дренажных вод, доочищенных коммунальных, промышленных и животноводческих стоков);

2) создание высокоэффективных регенерирующих, очистных и охлаждающих устройств для широкого внедрения оборотных, замкнутых и бессточных систем водоснабжения, снижающих потребление свежей воды, в конечном итоге исключающих загрязнения водоемов;

3) создание и внедрение водосберегающих технологий.

Кроме расхода воды на чисто технологические цели приходится учитывать также и промышленные стоки. Поверхностный сток с территории металлургических предприятий в основном загрязнен взвешенными веществами и нефтепродуктами. До недавнего времени поверхностный сток с застроенных территорий относили к категории «условно чистых» вод. Однако при повышении требований к качеству сбрасываемых вод дождевые и талые воды не подлежат сбросу без предварительной очистки.

Утилизация шлаков. Металлургия - одна из отраслей промышленности, потребляющая огромное количество материалов, по массе своей значительно превышающих массу готового продукта. В числе отходов металлургического производства особое место занимают шлаки. Количество образующихся шлаков весьма велико.

На определенном этапе развития металлургии основная масса образующихся шлаков шла в отвалы, что вызывало отрицательное воздействие на окружающую среду: значительные площади занимали шлаковые отвалы (отторжение сельскохозяйственных угодий) имело место загрязнение почвы, воздушного и водного бассейнов. Для работы на шлаковых отвалах создавалась сеть железнодорожных путей с соответствующей зоной отчуждения, для их обслуживания задалживалось большое число локомотивов и т.д.

Металлургические шлаки (также как шламы и пыль, уловленная при очистке отходящих из металлургических агрегатов газов) содержат ряд компонентов, которые могут быть эффективно использованы. Поэтому шлакопереработка и ути-

лизация металлургических шлаков получила в мире широкое распространение, и сегодня на металлургических заводах не только утилизируются все образующиеся шлаки, но и постепенно разрабатываются старые шлаковые отвалы. В шлаковых отвалах нашей страны еще хранятся сотни миллионов тонн шлака, отвалы занимают значительные площади. Переработка и использование шлаков (и уловленной плавильной пыли) в настоящее время представляет собой самостоятельную подотрасль металлургического производства. Из шлаков извлекают металл, получают щебень для дорожного и промышленного строительства, шлаки используют как удобрения (шлаковая мука), используют как сырье для получения бетонов, шлаковой пемзы, минеральной ваты, ферросплавов и др.

Использование шламов и выбросов. На металлургических заводах образуются миллионы тонн шламов. Основная масса шламов образуется в процессе улавливания и осаждения выбросов пыли, а также при использовании гидрометаллургических методов обогащения руд. Шламы содержат ценные компоненты (прежде всего металлы), утилизация которых экономически оправдана. Кроме того, полное использование шламов решает вопросы охраны окружающей среды.

Составы шламов колеблются в очень широких пределах - в зависимости от принятой технологии получения тех или иных материалов и от состава используемого сырья. В зависимости от состава шламов меняются и методы их утилизации.

В некоторых случаях утилизации шламов уделяется особое внимание (шламы, содержащие цинк, свинец, титан, марганец и др.). Так, например, шламы образующиеся на стадии промывки марганцевой руды, содержат 10 - 18% Mn, в составе пыли при производстве высокоуглеродистого феррохрома 15 - 30% Cr_2O_3, при продувке металла в сталеплавильных агрегатах кислородом, выделяющаяся плавильная пыль содержит около 90% оксидов железа и т.п.

Использование отходов смежных производств. Проблема организации безотходных технологий - проблема межотрасли. Сегодня на отечественных заводах успешно используется ряд технологических решений. К их числу относятся: отвальные карбидсодержащие шлаки абразивного производства (содержащие

25 - 45% SiC_2 и 10 - 25% графита) применяют для снижения окисленности сталеплавильных шлаков. Шлаки производства вторичного алюминия (57 - 70% $A1_2O_3$, 8 - 15% A1) используют для улучшения процесса шлакообразования при выплавке стали, отходы производства графитации электродов (54 - 64% C; 29 - 41% SiO_2) используют для улучшения организации раскисления стали. Прямое легирование стали ванадием и никелем осуществляют при использовании золы теплостанций (зола может содержать до 35% V_2O_5 и 10% NiO).

Контрольные вопросы:

1 По каким направлениям осуществляется защита воздушного бассейна?

2 Что включает в себя система отвода газов от плавильных агрегатов?

3 На какие сферы условно подразделяется новая техника в области использования водных ресурсов?

4 По какой причине шлакопереработка и утилизация металлургических шлаков получила в мире широкое распространение?

5 Что такое шламы?

6 Для чего применяются шлаки производства вторичного алюминия?

7 Как используется зола теплостанций?

Список использованной литературы

1. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.
2. Ефимов В.А., Эльдарханов А.С. Технология современной металлургии М.: Новые технологии.- 2004.- с. 784. – 2 экз.
3. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. Учебник для Вузов.- М.: Мир, ООО «Издательство АСТ».- 2003.- с. 528 – 1 экз.
4. Металлургия чугуна: Учебник для вузов (Под редакцией Ю.С. Юсфина) – М.: ИКЦ «Академ книга).- 2004.- с. 774.- 8 экз.
5. Строганов А.И., Рысс М.А. Производство стали и ферросплавов.- М.: Металлургия.- 1974.
6. ОйксГ.Н., Иоффе Производство стали (расчеты).- М.: Металлургия.- 1974.
7. Явойский В.И., Кряковский Ю.В., Григорьев В.П. и др. Металлургия стали.- М.: Металлургия.- 1983.- с. 583.
8. Кудрин Д.А. Металлургия стали.- М.: Металлургия.- 1986.- с. 560.
9. http:// www.metallurgy.at.ua
10. http:// www.rusmet.ru
11. http:// www.metall-invest.kz
12. http:// www.metall.kz
13. Борнацкий И.И., Баптизманский В.И., Исаев Е.И. и др. Современный кислородно – конвертерный процесс. М.: Металлургия, 1974. 264 с.
14. Григорян В.А., Белянчиков А.Н., Стомахин А.Я. Теоретические основы электросталеплавильных процессов. М.: Металлургия, 1989.
15. 6Каблуковский А.Ф. Производство электростали и ферросплавов. М.: Академкнига, 2003. 511 с.
16. Лугзин В.П. Газы в стали и качество металла. М.: Металлургия, 1983. 230 с.
17. Торговец А.К., Шишкин Ю.И., Артыкбаев О.А. Теория, технология и оборудование внепечной обработки металлов. Алматы: Гылым, 2004. 273 с.
18. Баптизманский В.И. Разливка стали. К.: Вища школа, 1977. 200 с.

19. Гуляев Б.В. Затвердевание и неоднородность слитка. М.:Металлургиздат, 1950.
20. Шишкин Ю.И., Лукин Г.П. Металлургические расчеты. Учебно-методическое пособие. Алматы: РИК по УиМЛ, 2002. 112 с.
21. Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке. М.: Металлургия,1994,т2.
22. Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменев А.А. Металлургия черных металлов. М.: Металлургия, 1986.360 с.
23. Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорова О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым, 2006. 192с.
24. Торговец А.К., Артыкбаев О.А. Конструкции агрегатов и оборудование непрерывной разливки стали. Алматы: Гылым, 2002. 144 с.