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

А.С. Колесников, Маханбетова Б.А.

КОНСПЕКТЫ ЛЕКЦИЙ

по дисциплине
«Технология металлургического производства II»

для студентов специальности
5В070900-«Металлургия»

ШЫМКЕНТ 2013г.

УДК 530.1(075.8)
ББК 44.368я45
К 60

Рецензенты:

Абжанова А.С.- к.т.н., доцент кафедры «Технология электротермических производств и металлургия» ЮКГУ им. М.Ауезова

Абильдаев А.К.- главный инженер филиала ТОО «Корпорация Казахмыс»- Карагандинский литейный завод

К 60 Колесников А.С., Маханбетова Б.А.

Технология металлургического производства II. Конспекты лекций.- Шымкент: Южно-Казахстанский государственный университет им. М.Ауезова, 2013. -176с.

ISBN 978-691-285-067-6.

Конспекты лекций посвящены описанию основ историографии металлургии, основам металловедения, литейного и доменного производств, принципам построения диаграмм плавкости, понятию цветной и черной металлургии, металлургических печей и их конструкций, инновационному развитию металлургического комплекса Республики Казахстан, а также современному состоянию комплексной переработке природного и техногенного сырья.

Конспекты лекций предназначены для студентов высших учебных заведений по специальности 5В070900-Металлургия.

В конспектах лекций даны контрольные вопросы для самоконтроля знаний студента.

Конспекты лекций рекомендованы к изданию учебно-методическим советом Южно-Казахстанского государственного университета им. М.Ауезова, протокол №__ от «___»____2013г.

УДК 530.1(075.8)
ББК 44.368я45

ISBN 978-691-285-067-6.

© ЮКГУ им. М. Ауезова
© Колесников А.С.,
© Маханбетова Б.А.

Содержание

Введение…….. 4
Лекция №1. Теоретические основы послеплавильной обработки металлов…… 5
Лекция №2. Общие закономерности растворения газов в металле……. 12
Лекция №3. Неметаллические включения в стали…….. 22
Лекция №4. Классификация металлов и сплавов ответственного назначения…… 26
Лекция №5. Современные технологии получения металлов высокого качества……... 36
Лекция №6. Переплавные процессы…… 46
Лекция №7. Обработка металла шлаками и порошковыми материалами…… 56
Лекция №8. Внепечные методы обработки металла……... 63
Лекция №9. Физико - химические основы раскисления металлов и сплавов……. 75
Лекция №10. Организация и условия разливки стали……. 82
Лекция №11. Оборудование для разливки металла и технология разливки различных марок стали ……. 102
Лекция №12. Непрерывная разливка стали……. 126
Лекция №13. Основные узлы УНРС…… 143
Лекция №14. Технология разливки и качество слитка…… 156
Лекция №15. Попутная продукция металлургических предприятий и защита окружающей среды …… 170

Введение

Успешное развитие металлургического комплекса Казахстана, наряду с дальнейшими работами по созданию минерально-сырьевой, электроэнергетической баз, во многом определяется ускорением разработки теории и технологии переработки руд и концентратов. Первоочередными задачами являются разработки в области физико-химического фундамента технологических процессов получения высокочистых металлов и сплавов на всех стадиях подготовки и металлургического переплава сырья, а также рационального применения металлов в черной, цветной металлургии и других отраслях техники.

Сортамент металлопродукции выпускаемой предприятиями черной и цветной металлургии. Требования предъявляемые к качеству выпускаемой продукции и технологические пути решения повышения конкурентоспособности на внутреннем и мировом рынке металлов.

Настоящий курс лекций по дисциплине «Технология металлургического производства II» является специальным курсом для студентов специальности 5В070900- Металлургия.

Целью преподавания дисциплины «Технология металлургического производства» является дать обучающимся студентам глубокие знания об основных теоретических и технологических положениях производства черных и цветных металлов; умение решать сложные технологические задачи; иметь навыки самостоятельной работы по организации и управлению экспериментальных исследований технологических процессов на действующих металлургических агрегатах и перспективных опытных и опытно-промышленных комплексах.

Задачами изучения дисциплины является освоить общие закономерности процессов, протекающих в агрегатах черной и цветной металлургии; освоить методы расчета шихты, материального и теплового балансов процесса; интенсификации технологических процессов и управления плавкой.

Конспекты лекций посвящены описанию свойств металлов и их соединений а также истории металлургической промышленности.

Лекция №1. Теоретические основы послеплавильной обработки металлов

План лекции:

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: $lgK_c = lg(P_{co} / [C][O]f_c f_o) = 1168 / T + 7,07$.

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^{o}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^{o}С, кипения 1105^{o}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^{o}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?

Список рекомендуемой литературы:

1 Вегман Е.Ф., Жеребин Б.Н., Похвиснев А.Н., и др. Металлургия чугуна. М.: Академкнига. - 2004. - 774с.

2 Ефименко Г.Г., Гиммельфарб А.А., Левченко В.Е. Металлургия чугуна. К.: Вища школа. - 1988. - 351с.

3 Явойский В.И., Кряковский Ю.В., Григорьев В.П., и др. Металлургия стали. М.: Металлургия. - 1983. - 583с.

4 Борнацкий И.И., Баптизманский В.И., Исаев Е.И., и др. Современный кислородно - конвертерный процесс. М.: Металлургия. - 1974. - 264с.

5 Григорян В.А., Белянчиков А.Н., Стомахин А.Я. Теоретические основы электросталеплавильных процессов. М.: Металлургия. - 1989г.

6 Каблуковский А.Ф. Производство электростали и ферросплавов. М.: Академкнига. - 2003. - 511с.

7 Лугзин В.П. Газы в стали и качество металла. М.: Металлургия. - 1983. - 230с.

8 Торговец А.К., Шишкин Ю.И., Артыкбаев О.А. Теория, технология и оборудование внепечной обработки металлов. Алматы: Гылым. - 2004. - 273с.

Лекция №2. Общие закономерности растворения газов в металле

План лекции:

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:

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

где, [O] - массовое содержание кислорода в растворе, %; $К_{[O]}$ - 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, Т - температура, К; [О] - массовое содержание кислорода в растворе, равновесное с вюститом, %.

Расчет показывает что, например, для 1873К величина [О] 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.

Таблица 1 - Результаты расчетов равновесного с вюститом содержания кислорода и соответствующего ему парциального давления кислорода в газовой фазе

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

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. Уравнения зависимости этой характеристики от температуры для δ, γ и α - Fe с соответствующими температурными интервалами приведены на рисунке 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}.

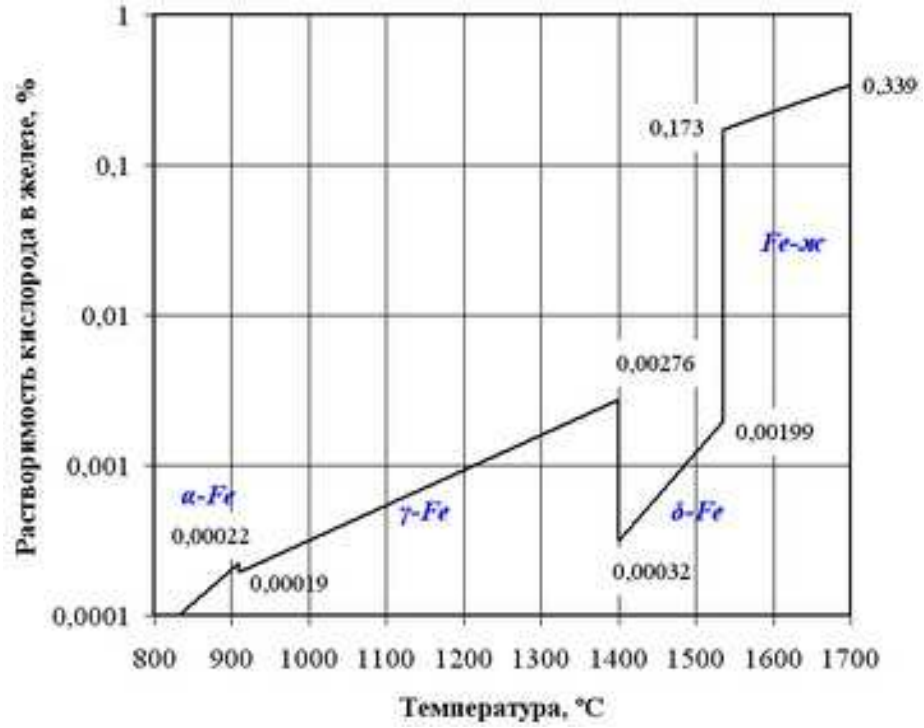


Рисунок 1 - Зависимость растворимости кислорода в железе от температуры

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:

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

Расчетные по уравнению кривые зависимости содержания кислорода от концентрации различных элементов при фиксированной температуре (1600°C) представлены на рисунке 2. На рисунке 2 также нанесены точки, соответствующие

предельным содержаниям раскислителей, при которых в реакциях связывания кислорода перестает участвовать железо.

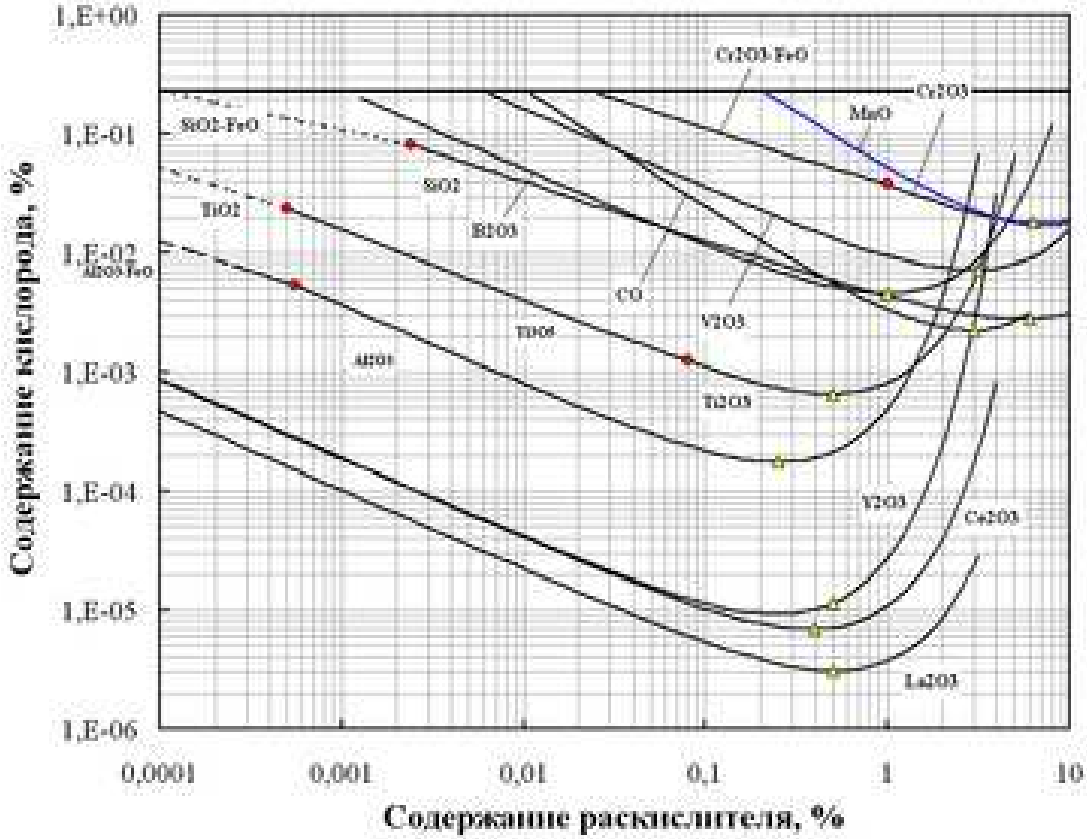


Рисунок 2 - Изотермы равновесного содержания кислорода в различными элементами в железе при 1600°С

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:

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

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 2$см^3$ / 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^{o}C) степень перехода азота из газовой фазы в металл невелика, однако с повышением температуры до 2500°C (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 3).

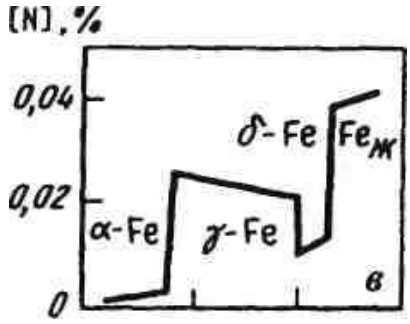


Рисунок 3 - Растворимость азота в стали

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).

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.

Список рекомендуемой литературы:

1 Баптизманский В.И. Разливка стали. К.: Вища школа. - 1977. - 200с.

2 Гуляев Б.В. Затвердевание и неоднородность слитка. М.: Металлургия. - 1950г.

3 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

4 Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменов А.А. Металлургия черных металлов. М.: Металлургия. - 1986. - 360с.

5 Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

6 Ефимов В.А., Эльдарханов А.С. Технология современной металлургии. М.: Новые технологии. - 2004. - 784с.

7 Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. Учебник для Вузов. - М.: Мир, ООО «Издательство АСТ». - 2003. - 528с.

8 Гасик М.И. Теория и технология производства ферросплавов. М.: Металлургия. -1988г.

9 Шишкин Ю.И., Лукин Г.П. Металлургические расчеты. Учебно - методическое пособие. Алматы: РИК по УиМЛ, 2002. - 112с.

10 Кудрин Д.А. Металлургия стали. - М.: Металлургия. - 1986. - 560с.

11 Вегман Е.Ф., Жеребин Б.Н., и др. Металлургия чугуна. - М.: Металлургия. - 1978г.

Лекция №3. Неметаллические включения в стали

План лекции:

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 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 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 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 подразделяют неметаллические включения?

3 Приведите примеры неметаллических включений.

4 На что делят включения в зависимости от химического состава?

Список рекомендуемой литературы:

1 Вегман Е.Ф., Жеребин Б.Н., Похвиснев А.Н., и др. Металлургия чугуна. М.: Академкнига. - 2004. - 774с.

2 Ефименко Г.Г., Гиммельфарб А.А., Левченко В.Е. Металлургия чугуна. К.: Вища школа. - 1988. - 351с.

3 Явойский В.И., Кряковский Ю.В., Григорьев В.П., и др. Металлургия стали. М.: Металлургия. - 1983. - 583с.

4 Борнацкий И.И., Баптизманский В.И., Исаев Е.И., и др. Современный кислородно - конвертерный процесс. М.: Металлургия. - 1974. - 264с.

5 Григорян В.А., Белянчиков А.Н., Стомахин А.Я. Теоретические основы электросталеплавильных процессов. М.: Металлургия. - 1989г.

6 Каблуковский А.Ф. Производство электростали и ферросплавов. М.: Академкнига. - 2003. - 511с.

7 Гасик М.И. Теория и технология производства ферросплавов. М.: Металлургия. -1988г.

8 Лугзин В.П. Газы в стали и качество металла. М.: Металлургия. - 1983. - 230с.

9 Торговец А.К., Шишкин Ю.И., Артыкбаев О.А. Теория, технология и оборудование внепечной обработки металлов. Алматы: Гылым. - 2004. - 273с.

10 Баптизманский В.И. Разливка стали. К.: Вища школа. - 1977. - 200с.

11 Гуляев Б.В. Затвердевание и неоднородность слитка. М.: Металлургия. - 1950г.

12 Шишкин Ю.И., Лукин Г.П. Металлургические расчеты. Учебно - методическое пособие. Алматы: РИК по УиМЛ, 2002. - 112с.

Лекция №4. Классификация металлов и сплавов ответственного назначения

План лекции:

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:

C1 - C - 3%; Cr - 30%; Ni - 5%; Si - 3%;
C2 - 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% C 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 перемагничивания. 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?

Список рекомендуемой литературы:

1 Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

2 Торговец А.К., Артыкбаев О.А. Конструкции агрегатов и оборудование непрерывной разливки стали. Алматы: Гылым. - 2002. - 144с.

3 Шишкин Ю.И., Лукин Г.П. Металлургические расчеты. Учебно - методическое пособие. Алматы: РИК по УиМЛ, 2002. - 112с.

4 Вегман Е.Ф., Жеребин Б.Н., Похвиснев А.Н., и др. Металлургия чугуна. М.: Академкнига. - 2004. - 774с.

5 Гасик М.И. Теория и технология производства ферросплавов. М.: Металлургия. -1988г.

6 Явойский В.И., Кряковский Ю.В., Григорьев В.П., и др. Металлургия стали. М.: Металлургия. - 1983. - 583с.

7 Каблуковский А.Ф. Производство электростали и ферросплавов. М.: Академкнига. - 2003. - 511с.

Лекция №5. Современные технологии получения металлов высокого качества

План лекции:

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 распростронение 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 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.

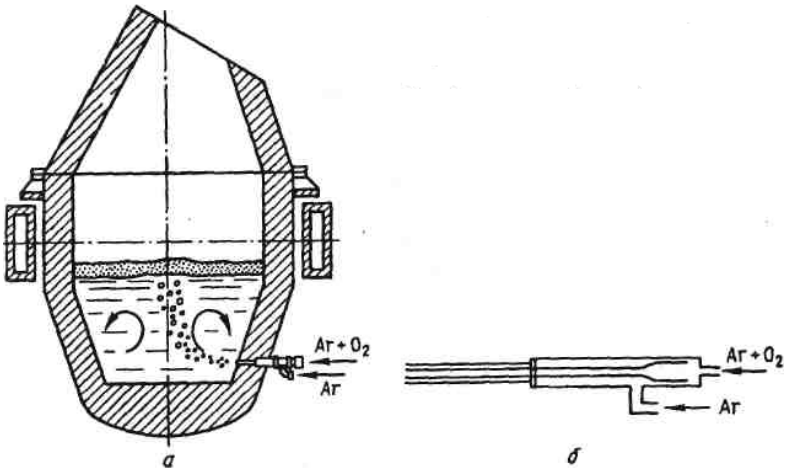


Рисунок 1 - Конструкция конвертера для аргонокислородной продувки (АКР - процесс; AOD - процесс) а - конвертер; б - фурма

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 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.

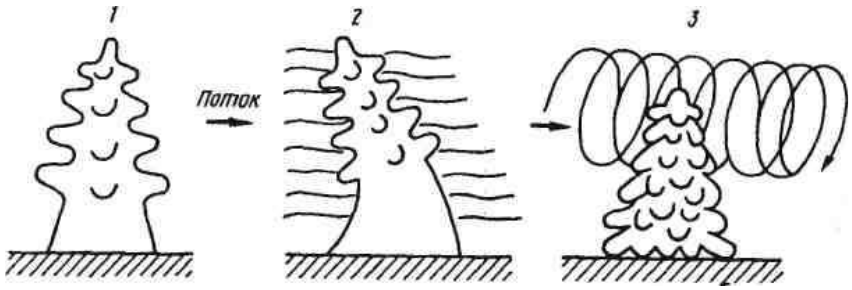


Рисунок 2 - Изменение формы растущего дендрита в зависимости от характера потока металла у фронта кристаллизации: 1 - без потока; 2 и 3 - ламинарный и турбулентные потоки соответственно

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 индук-тивного 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?

Список рекомендуемой литературы:

1 Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменов А.А. Металлургия черных металлов. М.: Металлургия. - 1986. - 360с.

2 Зеликман А.Н., и др. Металлургия редких металлов. М.: Металлургия. - 1980. - 328с.

3 Худайбергенов Т.Е. Металлургия легких металлов. Алматы: Гылым. - 2001г.

4 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

5 Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

6 Торговец А.К., Артыкбаев О.А. Конструкции агрегатов и оборудование непрерывной разливки стали. Алматы: Гылым. - 2002. - 144с.

7 Шишкин Ю.И., Лукин Г.П. Металлургические расчеты. Учебно - методическое пособие. Алматы: РИК по УиМЛ, 2002. - 112с.

8 Гудима Н.В. Технологические расчеты в металлургии тяжелых цветных металлов. М.: Металлургия. - 1977г.

9 Снурников А.П. Комплексное использование сырья в цветной металлургии. М.: Металлургия. - 1986. - 384с.

10 Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке. М.: Металлургия. - 1994г.

11 Коротич В.И., Набойченко С.С., Сотников А.И., и др. Начала металлургии: учебник для вузов. Екатеринбург: УГТУ. - 2000г. - 392с.

12 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия: учебник для вузов / 6 - изд. перераб. и доп. - М.: ИКЦ «Академинига». - 2002г. - 768с.

13 Вегман Е.Ф., Жеребин Б.Н., Похвиснев А.Н., и др. Металлургия чугуна. М.: Академкнига. - 2004. - 774с.

Лекция №6. Переплавные процессы

План лекции:

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 1.

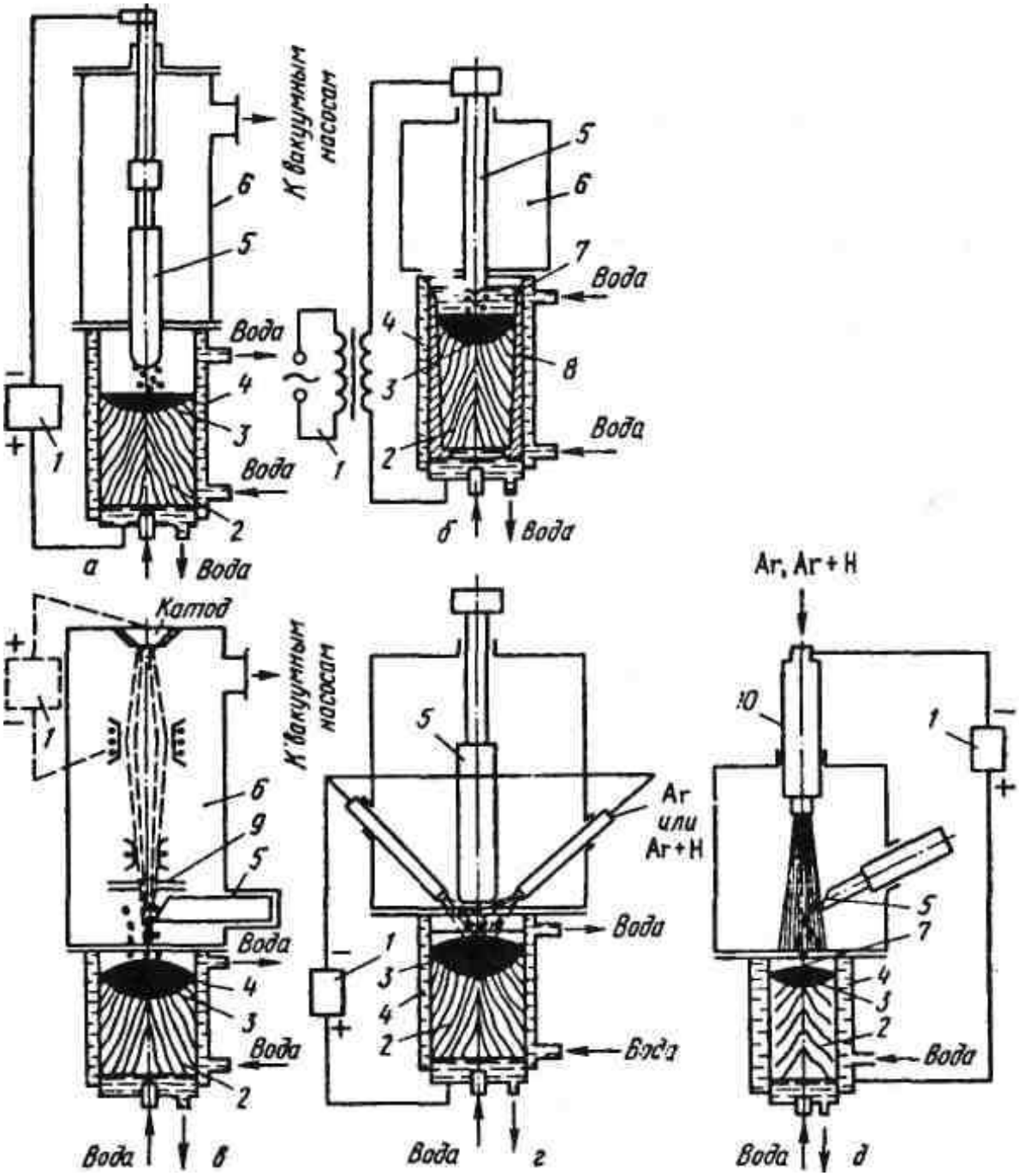
Вакуумный дуговой переплав

На схеме рисунка 1, *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 2 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**.

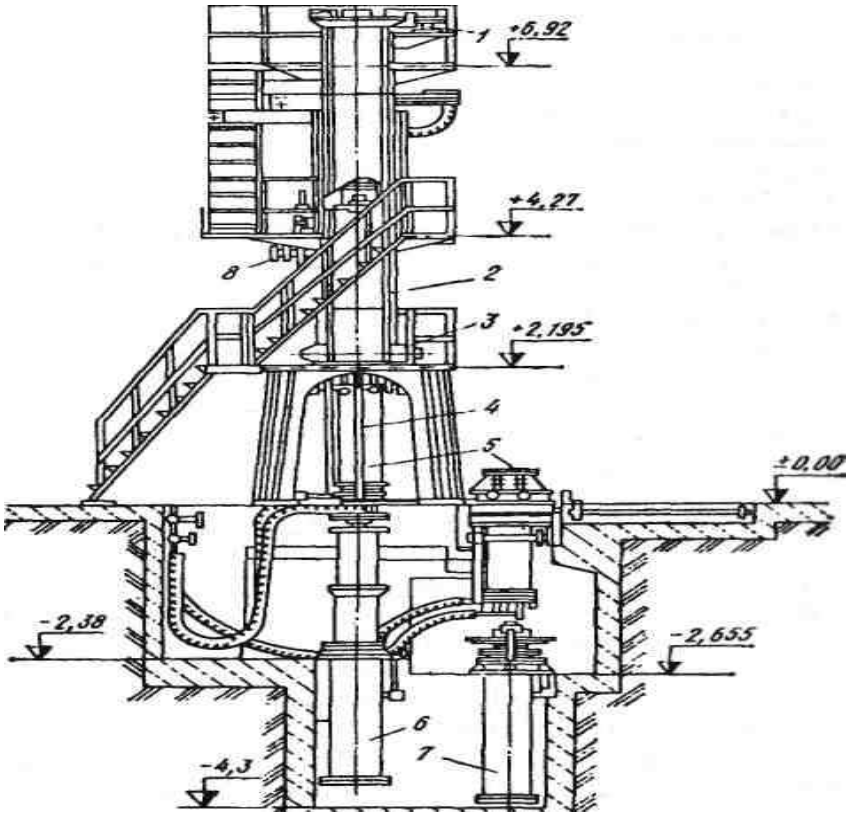


(а - вакуумно -дуговой; б - электрошлаковый; в - электронно - лучевой; г - плазменный с радиальным размещением плазмотронов; д - плазменный с осевым размещением плазмотронов): 1 - источник питания; 2 - слиток; 3 - ванна расплава; 4 - кристаллизатор; 5 - электрод (переплавляемая заготовка); 6 - герметизированная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

Рисунок 1 - Схема процессов электропереплава

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**.

Вакуумные дуговые гарнисажные печи (ВДГП) используют также для фасонного литья отливок особо ответственного назначения. На рисунке 2 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 2 - 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 ^ $A1_2O_3$, 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, 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, б).

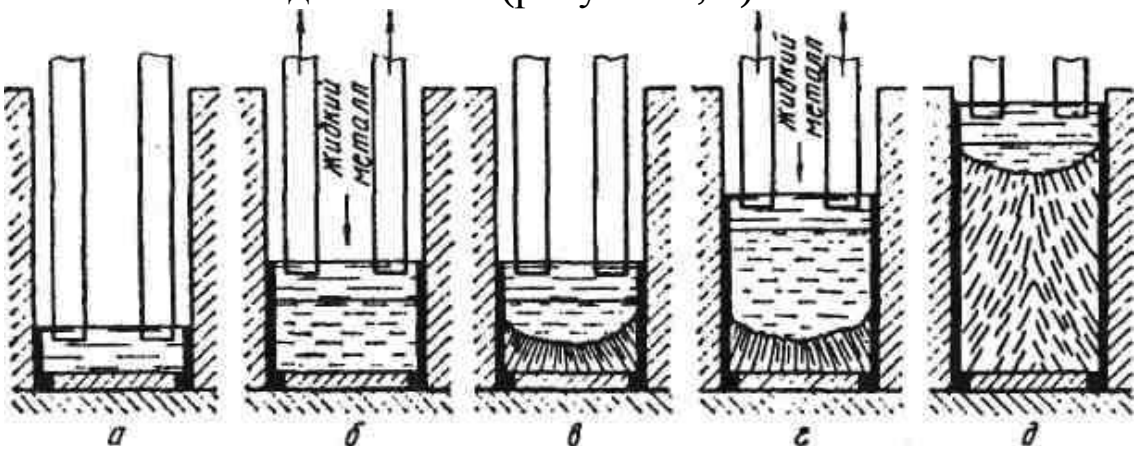


Рисунок 3 - Схема порционной электрошлаковой отливки

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, в). Металл следующей порции аналогичным образом заливают в изложницу, и он смешивается с остатком жидкого металла первой порции (рисунок 3, 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, 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?

Список рекомендуемой литературы:

1 Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменов А.А. Металлургия черных металлов. М.: Металлургия. - 1986. - 360с.

2 Зеликман А.Н., и др. Металлургия редких металлов. М.: Металлургия. - 1980. - 328с.

3 Худайбергенов Т.Е. Металлургия легких металлов. Алматы: Гылым. - 2001г.

4 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

5 Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

6 Торговец А.К., Артыкбаев О.А. Конструкции агрегатов и оборудование непрерывной разливки стали. Алматы: Гылым. - 2002. - 144с.

7 Шишкин Ю.И., Лукин Г.П. Металлургические расчеты. Учебно - методическое пособие. Алматы: РИК по УиМЛ, 2002. - 112с.

Лекция №7. Обработка металла шлаками и порошковыми материалами

План лекции:

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 1). 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.

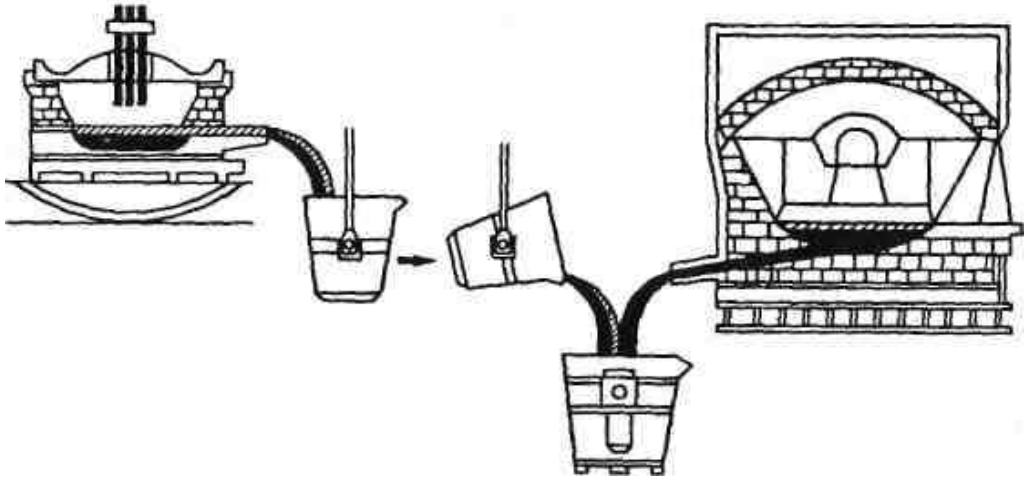


Рисунок 1 - Схема совмещенного процесса раскисления, легирования и рафинирования стали

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.

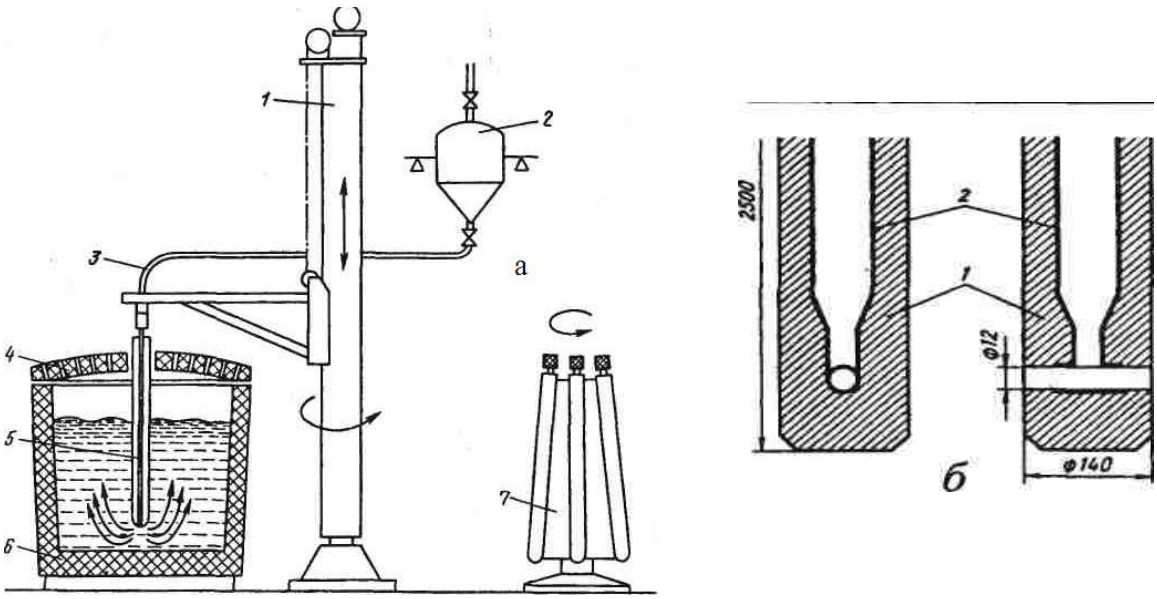
Метод вдувания в металл в ковше порошков может использоваться также для получения стали с регламентированным содержанием азота, а также для легирования Si, Ni, Mo, W, Pb и др. Для получения низкосернистой азотсодержащей стали могут использоваться смеси, содержащие $CaCN_2$. В этом случае несущим газом 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 2) и обозначается буквами j или (Injection). Метод широко распространен за рубежом (под разными названиями).



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 2 - Устройства для продувки стали кальцийсодержащими реагентами:

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.

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.

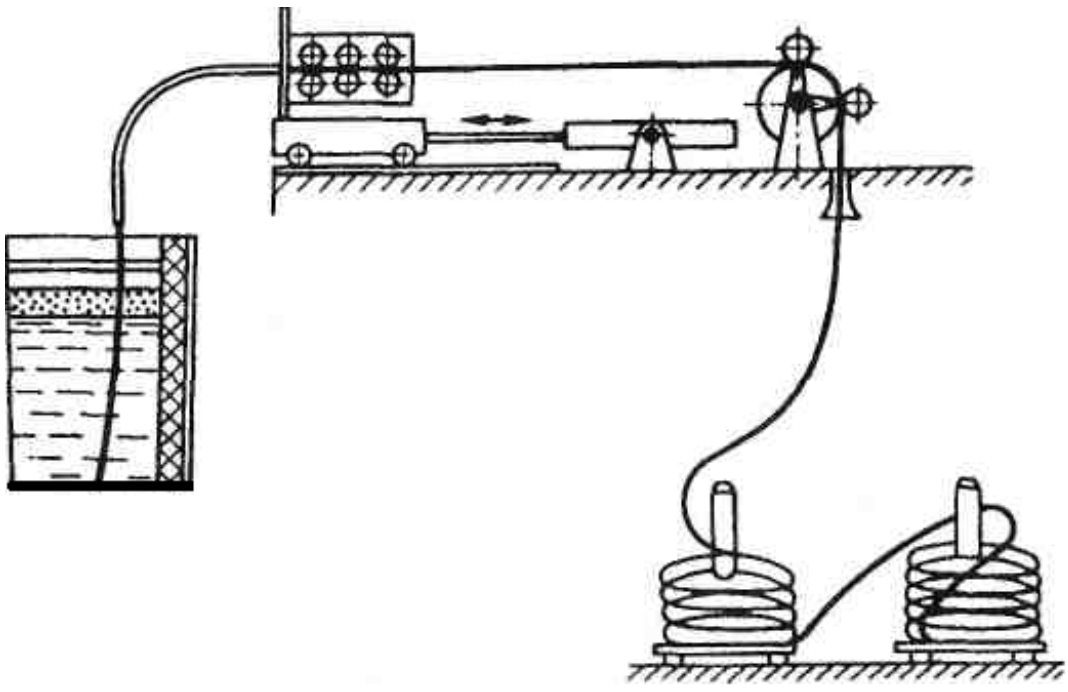


Рисунок 3 - Ввод проволоки в металл

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).

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?

Список рекомендуемой литературы:

1 Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменов А.А. Металлургия черных металлов. М.: Металлургия. - 1986. - 360с.

2 Зеликман А.Н., и др. Металлургия редких металлов. М.: Металлургия. - 1980. - 328с.

3 Худайбергенов Т.Е. Металлургия легких металлов. Алматы: Гылым. - 2001г.

4 Шишкин Ю.И., Лукин Г.П. Металлургические расчеты. Учебно - методическое пособие. Алматы: РИК по УиМЛ, 2002. - 112с.

5 Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

6 Торговец А.К., Артыкбаев О.А. Конструкции агрегатов и оборудование непрерывной разливки стали. Алматы: Гылым. - 2002. - 144с.

7 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

Лекция №8. Внепечные методы обработки металла

План лекции:

1 Внепечное вакуумирование

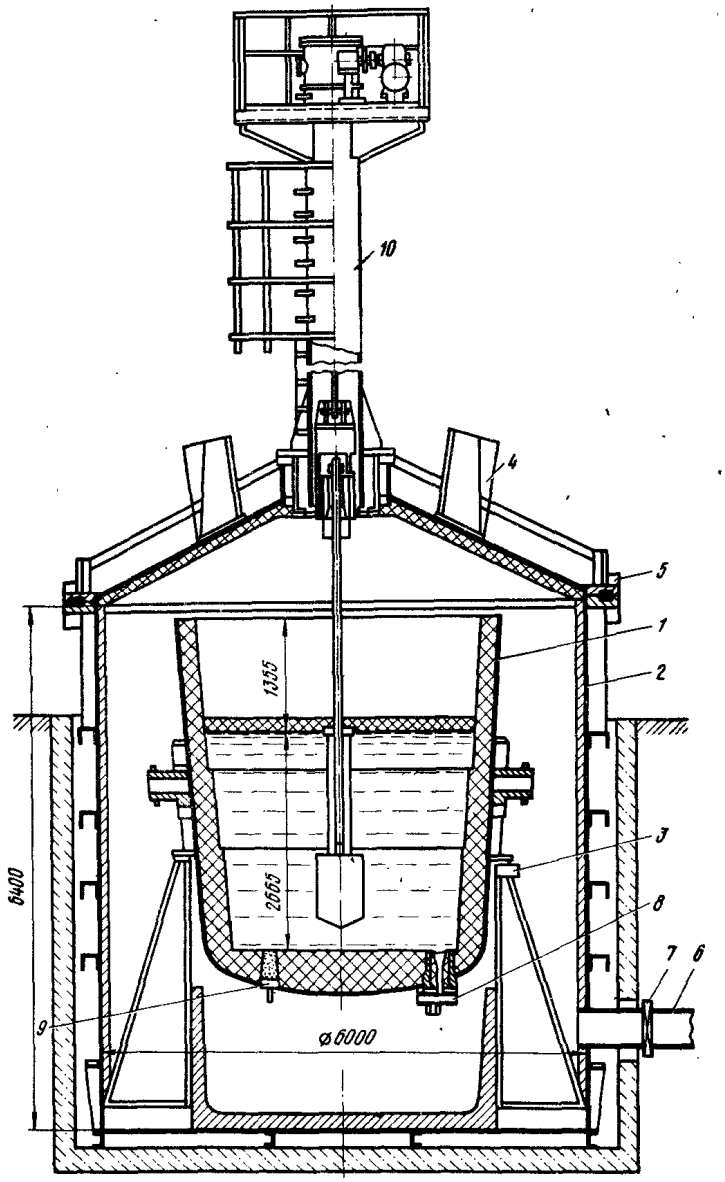
2 Предотвращение вторичного окисления

3 Методы отделения шлака и металла

4 Комбинированные методы внепечной обработки металла

Внепечное вакуумирование. Вакуумирование металла в вакуумкамере

При вакуумировании металла в вакуумной камере в ковше размеры камеры выполняют большими для свободной установки и извлечения ковша из камеры. Кроме того высота ковша, помещаемого в камеру, выше обычной. Это необходимо для предотвращения перелива металла при его вспенивании в процессе кипения. Высота свободного борта выполняются не менее 900мм. На рисунке 1 показана установка вакуумирования для 130 тонного ковша.



1 - ковш вместимостью 130т; 2 - вакуумная камера; 3 - постамент; 4 - бункера для введения ферросплавов; 5 - крышка; 6 - вакуумпровод; 7 - вакуумная задвижка; 8 - шиберный затвор; 9 - пористая вставка для продувки аргоном; 10 - устройство для введения алюминия, легирующих и РЗМ с малым удельным весом

Рисунок 1 - Установка для вакуумирования в ковше плавок массой 100т

При обработке массы металла свыше 50т нижние слои металла не подвергаются достаточной дегазации, т.к. перемешивание металла создаваемое за счет образования газа CO, не достаточно для доставки всех частей расплава к поверхности, где растворенные газы удаляются в атмосферу. В качестве решения данной проблемы применяется метод нижней продувки металла аргоном. В качестве альтернативы также применяется электромагнитное перемешивание ванны. Отрицательным фактором принудительного перемешивания является снижение температуры металла.

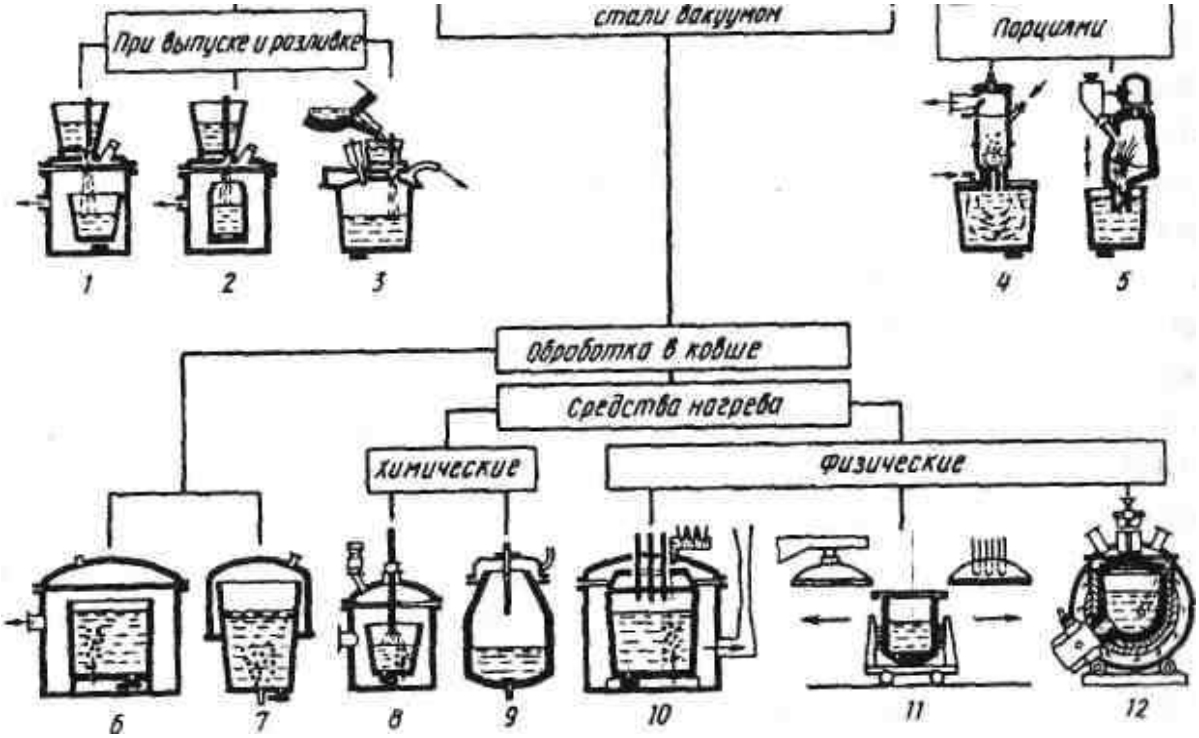


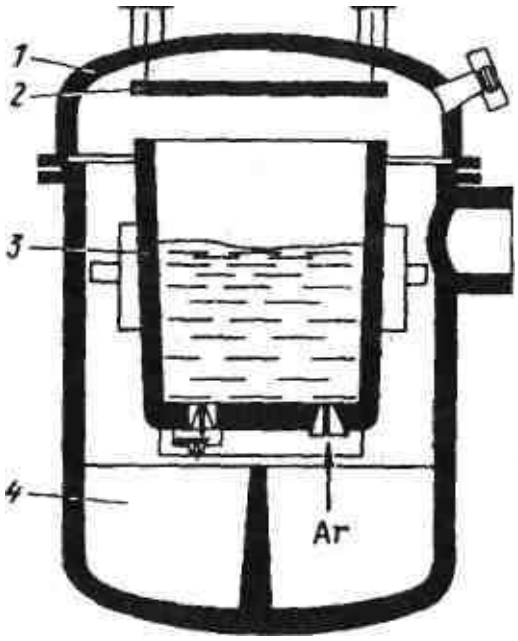
Рисунок 2 - Различные способы внепечного вакуумирования

Существенным недостатком вакуумирования в камере ковшей с большой массой металла является необходимость подвергать снижению давления в камерах, имеющих значительный объем. В настоящее время в промышленно развитых странах успешно работают сотни установок внепечного вакуумирования различной конструкции. Схемы наиболее распространенных конструкций представлены на рисунке 2. Самым простым способом является способ вакуумирования в ковше.

1. Ковш с металлом помешают в вакуумную камеру, организуют перемешивание металла инертным газом, раскислители

вводят в ковш из бункера, также находящегося в вакуумной камере. Этот метод часто называют **ковшевым вакуумированием** (рисунок 3).

2. Металл вакуумируют при переливе из ковша в ковш или из ковша в изложницу, т.е. обработке вакуумом подвергается струя металла (метод называют **струйным вакуумированием** или **вакуумированием струи**). Металл под воздействием ферростатического давления засасывается примерно на 1,48м в вакуумную камеру.



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

Рисунок 3 - Установка вакуумирования стали в ковше

Предотвращение вторичного окисления

Одной из распространенных причин брака стали является вторичное (повторное) окисление металла, являющееся следствием взаимодействия металла с кислородом воздуха при выпуске и разливке, а также с конечным окислительным шлаком, огнеупорами и т.п. Развитие процессов вторичного окисления определяется процессами взаимодействия:

1. Металла с окисленным печным шлаком после введения раскислителей в печь.

2. Струи металла с атмосферой при выпуске металла в сталеразливочный ковш.

3. Металла, выпущенного из конвертера или печи, с окисленным шлаком, попавшим вместе с металлом в ковш.

4. Струи металла с атмосферой при переливе металла из сталеразливочного ковша в промежуточное разливочное устройство (промежуточный ковш).

5. Поверхности металла в промежуточном ковше с атмосферой.

6. Струи металла с воздухом, захваченным (эжектированным) струей металла при разливке по изложницам или в кристаллизатор установки непрерывной разливки.

7. Поверхности металла в изложнице или кристаллизаторе с атмосферой.

8. Металла, раскисленного сильными раскислителями (Ca, Mg, РЗМ), с оксидами футеровки ковша.

Огромное (почти десять порядков) различие окислительного потенциала воздуха и раскисленного металла определяет трудность защиты металла от вторичного окисления. Помимо окисления струя металла при выпуске и разливке взаимодействует с азотом и влагой воздуха.

Парадокс заключается в том, что чем чище от примесей металл (в результате внепечной обработки), чем меньше в нем таких, например, поверхностно - активных примесей, как сера, "блокирующих" поверхность, тем больший вред качеству может нанести контакт с атмосферой. Поэтому предотвращение такого контакта струи металла, подвергнутого внепечной обработке, является обязательным.

Из существующих многочисленных способов защиты металла чаще используют следующие:

1) отсечку окислительного конечного шлака и наведение в ковше шлака, не содержащего оксидов железа;

2) защиту струи металла инертным (или восстановительным) газом;

3) организацию уплотнения между сталеразливочным и промежуточными ковшами;

4) введение при помощи удлиненных разливочных стаканов струи металла вглубь (так называемая "разливка под уровень").

Используются и другие приемы работы. Так, на некоторых металлургических заводах Японии получил распространение такой прием, как загрузка на дно ковша перед выпуском плавки

сухого льда, обильное испарение которого создает газовую завесу, предотвращающую переход в металл азота из атмосферы. Такой прием обеспечивает получение конвертерной стали с гарантированно низким содержанием азота.

Методы отделения шлака и металла

Одним из важных элементов успешного проведения операций внепечной обработки является контроль и регулирование количества шлака, попадающего при выпуске в ковш. Методы удаления шлака с поверхности металла в ковше (установка ковша на платформу, оборудованную устройствами для наклона, конструирование специальных гребков и т.п.) сложны (рисунок 4). Большое распространение получили методы загущения шлака (например, введение порции холодного доломита) для затруднения его вытекания из агрегата. Однако такие методы не позволяют полностью отсечь конечный шлак при выпуске. Известен ряд решений организации отсечки шлака при выпуске из мартеновских печей.

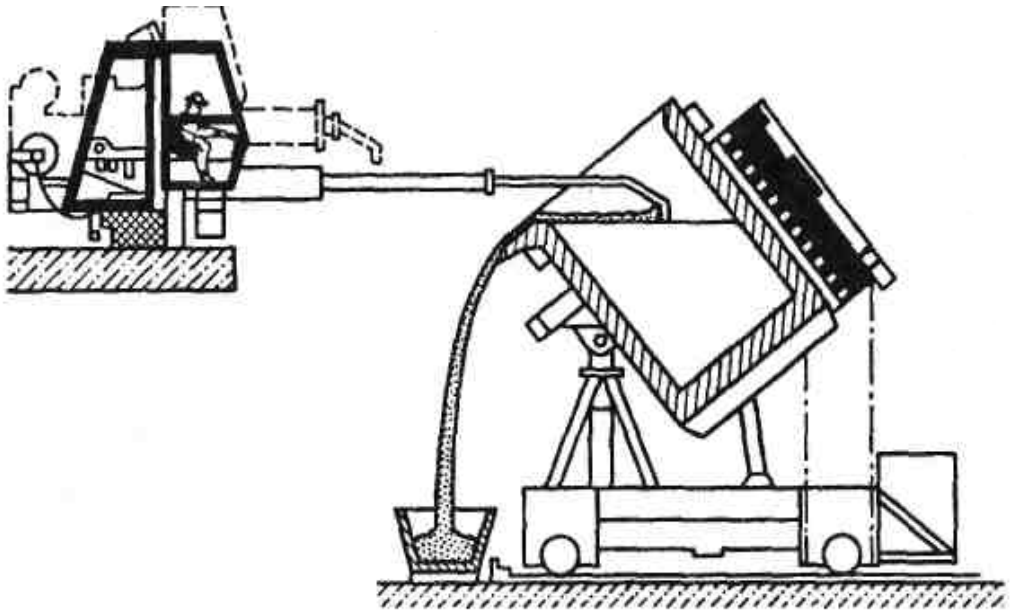


Рисунок 4 - Установка для скачивания шлака с поверхности металла в ковше

В конвертерных цехах распространение получили способы закупоривания сталевыпускного отверстия (летки) с использованием различного рода пробок (рисунок 5). На ряде металлургических заводов при выпуске металла из печи или

конвертера используют более простой прием: ковш с металлом в момент появления шлака отводят от агрегата.

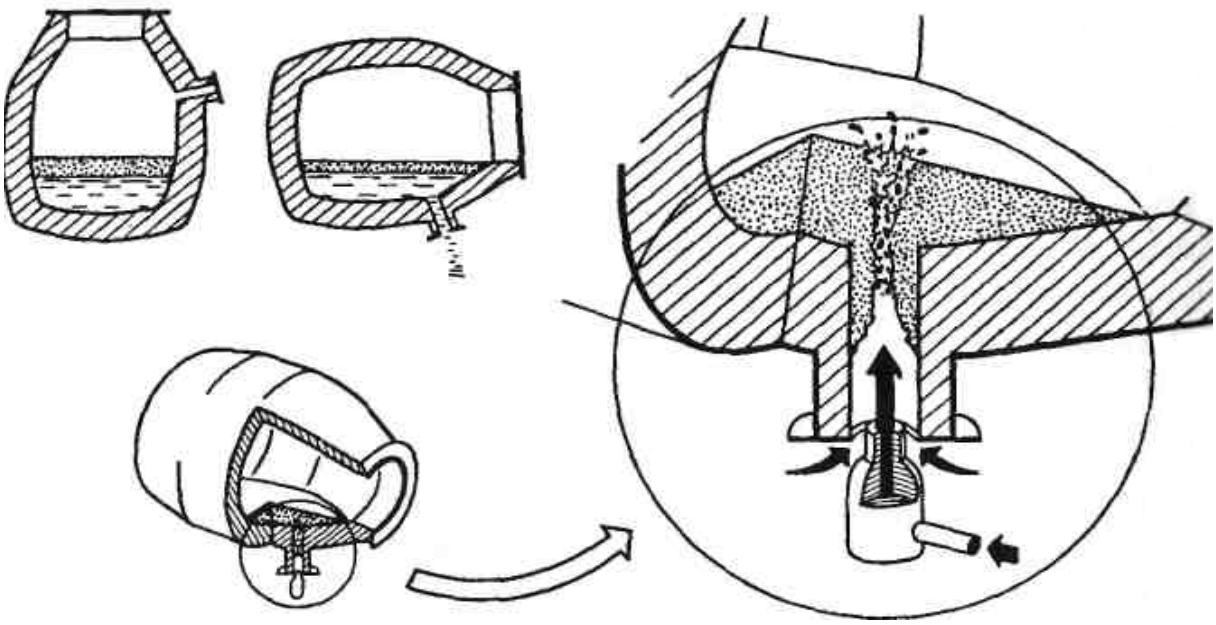


Рисунок 5 - Пневматическая пробка для отсечки шлака в конвертере

Этот метод, однако, не обеспечивает стабильности результатов и сопровождается потерями металла. Проблема отсечки конечного шлака остается одной из важных. Наиболее благоприятны условия для отсечки конечного шлака при работе дуговых электропечей с донным или эркерным выпуском.

Комбинированные методы внепечной обработки металла

По мере совершенствования простых методов внепечной обработки получают развитие комбинированные или комплексные методы. Это развитие идет по пути или комбинации нескольких "простых" методов или создания новых агрегатов с комплексной обработкой стали (сокращенно АКОС), или превращения "простых" методов в комплексные. Пример решения проблемы по первому пути показан на рисунке 6, когда необходимо использовать метод вакуумирования, организуют последовательную обработку металла вначале на установке с вдуванием кальцийсодержащих материалов (раскисление и удаление серы), затем на вакуумной установке (дегазация). В случае необходимости получения низкоуглеродистых сталей (например, коррозионностойких, жаропрочных и др.) широко

используют комбинирование вакуумной обработки с аргоно - кислородной продувкой и т.д.

Пример решения по второму пути - создание агрегатов, получивших название ковш -печь или LF (Ladle - Furnace, англ.). Процесс LF проводится в ковше, футерованном основными огнеупорами, накрываемом крышкой, через которую опускают электроды (рисунок 7). Процесс включает перемешивание продувкой металла аргоном в ковше, дуговой подогрев и обработку металла синтетическим шлаком в процессе его перемешивания аргоном. Процесс обеспечивает не только получение заданного химического состава и температуры металла, но и снижение количества неметаллических включений в результате удаления серы и кислорода. На рисунке 8 и показан вариант установки типа ковш - печь, предусматривающий возможность перемешивания металла аргоном под слоем синтетического шлака, вдувание порошкообразных реагентов и подогрев расплава одновременно.

Агрегаты ковш - печь работают как на переменном, так и на постоянном токе. На рисунке 9 показаны примерные схемы работы агрегатов LF на постоянном токе. По схеме рисунке 9, а нагрев ванны происходит через шлак.

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

Первым этапом усложнения процесса явилось дополнительное введение кислорода в вакуумную камеру с целью интенсификации обезуглероживания и дополнительного подогрева металла (рисунок 10, а). Далее, для подогрева металла в процессе его обработки начали использовать метод подачи в вакуум - камеру алюминия (в виде проволоки или в виде гранул) с последующим окислением его вдуванием кислорода (при протекании реакции $4A1 + 30_2 = 2A1_2O_3 + Q$ выделяется большое количество тепла). Дальнейшее усложнение - подача сверху из бункера непосредственно в вакуум - камеру или снизу в подающий патрубок (рисунок 10, б) шлакообразуюших материалов (обычно десульфурирующих смесей на базе CaO - CaF_2). Вариант такой технологии получил наименование VOF - процесс (англ. Vacuum - Oxygen - Flux Process).

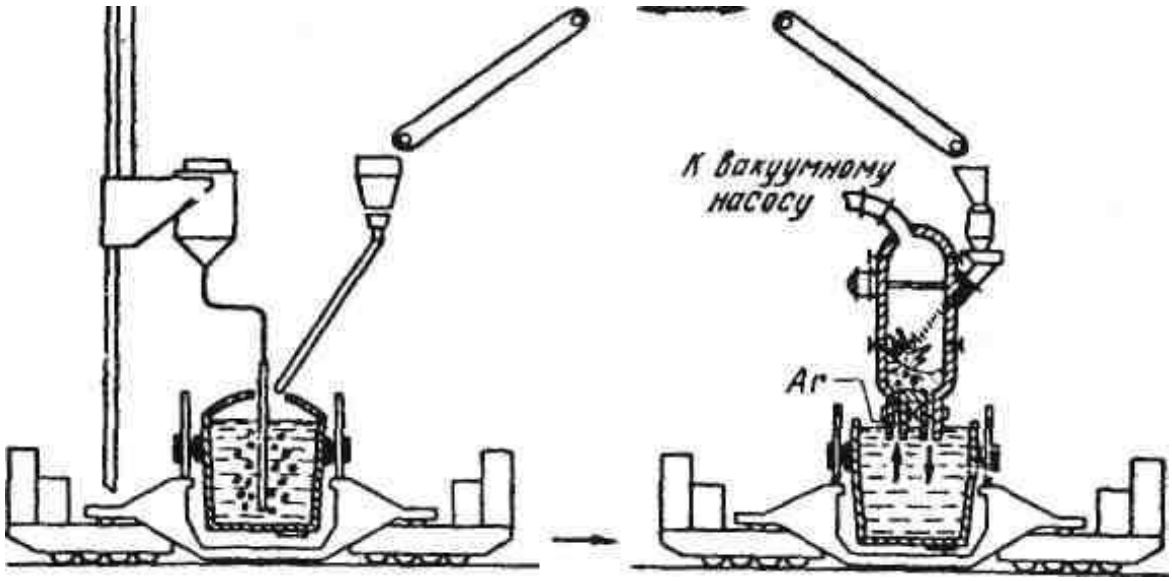
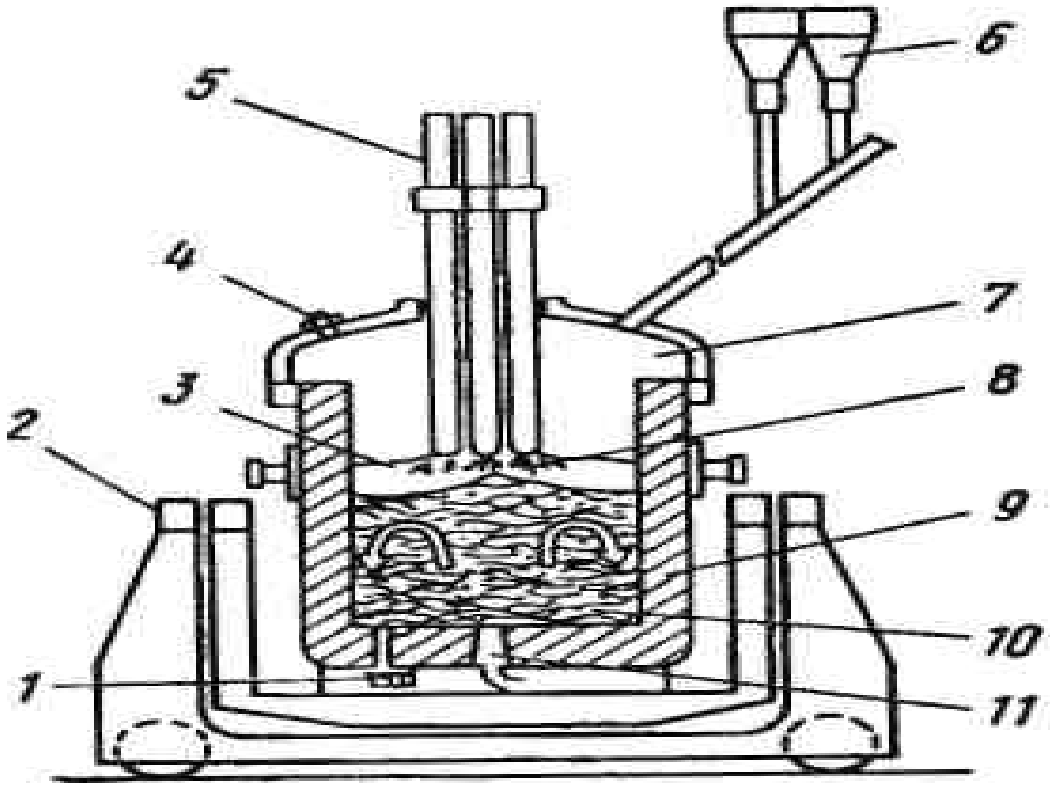
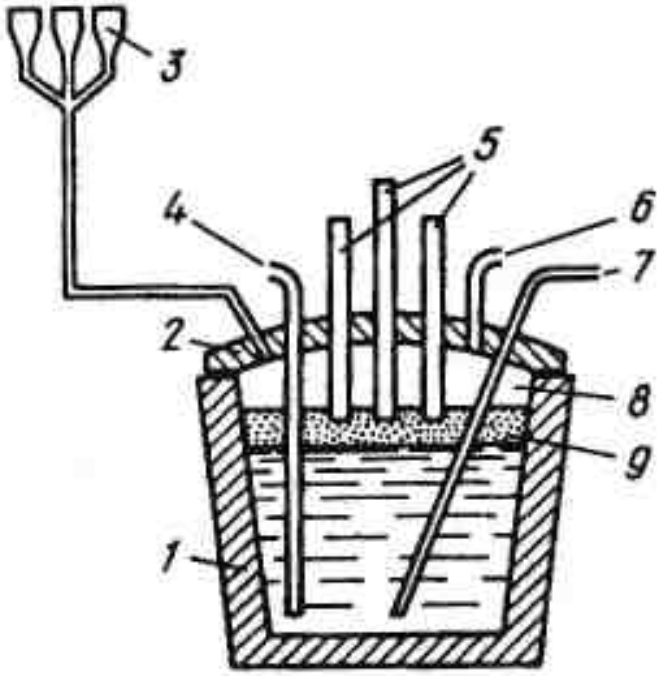


Рисунок 6 - Схема последовательной обработки стали вначале на установке с вдуванием кальцийсодержаших материалов, затем на установке циркуляционного вакуумирования



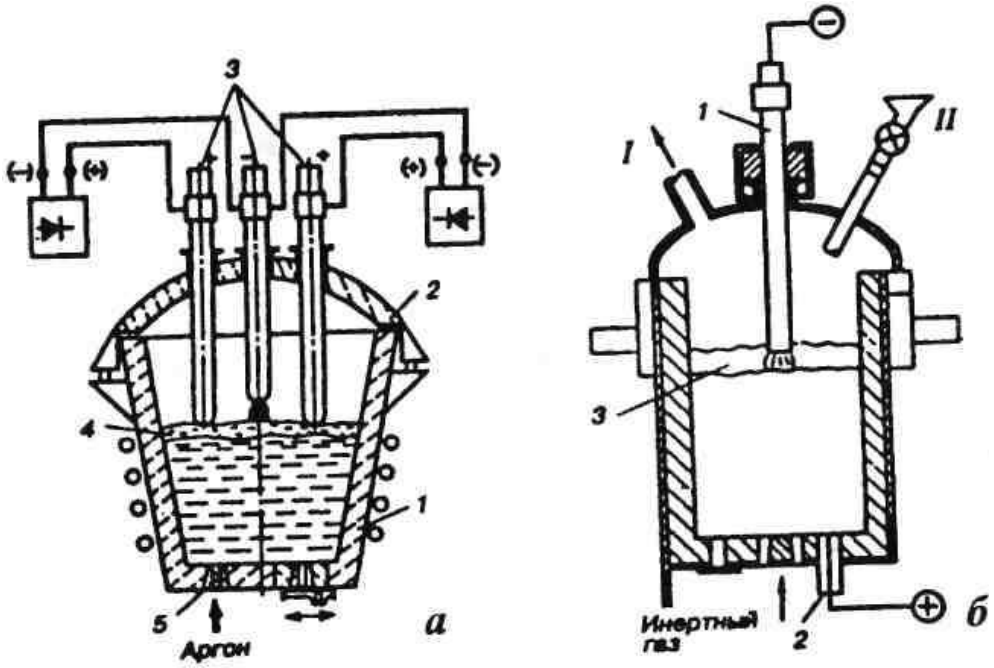
1 - шиберный затвор; 2 - тележка; 3 - основной шлак; 4 - смотровое окно; 5 - электроды; 6 - бункеры для хранения легирующих добавок; 7 - инертная атмосфера внутри печи; 8 - нагрев погруженной дугой; 9 - ковш; 10 - жидкая сталь; 11 - пористая пробка для подачи аргона

Рисунок 7 - Установка типа ковш - печь



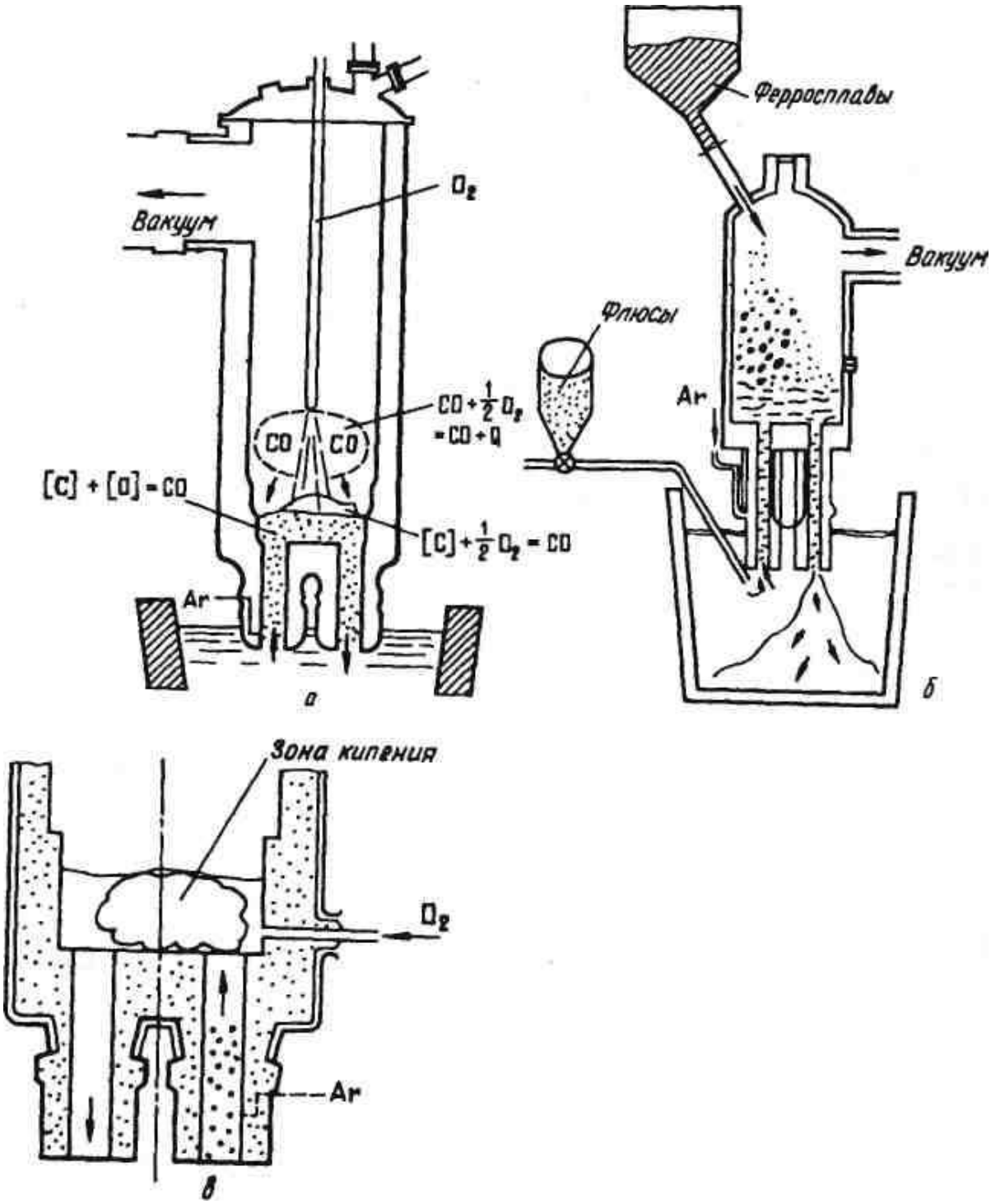
1 - ковш; 2 - крышка - свод; 3 - бункера для ферросплавов и флюсов; 4 - фурма для подачи в металл аргона или азота; 5 - электроды; 6 - подача аргона; 7 - фурма для вдувания порошка силикокальция в струе аргона; 8 - безокислительная атмосфера; 9 - шлак $CaO - SiO_2 - A1_2O_3$

Рисунок 8 - Схема установки ковш - печь типа АР (Arc - Process):



а - без подового электрода (1 - ковш; 2 - свод; 3 - электроды; 4 - шлак; 5 - пористая пробка); б - с подовым электродом (1, 2 - электроды; 3 - шлак; I - вакуумная система; II - ввод добавок и флюсов)

Рисунок 9 - Схема установки ковш - печь постоянного тока:



: а - подача кислорода; б - подача флюсов; в - создание зоны интенсивного барботажа подачей в металл кислорода и аргона

Рисунок 10 - Усовершенствования процесса циркуляционного вакуумирования

На рисунке 10 (в) показана применяемая схема дополнительной подачи кислорода и аргона непосредственно в камеру вакууматора. Такая схема позволяет эффективно использовать вводимый в камеру алюминий для подогрева

металла, позволяет контролировать и регулировать температуру металла (меняя соотношение O_2 : Ar) и образовывать в камере зоны интенсивного кипения и перемешивания металла. Это дает возможность, меняя расход алюминия и соотношение O_2 : Ar, управлять процессами окисления углерода, кремния, марганца, хрома. Такая технология позволяет получить сталь, содержащую не более (%): S - 0,002; P - 0,015; [O] - 0,002; [H] - 0,00015.

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

Выше были отмечены особые трудности при необходимости получения очень низких содержаний углерода. Использование способа, показанного на рисунке 10 (в), облегчает эту задачу.

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

Контрольные вопросы:

1 Какие существуют недостатки вакуумирования в камере ковшей с большой массой металла?

2 Что называется вторичным окислением?

3 Чем определяется развитие процессов вторичного окисления?

4 Что является важным элементом успешного проведения операций внепечной обработки?

5 За счет чего осуществляются комбинированные или комплексные методы внепечной обработки?

6 Что позволяет эффективно использовать схема дополнительной подачи кислорода и аргона непосредственно в камеру вакууматора?

Список рекомендуемой литературы:

1 Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменов А.А. Металлургия черных металлов. М.: Металлургия. - 1986. - 360с.

2 Зеликман А.Н., и др. Металлургия редких металлов. М.: Металлургия. - 1980. - 328с.

3 Худайбергенов Т.Е. Металлургия легких металлов. Алматы: Гылым. - 2001г.

4 Шишкин Ю.И., Лукин Г.П. Металлургические расчеты. Учебно - методическое пособие. Алматы: РИК по УиМЛ, 2002. - 112с.

5 Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

6 Торговец А.К., Артыкбаев О.А. Конструкции агрегатов и оборудование непрерывной разливки стали. Алматы: Гылым. - 2002. - 144с.

7 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

Лекция №9. Физико - химические основы раскисления металлов и сплавов

План лекции:

1 Общие положения
2 Глубинное раскисление
3 Диффузионное раскисление
4 Раскисление обработкой синтетическими шлаками
5 Раскисление обработкой вакуумом

Общие положения

Технологическую операцию, при которой растворенный в металле кислород переводится в нерастворимое в металле соединение или удаляется из металла, называют раскислением. После операции раскисления сталь называют раскисленной. Такая сталь при застывании в изложницах ведет себя "спокойно", из нее почти не выделяются газы, поэтому такую сталь часто называют "спокойной". Если же операцию раскисления не проводить, то в стали при ее постепенном охлаждении в

изложнице будет протекать реакция между растворенным в металле кислородом и углеродом [O] + [C] = $CO_{газ}$. Образующиеся при этом пузырьки оксида углерода будут выделяться из кристаллизующегося слитка, металл будет бурлить. Такую сталь называют "кипящей".

В некоторых случаях раскисление стали проводят таким образом, чтобы удалить из нее не весь кислород. Оставшийся растворенный кислород вызывает кратковременное "кипение" металла в начале его кристаллизации. Такую сталь называют "полуспокойной".

Строение слитка кипящей и полуспокойной стали отличается от строения слитка спокойной стали. Применяют следующие способы раскисления стали: а) глубинное; б) диффузионное; в) обработкой синтетическими шлаками; г) обработкой вакуумом.

Глубинное раскисление

Глубинное или осаждающее раскисление заключается в переводе растворенного в стали кислорода в нерастворимый окисел введением в металл элемента - раскислителя. Элемент - раскислитель должен характеризоваться большим сродством к кислороду, чем железо. В результате реакции образуется малорастворимый в металле окисел, плотность которого меньше плотности стали. Полученный таким образом "осадок" всплывает в шлак, отсюда название метода "осаждающий". Этот метод раскисления называют часто также "глубинным", так как раскислители вводятся в глубину металла. В качестве раскислителей обычно применяют марганец (в виде ферромарганца), кремний (в виде ферросилиция), алюминий, сплавы редкоземельных металлов и другие.

Раскисление протекает по следующим реакциям:

$$[Mn] + [O] = (MnO);\ [Si] + 2[O] = (SiO_2);$$
$$2[A1] + 3[O] = A1_2O_{этв};\ 2[Ce] + 3[O] = Ce_2O_{этв} \text{ и т.д.}$$

Все эти реакции сопровождаются выделением тепла. Равновесие реакции осаждающего раскисления сдвигается влево при повышении и вправо при понижении температуры. Практически это означает, что по мере понижения температуры стали (при ее кристаллизации в изложнице или в литейной форме) реакции раскисления продолжаются и образуются все

новые и новые количества оксидов, которые, конечно, не успевают всплыть и удалиться из металла. Поэтому при этом методом раскисления невозможно получить сталь, совершенно чистую от неметаллических включений, что является существенным недостатком рассматриваемого метода раскисления. Однако этот метод получил наибольшее распространение, так как он самый простой и дешевый.

Уменьшения же количества оставшихся в стали неметаллических включений добиваются, изменяя сочетания и последовательность введения раскислителей. При выборе элемента - раскислителя во многих случаях стремятся к тому, чтобы получающиеся при раскислении окислы слабо смачивались металлом (и соответственно хорошо от него отделялись) и при этом хорошо смачивались шлаком (и соответственно хорошо с ним ассоциировались).

В некоторых случаях при организации раскисления задача заключается в том, чтобы получающиеся включения характеризовались невысокой температурой плавления и были способны к коагуляции и коалесценции друг с другом и в результате - к быстрому всплыванию в шлак.

Очень часто с целью получения в металле легкоплавких и хорошо всплывающих комплексов применяют так называемые комплексные раскислители, представляющие собой сплав нескольких раскислителей: силикомарганец (Si + Mn), силикокальций (Si + Ca), сплав АМС (A1 + Mn + Si), сплав КМК (Si + Mn + Ca) и другие.

Если условно обозначить элемент - раскислитель через Me, то реакцию осаждающего раскисления в общей форме можно записать так:

$$[Me] + [O] = (MeO).$$

Чем ниже активность продуктов раскисления, тем менее окислен металл после раскисления. При использовании комплексных раскислителей продукты реакции вступают между собой во взаимодействие, в результате чего величина их активности уменьшается. Кроме того, при использовании комплексных раскислителей образуются более крупные и легко всплывающие включения. Когда комплексные раскислители не

используют, в металл одновременно или последовательно вводят обычные раскислители нескольких видов (ферромарганец, ферросилиций, алюминий). Наиболее слабым раскислителем не обеспечивающим снижение содержания кислорода до очень низких пределов, является марганец. Кремний - более сильный раскислитель. Введение же алюминия (а также, например, кальция, церия) обеспечивает почти полное связывание кислорода растворенного в металле. Обычно раскислители вводят в металл (в печь или в ковш) в конце плавки. Для стали каждой марки или группы марок разрабатывают свою технологию раскисления.

Диффузионное раскисление

При диффузионном раскислении раскислению подвергают шлак. В тех случаях, когда металл не кипит, между значениями активности кислорода в металле и шлаке существует определенное отношение (закон распределения примесей, растворенных в двух несмешивающихся жидкостях).

Соответственно любой способ уменьшения активности окислов железа в шлаке приводит к снижению окисленности металла. Обычно при диффузионном раскислении на шлак дают смеси, в состав которых входят сильные восстановители: углерод (кокс, древесный уголь, куски угольных электродов), кремний (в виде ферросилиция) и алюминий.

Оксиды железа в шлаке взаимодействуют с восстановителями (раскислителями) по реакциям:

$$(FeO) + [C] = CO_{газ} + Fe;\ 2(FeO) + Si = (SiO_2) + 2Fe;$$
$$3(FeO) + 2Al = (Al_2O_3) + 3Fe.$$

При этом и концентрация и активность оксидов железа в шлаке уменьшаются, а это в свою очередь вызывает уменьшение концентрации и активности кислорода в металле. Кислород как бы "вытягивается" из металла. Если активность оксидов железа в шлаке уменьшается в результате введения на шлак раскислителей, а в результате взаимодействия оксидов железа с другими компонентами шлака, окисленность металла также уменьшается.

Поскольку скорость процесса перемещения кислорода из металла в шлак определяется скоростью его диффузии в металле,

данный способ получил название диффузионного. При диффузионном способе раскисления продукты раскисления не остаются в металле, и получаемый металл содержит меньше неметаллических включений. Это большое преимущество диффузионного способа перед осаждающим. Однако диффузионный способ имеет и ряд недостатков, главные из которых следующие: скорость диффузии кислорода в спокойном металле мала, процесс удаления кислорода идет медленно, продолжительность плавки возрастает, падает производительность агрегата, возрастает износ футеровки и т.д.

В большинстве сталеплавильных агрегатов атмосфера всегда в какой - то мере окислительная и значительная часть вводимых в шлак раскислителей реагирует не с оксидами железа шлака, а с кислородом атмосферы. Отсюда высокий угар раскислителей. Поэтому диффузионный метод раскисления применяют в исключительных случаях и там, где есть техническая возможность избежать наличия окислительной атмосферы, например, при плавке стали в небольших дуговых электропечах при плотно закрытых загрузочных окнах и т.п.

Раскисление обработкой металла шлаком

Способ раскисления металла при обработке его шлаком вне печи можно рассматривать как разновидность диффузионного раскисления, проводимого не в печи, а в ковше или в специальном агрегате и отличающегося большой скоростью процесса. Если при выпуске из печи в ковш металл перемешивать со шлаком, не содержащим оксидов железа, то происходит то же, что и при диффузионном раскислении: диффузия кислорода из металла в шлак.

Перемешивание металла со шлаком можно осуществлять и другими способами (например, продувкой инертным газом).

Процесс протекает с большой скоростью, если струя металла при падении со значительной высоты на поверхность шлака дробится на капли, в результате чего образуется шлакометаллическая эмульсия с очень большой поверхностью контакта металл - шлак. Шлаки специально готовят отдельно (в отдельном плавильном агрегате), и их, поэтому называют обычно "синтетическими". Для того, чтобы при перемешивании синтетического шлака с металлом добиться уменьшения

окисленности металла, главным является соблюдение требования минимального содержания оксидов железа в таком шлаке.

Если же к этому требованию прибавить другое, заключающееся в обеспечении максимальной активности CaO, то тогда создадутся благоприятные условия для удаления не только кислорода, но и серы. Этим широко пользуются для обработки металла при выпуске из печи используют шлак, почти нацело состоящий из CaO и Al_2O_3 (состав шлака выбирают из расчета для получения возможно низкую температуру его плавления). В таком шлаке значение *a*, высоко, а в (CaO) значение *a* минимально (в шлаке оксидов железа практически нет), кроме того, поверхность контакта шлака с металлом очень высока - все это создает очень хорошие условия для удаления из металла серы. Одновременно в шлак переходит и растворенный в металле кислород.

Синтетические шлаки должны характеризоваться не только возможно более низкими температурой плавления и стоимостью, но, кроме того, должны удовлетворять еще одному требованию: они должны плохо смачиваться металлом, для того чтобы после перемешивания возможно более полно отделяться от него. Приготовление синтетических шлаков связано с определенными затратами (на приобретение сырых материалов, строительство и эксплуатацию специального агрегата для их расплавления), однако эти затраты окупаются некоторым сокращением продолжительности плавки стали в сталеплавильном агрегате и, главное, повышением качества стали. Существенным достоинством данного метода является также повышение стабильности (от плавки к плавке) свойств металла, обработанного синтетическими шлаками одного и того же состава. Это очень важно для потребителей металла.

Раскисление обработкой вакуумом

Обработка металла вакуумом с целью раскисления основана на использовании раскисляющего действия растворенного в жидкой стали углерода. Существует даже термин "углеродно - вакуумное" раскисление или просто "углеродное" раскисление. Под этим понимается удаление из металла кислорода при понижении давления (при вакуумировании) вследствие его реакции с углеродом. При обработке вакуумом снижается не только содержание растворенного кислорода, но и количество

оксидных неметаллических включений вообще вследствие протекания реакций типа MeO + [C] = $CO_{газ}$ + Me, равновесие которых сдвигается вправо при понижении давления. В тех случаях, когда металл раскислен ферросилицием и алюминием, образуются прочные оксиды SiO_2 и Al_2O_3, разрушить которые можно только под очень глубоким вакуумом в специальных вакуумных печах.

Следует иметь в виду, что при обработке металлов вакуумом одновременно с разрушением оксидных включений удаляются также растворенные в них азот и особенно водород.

Контрольные вопросы:

1 Какой процесс называют раскислением?

2 На какие виды подразделяются стали по способу выделения кислорода?

3 Что представляет собой глубинное или осаждающее раскисление?

4 Что происходит с продуктами раскисления при диффузионном способе раскисления?

5 На чем основана обработка металла вакуумом с целью раскисления?

Список рекомендуемой литературы:

1 Баптизманский В.И. Разливка стали. К.: Вища школа. - 1977. - 200с.

2 Гуляев Б.В. Затвердевание и неоднородность слитка. М.: Металлургия. - 1950г.

3 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

4 Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменов А.А. Металлургия черных металлов. М.: Металлургия. - 1986. - 360с.

5 Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

6 Ефимов В.А., Эльдарханов А.С. Технология современной металлургии. М.: Новые технологии. - 2004. - 784с.

7 Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. Учебник для Вузов. - М.: Мир, ООО «Издательство АСТ». - 2003. - 528с.

Лекция №10. Организация и условия разливки стали

План лекции:

1 Литейные свойства чугуна и стали
2 Способы разливки стали
3 Кристаллизация и строение стальных слитков
4 Спокойная сталь
5 Кипящая сталь
6 Полуспокойная сталь

Литейные свойства чугуна и стали

Одними из самых важных литейных свойств металлов являются:

Жидкотекучесть - способность металла заполнять форму. С повышением температуры увеличивается жидкотекучесть. Максимальная жидкотекучесть получается при эвтектическом составе сплавов. На жидкотекучесть сплавов оказывает влияние содержание примесей, причем в зависимости от концентрации одного и того же элемента в сплаве жидкотекучесть может как повышаться, так и снижаться.

Усадка - свойство сплавов уменьшать свой объем при затвердевании и охлаждении.

Линейная усадка - уменьшение линейных размеров по сравнению с размерами формы.

В реальных условиях изготовления отливок наблюдается торможение усадки выступающими частями формы и стержнями. Такое явление называется **литейной усадкой** и выражается в процентах к первоначальным линейным размерам полости формы.

При охлаждении залитого в форму металла его объем может увеличиваться или уменьшаться.

Объемная усадка - уменьшение объема в процессе охлаждения, которая примерно равна утроенной линейной усадке.

Объемная усадка приводит к образованию **усадочной раковины** - полости, заполненной газом. Величина усадочной раковины ($V_{у.р}$) равна разности между объемом отливки ($V_{отл}$) и объемом твердого металла ($V_{т.м}$):

$$(V_{у.р}) = (V_{отл}) - (V_{т.м}).$$

Усадочные раковины могут быть открытыми или закрытыми, сосредоточенными, рассеянными, или выражаться макро и микропористостью. Увеличению относительного объема усадочной раковины способствует повышение температуры заливаемого металла и скорости разливки.

Наличие усадочных раковин в отливках снижает их качество. Для получения плотных отливок применяют **прибыль** - технологический прилив к отливке, где, при кристаллизации сосредотачивается усадочная раковина.

Способы разливки стали

Применяют два основных способа разливки стали: разливку в изложницы и непрерывную разливку. Разливку в изложницы подразделяют на разливку сверху и сифоном.

При разливке сверху (рисунок 1) сталь непосредственно из ковша *1* поступает в изложницы *2*, устанавливаемые на чугунных плитах - поддонах *3*. После заполнения каждой изложницы стопор или шиберный затвор ковша закрывают, ковш транспортируют к следующей изложнице, вновь открывают стопор (шиберный затвор) и после заполнения сталью новой изложницы цикл повторяют.

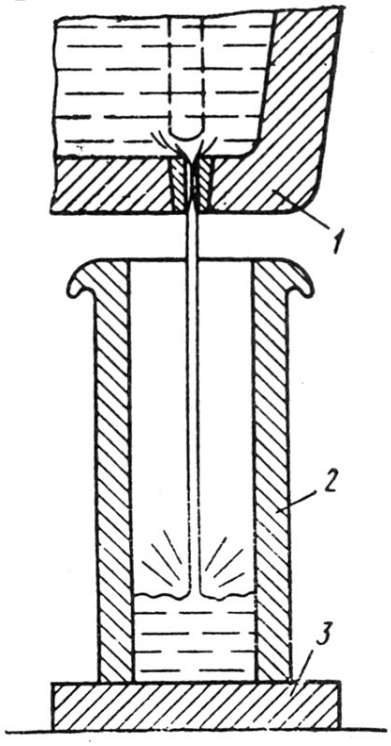
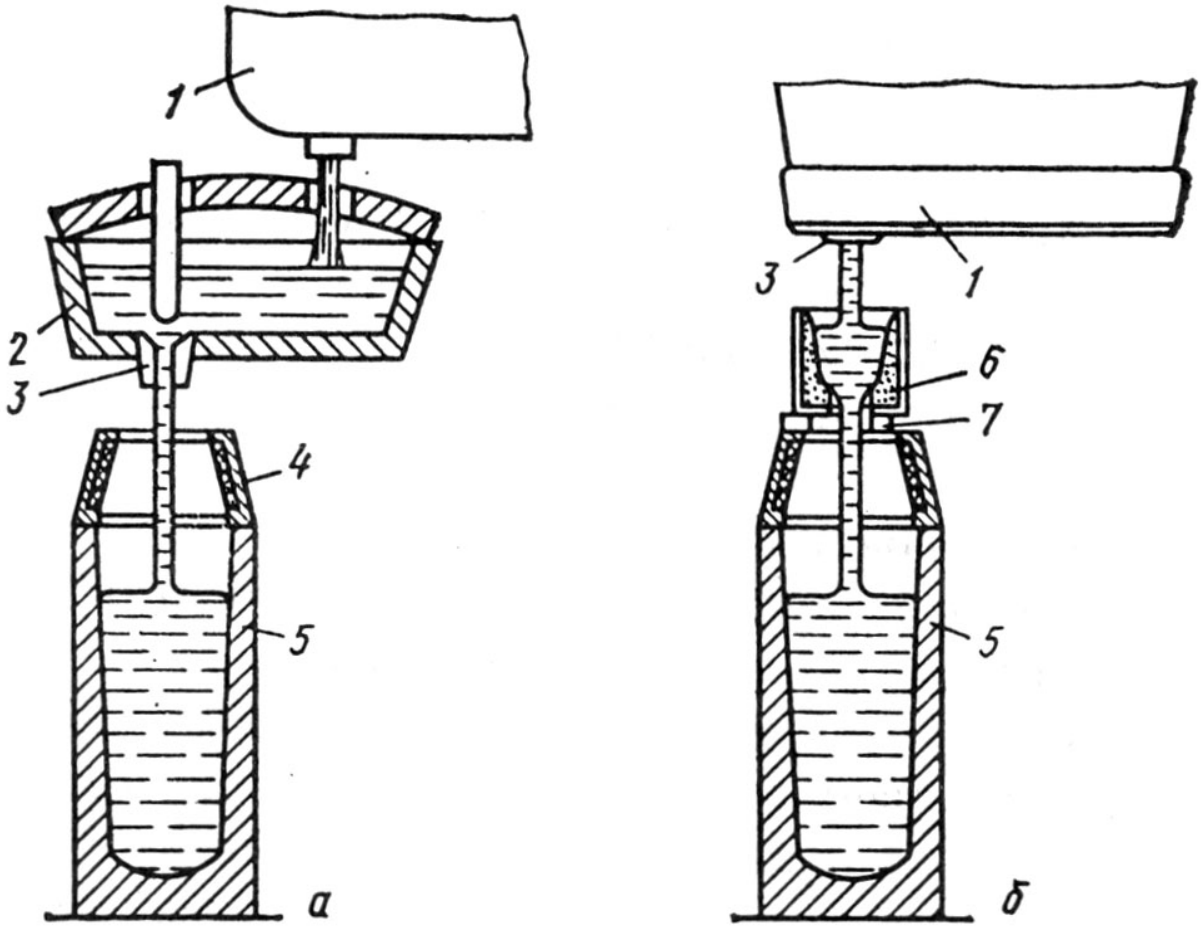


Рисунок 1 - Схема разливки стали сверху



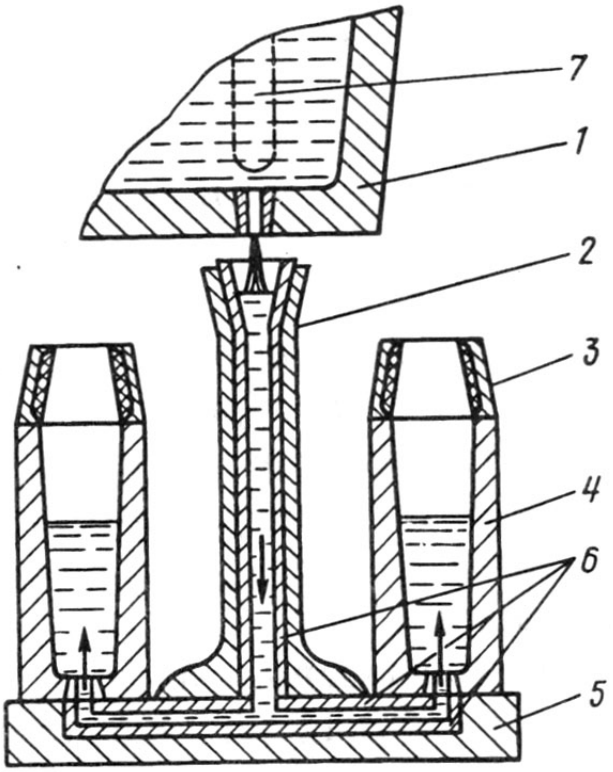
1 - сталеразливочный ковш; 2 - промежуточный ковш; 3 - стакан;
4 - прибыльная надставка; 6 - промежуточная воронка; 7 – подставка

Рисунок 2 - Разливка стали сверху через промежуточный ковш (а) и промежуточную воронку (б)

Иногда при разливке сверху применяют двухстопорные ковши. Это позволяет одновременно заполнять две изложницы и сократить длительность разливки. С целью уменьшения напора струи и разбрызгивания металла на стенки изложниц разливку сверху иногда ведут через промежуточные ковши (рисунок 2, а) и в отдельных случаях через промежуточные воронки (рисунок 2, б).

При сифонной разливке, основанной на принципе сообщающихся сосудов, сталью одновременно заполняют несколько (от двух до шестидесяти) изложниц. Жидкая сталь из ковша поступает (рисунок 3) в установленную на поддоне футерованную изнутри центровую, а из нее по футерованным каналам поддона в изложницы снизу. После наполнения всех

установленных на поддоне изложниц стопор (шиберный затвор) закрывают, и ковш транспортируют к следующему поддону и т.п.



1 - сталеразливочный ковш; 2 - центровая; 3 - прибыльная надставка; 4 - изложница;5 - поддон; 6 - сифонный кирпич; 7 - стопор

Рисунок 3 - Схема сифонной разливки стали:

Оба способа разливки обладают рядом преимуществ и недостатков. Сифонная разливка имеет следующие преимущества перед разливкой сверху:

1) одновременная отливка нескольких слитков сокращает длительность разливки плавки и позволяет разливать в мелкие слитки плавки большой массы;

2) вследствие сокращения общей длительности разливки скорость подъема металла в изложнице может быть значительно меньшей, чем при разливке сверху;

3) поверхность слитка получается чистой, так как металл в изложницах поднимается спокойно без разбрызгивания;

4) повышается стойкость футеровки ковша, и улучшаются условия работы стопора и шиберного затвора вследствие меньшей длительности разливки и уменьшения числа открываний и закрываний стопора или затвора;

5) во время разливки можно следить за поведением поднимающегося металла в изложнице и в соответствии с этим регулировать скорость разливки.

Недостатки сифонной разливки:

1) сложность и повышенная стоимость разливки, обусловленные расходом сифонного кирпича, установкой дополнительного оборудования и значительными затратами труда на сборку поддонов и центровых;

2) дополнительные потери металла в виде литников (0,7 - 2,5% от массы разливаемой стали) и возможность потерь при прорывах металла через сифонные кирпичи;

3) необходимость нагрева металла в печи до более высокой температуры, чем при разливке сверху, так как он дополнительно охлаждается в каналах сифонного кирпича.

Преимуществами разливки сверху являются:

1) более простая подготовка оборудования к разливке и меньшая стоимость разливки;

2) отсутствие расхода металла на литники;

3) температура металла перед разливкой может быть ниже, чем при сифонной разливке.

Вместе с тем, разливке сверху присущи следующие недостатки:

1) образование пленок на поверхности нижней части слитков, что является следствием разбрызгивания металла при ударе струи о дно изложницы. Застывшие на стенках изложницы и окисленные с поверхности брызги металла не растворяются в поднимающейся жидкой стали, образуя дефект поверхности - плены, которые не свариваются с металлом при прокатке, благодаря чему поверхность прокатанных заготовок приходится подвергать зачистке, удаляя участки с дефектами, что ведет к потерям металла;

2) большая длительность разливки;

3) из - за большой длительности разливки снижается стойкость футеровки ковша и в связи с большим числом открываний и закрываний ухудшаются условия работы стопора или шиберного затвора. Оба способа разливки широко применяются. Вопрос о том, какой из них является лучшим, до сих пор не решен. Благодаря простоте и отсутствию потерь металла с литниками часто предпочитают разливку сверху. Несмотря на

необходимость дополнительной зачистки поверхности проката, разливка сверху для рядовых марок является более экономичной, чем разливка сифоном. В то же время высококачественные и легированные стали, когда для уменьшения потерь дорогостоящего металла на зачистку важно получить чистую поверхность слитка, разливают главным образом сифоном. Сифонной разливкой, как правило, получают также слитки массой менее 2,5т. Потери металла при разливке сифоном и сверху в виде скрапа и недоливов составляют 0,6 - 1,9%. При разливке сифоном дополнительно теряется 0,7 - 2,5% разливаемой стали в виде литников.

Кристаллизация и строение стальных слитков

Кристаллизация стали

Сталь в изложницах кристаллизуется или затвердевает в виде кристаллов древовидной формы - дендритов (рисунок 4). Процесс кристаллизации складывается из двух стадий - зарождения кристаллов и последующего их роста. Различают гомогенное и гетерогенное зарождение кристаллов. Под гомогенным подразумевают образование зародышей кристалла в объеме жидкой фазы, под гетерогенным - уже имеющейся межфазной поверхности (на поверхности находящихся в расплаве твердых частиц - например, неметаллических включений, стенок изложниц и кристаллизаторов).

Гомогенное зарождение происходит следующим образом. В жидком металле вблизи точки кристаллизации вследствие флуктуации энергии, состава и плотности непрерывно образуются группировки атомов с упорядоченной структурой - комплексы или зародыши твердой фазы. Одновременно и непрерывно происходит разрушение большей части из них. С тем, чтобы зародыш стал термодинамически устойчивым, т.е. способным к дальнейшему росту, необходимы определенные условия.

Условия гомогенного зарождения

Из термодинамики известно, что переход жидкости в твердое состояние и наоборот возможны, если свободная энергия (энергия Гиббса, G) системы при этом уменьшается. Затвердевание или расплавление в процессе изменения температуры объясняются тем, что при температурах, превышающих точку кристаллизации, меньшей удельной

свободной энергией обладает жидкая фаза, а при более низких температурах - твердая.

В процессе образования зародыша свободная энергия системы, с одной стороны, возрастает в результате затраты энергии на образование поверхности раздела расплав - зародыш и, с другой стороны, уменьшается в результате перехода части жидкости в твердую фазу, у которой уровень свободной энергии ниже. При температуре кристаллизации свободная энергия жидкой и твердой фазы равны и образование зародыша невозможно, так как нет источника для компенсации затрат энергии на образование поверхности раздела фаз. Поэтому для образования зародыша необходимо некоторое переохлаждение расплава. Чем больше переохлаждение, тем больше будет выигрыш свободной энергии при переходе из жидкого состояния в твердое.

Из теории кристаллизации известно, что при данной величине переохлаждения термодинамически устойчивыми, т.е. способными к дальнейшему росту, оказываются те зародыши, размер которых превысит так называемый "критический". Критический размер это такой, начиная с которого дальнейший рост сопровождается снижением суммарной свободной энергии образования зародыша. Величину критического радиуса зародыша определяют из соотношения:

$$r_{KP} = (2\sigma_{Ж-ТВ} T_{KP}) / Q_{KP} \Delta T, \qquad (1)$$

где, $\sigma_{Ж\text{ - }ТВ}$ - межфазное натяжение на границе жидкой и твердой фазы; $T_{КР}$ - температура начала кристаллизации; ΔT - величина переохлаждения; $Q_{КР}$ - скрытая теплота кристаллизации.

Из приведенного выражения следует, что при увеличении степени переохлаждения критический радиус зародыша уменьшается, т.е. термодинамически устойчивыми становятся более мелкие зародыши. Это значит, что становятся устойчивыми и начинают расти многие из тех мелких частиц новой фазы, которые при более высоких температурах разрушались сразу после образования. Иначе говоря, чем выше степень переохлаждения, тем выше будет интенсивность образования устойчивых зародышей.

Необходимо подчеркнуть, что при гетерогенном зарождении кристаллов (на имеющейся поверхности раздела) затраты энергии и требуемая степень переохлаждения будут заметно меньше, чем при гомогенном. Так, экспериментально установлено, что кристаллизация чистого, не содержащего взвешенных примесей железа начинается при переохлаждении около 300°С, а в реальных условиях сталь начинает кристаллизоваться при переохлаждении в несколько градусов. Следовательно, в реальных условиях происходит преимущественно гетерогенно зарождение кристаллов.

Рост кристаллов

Зарождающийся кристалл имеет правильно ограненную или близкую к ней форму, определяемую типом кристаллической решетки твердого металла, причем гранями кристалла являются плоскости с наибольшей плотностью упаковки атомов (для сплавов на основе железа с гране или объемно - центрированной кубической решеткой такой формой кристалла будет октаэдр). Однако вскоре после зарождения правильный рост возникшего кристалла прекращается и начинается преимущественный рост его вершин, т.е. ветвей дендрита. Объясняется это следующим: количество тепла и примесей сплава, выделяющихся при кристаллизации, будет минимальным у вершин и максимальным у центра граней кристалла, что препятствует дальнейшей кристаллизации у граней. От вершин кристалла (в нашем случае октаэдра, рисунок 4, а) вырастают оси А первого порядка (стволы дендрита), на них перпендикулярно направленные оси m второго порядка (ветви), на которых аналогичным образом развиваются оси n третьего порядка и т.д. Появление все новых осей и их постепенное утолщение приводят к формированию сплошного кристалла (дендрита). Установлено, что в сплавах на основе железа ветви дендритов растут в трех взаимно перпендикулярных направлениях, каждое из которых является осью пирамиды с гранями, представляющими собой наиболее плотноупакованные плоскости в кристаллической решетке.

При отсутствии направленного теплоотвода оси во всех направлениях развиваются примерно одинаково, и кристалл получается равноосным (рисунок 4, а). При направленном теплоотводе кристаллы имеют вытянутую форму. На рисунок 4 (б) показана схема дендрита, растущего от плоской поверхности

охлаждения. Вначале вдоль направления теплоотвода возрастает основная ось А, затем оси или ветви m второго порядка, на них оси n третьего порядка и т.д.

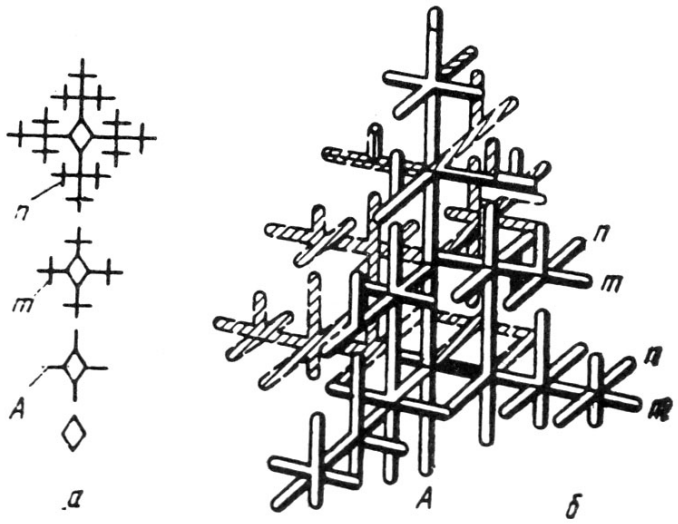


Рисунок 4 - Схема (плоская) роста равноосного дендрита (а) и схема дендрита, выросшего в условиях направленного теплоотвода

Скорость роста кристаллов определяется в первую очередь интенсивностью теплоотвода. Чем больше скорость теплоотвода и чем больше переохлаждение жидкого металла, тем больше будет скорость роста.

Следует отметить, что рост кристаллов протекает одинаково как в случае гомогенного, так и в случае гетерогенного их зарождения.

Интервал кристаллизации

Следует подчеркнуть следующую важную особенность кристаллизации стали. Если чистые металлы кристаллизуются при постоянной температуре, то сталь как многокомпонентный раствор - в определенном интервале температур путем так называемой "избирательной кристаллизации". При температуре, соответствующей началу интервала кристаллизации, образуются и начинают расти оси кристаллов, обедненные углеродом и другими составляющими стали, а в остающемся жидком металле их содержание возрастает. Поэтому понижается температура затвердевания жидкой фазы и последующие оси кристалла

формируются при все более низкой температуре, а содержание примесей в них возрастает.

Величина интервала кристаллизации определяется составом стали и условиями затвердевания слитка, возрастая при увеличении содержания в стали углерода и легирующих элементов. В высокоуглеродистой стали У13А величина интервала кристаллизации достигает 325°С. При увеличении интервала кристаллизации, возрастает степень химической неоднородности затвердевшего слитка, что нежелательно.

Скорость затвердевания слитка

При затвердевании стали в изложнице тепло отводится через ее стенки, поэтому зарождение и рост кристаллов начинаются у стенок изложницы, а толщина затвердевшего слоя непрерывно возрастает в направлении к центру слитка. Толщину затвердевшего слоя металла в изложнице приближенно можно определить по формуле:

$$D = k\sqrt{t_з}, \qquad (2)$$

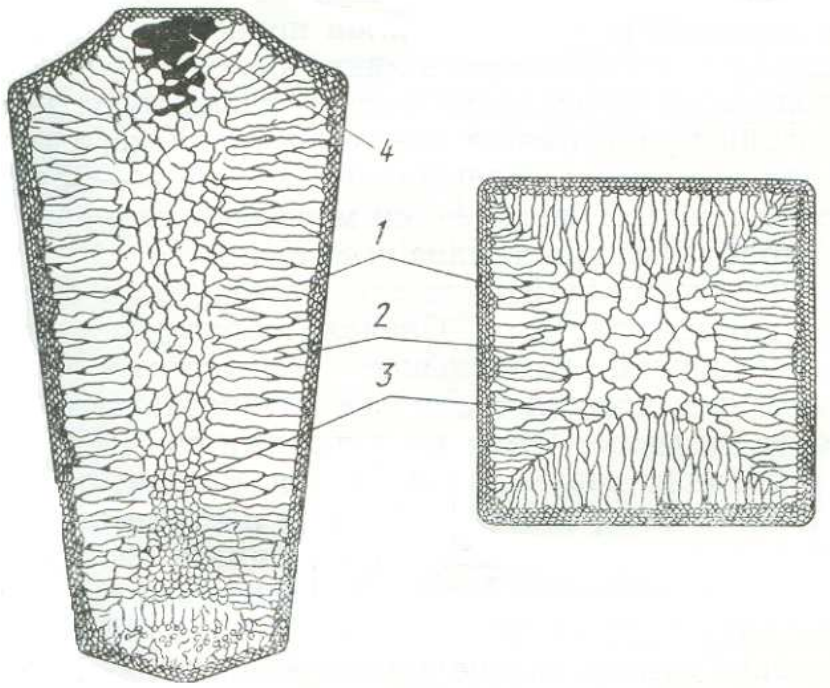
где, D - толщина закристаллизовавшегося металла, см; $t_З$ - продолжительность затвердевания, мин; k - коэффициент затвердевания, который для спокойной стали в зависимости от ее состава и условий затвердевания изменяется в пределах 2,2 - 2,9 см / мин$^{1/2}$.

Для определения времени затвердевания слитка в чугунной изложнице пользуются формулой $t_{п.З} = 0{,}112R^2$, где $t_{п.З}$ - продолжительность полного затвердевания, мин; R - радиус окружности, вписанной в поперечное сечение слитка, см.

Спокойная сталь

На рисунке 5 изображена структура строения слитка. Из рисунка 5 видно наличие нескольких зон кристаллизации, характеризующее физическую неоднородность слитка.

В начальный соприкосновения жидкого металла с изложницей создается большой градиент температур и образуется множество центров кристаллизации. Из - за огромного количества зародышей, кристаллы мешают друг - другу нормально развиваться, и корковая зона состоит из равноосных и мелких кристаллов.



1 - мелкие равноосные кристаллы; 2 - столбчатые кристаллы; 3 - крупные равноосные кристаллы в осевых объемах слитков; 4 - сосредоточенная усадочная раковина

Рисунок 5 - Зоны физической неоднородности слитка:

После образования корки градиент температур снижается вследствие теплового сопротивления, оказываемого коркой, и процесс кристаллизации протекает с образованием мелких столбчатых кристаллов, ориентированных перпендикулярно стенкам изложницы.

В дальнейшем вследствие прогрева стенок изложницы передача тепла уменьшается, и затвердевание жидкой стали замедляется. Начинается формирование второй зоны - зоны столбчатых кристаллов. Кристаллы имеют вытянутую форму и располагаются не перпендикулярно стенкам изложницы, а под некоторым углом к верху, из - за движения газов и ликватов. Столбчатые кристаллы имеют различную длину, которая увеличивается с массой слитка.

Процесс кристаллизации слитка протекает избирательно, в начальной стадии образуются кристаллы, содержащие минимальное количество примесей, а оставшаяся часть жидкого металла впоследствии обогащается примесями. После образования корки застывшего металла между ним и стенками

изложницы возникает зазор, в результате чего скорость охлаждения резко замедляется и процесс образования столбчатых кристаллов прекращается.

При дальнейшем снижении температуры до затвердевания формируется центральная зона различно ориентированных равноосных кристаллов. Из - за наличия примесей возникают беспорядочно расположенные кристаллы различных размеров, оси которых направлены в разные стороны.

Конус мелких неориентированных кристаллов образуется в нижней части слитка. Его высота зависит от массы слитка и состава стали. Образование конуса вызвано интенсивным охлаждающим воздействием данной части изложницу на нижнюю часть слитка. Росту конуса равноосных кристаллов могут способствовать оседающие на дно обломки или мелкие кристаллы.

Усадочная раковина располагается обычно в головной части слитка. Причиной возникновения усадочной раковины является уменьшение объема при переходе стали из жидкого состояния в твердое.

В крупных слитках углеродистой и легированной стали, на границе прибыльной части слитка и самого слитка образуется мост плотного металла, толщина которого в крупных слитков достигает 200мм. Ниже моста расположен участок с осевой пористостью.

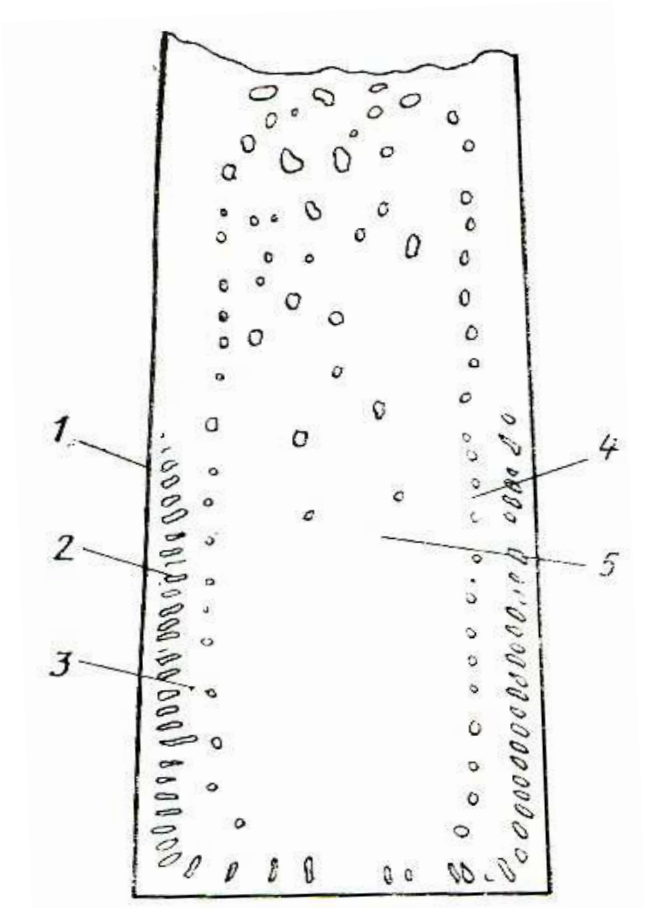
Химический состав стали, а также условия кристаллизации могут оказывать существенное влияние на процессы формирования отдельных зон слитка, которые могут быть более сильно развиты за счет сокращения или полного устранения других.

Кипящая сталь

Строение и внешний вид слитков кипящей и полуспокойной стали в значительной мере определяются характером кипения стали в изложнице. Выделение газов из металла вызвано снижением их растворимости с понижением температуры и кристаллизацией, а также взаимодействием свободного кислорода и углерода при их ликвации. В результате взаимодействия кислорода и углерода выделяется газ CO, что вызывает кипение стали. В определенных пределах, с

повышением количества выделявшегося газа увеличивается качество слитка.

Часть газа остается внутри слитка в виде пузырей, расположенных в определенной закономерности. В этой связи в слитках кипящей стали отсутствует сосредоточенная усадочная раковина. Наличие пузырьков газа не ухудшает качество слитка т.к. они свариваются при последующей прокатке. Не свариваются лишь те пузырьки, в которые проникает кислород воздуха и их поверхность окисляется. На рисунке 6 приведена структура слитка кипящей стали.



1 - корковая зона; 2 - зона сотовых пузырей; 3 - плотная зона; 4 - зона промежуточных пузырей; 5 - центральная зона

Рисунок 6 - Характер расположения зон и пузырей в слитке кипящей стали при механическом закупоривании слитка

Структура механически закупоренного слитка

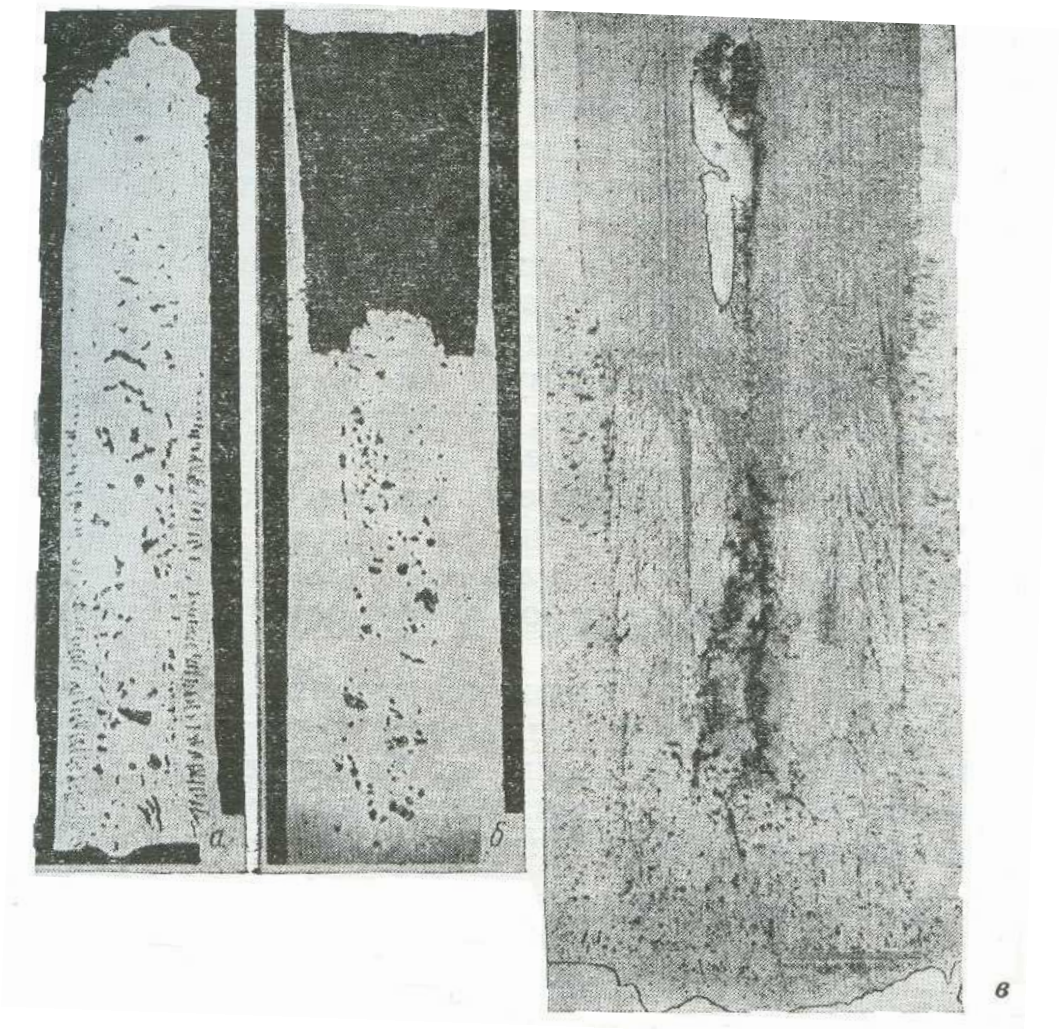
Плотная корковая зона образуется в момент соприкосновения жидкой стали со стенками изложницы в результате быстрого охлаждения и интенсивного выделения газов.

Неполное удаление газа из металла вследствие сдерживания газовых пузырей быстро растущими дендритами вызывает образование зоны сотовых пузырей. Форма пузырей представляет собой прерывистые каналы, вытянутые в направлении отвода тепла.

Зарождение и существование газовых пузырей в жидком металле возможно при значительном превышении давления выделяемых газов над внешним:

$$P_{CO} = P_{ат} + \gamma H + 2\sigma / r,$$

где, $P_{ат}$ - атмосферное давление; γH - ферростатическое давление; $2\sigma / r$ - каппилярное давление; γ - плотность металла, т / м^3; H - высота столба металла, м; σ - поверхностное натяжение на границе газ - металл, Н / м; r - радиус пузыря, м.



а - рослый; б - с осадкой; в - химически закупоренный

Рисунок 7 - Строение слитков кипящей стали

Так как в составе газа преобладает (90%) CO, то давление в пузырях практически полностью зависит от выделения оксида углерода.

В свою очередь главным фактором, влияющим на формирование пузырьков, является содержание кислорода в жидком металле. Нормальная концентрация кислорода составляет 0,03 - 0,05%. При этом металл активно кипит и слиток растет до 50 - 100мм. Кипение металла связано с направлением движения газовых пузырей и происходит вблизи фронта кристаллизации. Всплывающими пузырями вверх увлекаются потоки металла и примесей. Достигнув зеркала слитка, потоки меняют направление на обратное. В результате такого кругооборота центральная зона обогащается ликватами. Чем интенсивнее кипение металла, тем сильнее развивается его неоднородность.

Всплывающие с нижних частей газовые пузыри наряду с интенсивным кипением приводит к удалению пузырей. По этой причине в верхней части слитка зона сотовых пузырей отсутствует.

При отливке крупных и удлиненных слитков, имеющих высокое ферростатическое давление, принимаются специальные меры, обеспечивающие интенсивное кипение металла.

Промежуточная плотная зона и зона вторичных пузырей

По мере кристаллизации сужается сердцевина слитка, снижается температура и количество выделяющихся газов. Это приводит к затвердеванию зеркала слитка. В первый момент образования корки прекращается образование и выделение газов. В последующем избыток ликватов на фронте кристаллизации приводит к образованию пузырей. Однако эти пузыри уже не удаляются в атмосферу.

Сердцевина слитка

Полная кристаллизация середины слитка, насыщенной примесями происходит медленно. В ней появляется некоторое количество часть которых, может перемещаться вверх. Пузыри имеют круглую форму, размеры которых по мере приближения к головной части слитка увеличиваются.

Нормальный слиток кипящей стали имеет плотную корковую зону толщиной 12 - 20мм, зона сотовых пузырей распространяется на высоту 1 / 2 - 1 / 3 слитка.

Верхнюю часть слитка, где, сконцентрированы вредные примеси, удаляют при прокатке (головная обрезь). В рядовых марках стали величина головной обрези составляет 5 - 9%, в качественной увеличивается до 10 - 13%.

Структура химически закупоренного слитка кипящей стали

При разливке стали используется химическое закупоривание слитков. Для этих целей используется алюминий (ферросилиций), который связывает свободный кислород. Раскислитель подается сразу или через 1 - 2 минуты после наполнения изложницы.

Во время заливки в изложницу сталь кипит и формируется структура, аналогичная структура механически закупоренного слитка: образуется корковая зона без наличия пузырей и начинается формирования, зоны сотовых пузырей. После подачи раскислителя кипение прекращается, и сотовые пузыри получаются недоразвитыми и их размеры тем меньше, чем раньше был введен алюминий.

В последующем в результате развития ликвационных процессов и увеличением концентрации кислорода и углерода в верхней части слитка, вновь происходит образование оксида углерода, который, однако, не покидает слиток, а в виде пузырей и усадочных пустот раковины собирается вверху слитка, длина зоны скопления пузырей и усадочных пустот составляет примерно треть высоты слитка.

При соблюдении технологии разливки при химическом закупоривании, в слитке на усадочными пустотами формируется мост, толщина которого составляет порядка 10% высоты слитка. Данный мост предохраняет пустоты от попадания атмосферного воздуха, и при последующей прокатке эти пустоты свариваются. При этом головная обрезь слитка составляет 3,5 - 6%.

При недостаточной раскисленности металла часть газов выходит наружу образуя прорывы, которые способствуют проникновению воздуха в поры при последующей прокатке и следовательно поры не завариваются. В результате увеличивается головная обрезь.

Если металл перераскислен то увеличивается усадочная раковина со скоплением ликватов и неметаллических примесей в

верхней части слитка. Это приводит к увеличению головной обрези.

При соблюдении технологии структура химически закупоренного слитка представлена следующими зонами (рисунок 7, в): у самой поверхности слитка корковая безпузырьковая зона, далее в нижней части слитка и у боковых краев, примерно до середины высоты слитка - зона сотовых пузырей. В верхней части слитка располагается зона скопления пузырей и усадочных пустот, над которым располагается мост плотного металла.

Головная часть нормальных слитков имеет небольшую рослость, если они накрываются крышкой или выпуклость в центре, если они закупориваются химически.

При нарушении технологии выплавки или разливки образуются слитки, приводящие к повышению количества отходов или к браку.

При плохом кипении металла в изложнице получается рослый слиток (рисунок 7, а). Причинами плохого кипения металла являются низкое содержание свободного кислорода (металл перераскислен) или недостаточный уровень нагрева (холодный и вязкий металл) при котором также мало растворенного кислорода. В головной части рослых слитков имеется рыхлая структура, с большими газовыми пузырями, в которые попадает воздух, и слитки расслаиваются при прокатке, что приводит к увеличению головной обрези.

При избыточном количестве в металле кислорода сталь сильно вспенивается и на стенках изложницы образуется тонкая корка, называемая «голенищем» (рисунок 7, б). Перед прокаткой этот дефект удаляется, а при длине голенища свыше 200мм слитки такие бракуют.

Полуспокойная сталь

Полуспокойная сталь по степени раскисленности занимает промежуточное положение между спокойной и кипящей сталью. Ее раскисляют, как правило, в ковше, вводя силикомарганец, ферромарганец и ферросилиций в количестве, обеспечивающем получение заданного содержания в стали марганца и введение 0,06 - 0,13% Si (по расчету). Различные марки полуспокойной стали содержат 0,05 - 0,5% C; 0,35 - 1,6% Mn и менее 0,12% Si.

Полуспокойную сталь разливают в сквозные расширяющиеся книзу или в бутылочные изложницы. При затвердевании в изложнице наблюдается "искрение" -образование и выделение небольшого количества оксида углерода. Длительность искрения служит показателем оптимальной степени раскисленности стали и должна составлять 10 - 40с.

В верхней части слитка этой стали (рисунок 8) имеются сотовые или округлые пузыри (они могут отсутствовать), концентрированная усадочная раковина и под ней усадочная рыхлость, доходящая до 35 - 45% высоты слитка. Пузыри расположены у поверхности слитка, так как окисленность металла и интенсивность кипения недостаточны для формирования беспузыристой корки заметной толщины. В нижней части слитка, где, велико ферростатическое давление, пузыри из - за недостаточной окисленности металла не образуются.

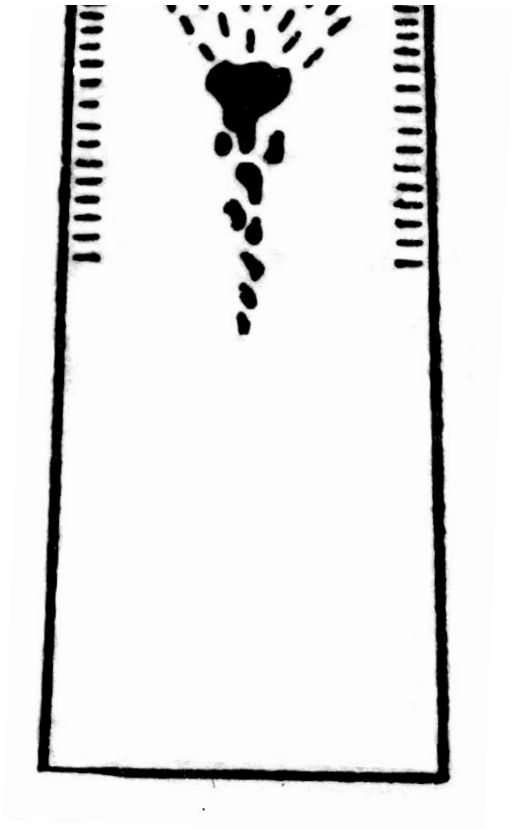


Рисунок 8 - Слиток полуспокойной стали

Расположение усадочных пустот в слитке зависит от степени раскисленности стали. При нормальной раскисленности, когда интенсивность газовыделения достаточна, над усадочной

раковиной формируется "мост" пузыристого металла толщиной 200 - 270мм, надежно изолирующий раковину от атмосферы, благодаря чему она заваривается при прокатке. Величина головной обрези при этом составляет 2,5 - 5% от массы слитка. В случае перераскисления (длительность "искрения" металла в изложнице менее 10с) слитки получаются с меньшей толщиной "моста" и недостаточно изолированной усадочной раковиной, что ведет к росту величины головной обрези.

Длина сотовых пузырей и высота зоны их расположения в слитке будут тем больше, чем лучше условия газовыделения, определяемые степенью раскисленности стали и скоростью разливки. При недостаточной раскисленности (длительность "искрения" более 40с) в результате чрезмерного газовыделения возможно образование сотовых пузырей по всей высоте слитка. Наличие сотовых пузырей нежелательно. Они ведут к появлению рванин, на поверхности проката, так как из - за отсутствия "здоровой корки" поверхность пузырей окисляется при нагреве под прокатку и пузыри при прокатке не завариваются.

Скорость разливки полуспокойной стали изменяется в пределах от 0,3 до 5,0 м / мин. При малых скоростях условия газовыделения облегчаются, увеличивается высота зоны сотовых пузырей, а их длина достигает 30 - 40мм, что существенно усиливает пораженность проката рванинами. При высоких скоростях разливки пузыри либо отсутствуют, либо образуются мелкие округлые подкорковые пузыри, причем при нагреве под прокатку слой металла, в котором они расположены, переходит в окалину и поверхность проката получается чистой. Поэтому полуспокойную сталь рекомендуется разливать сверху с повышенной скоростью. При производстве полуспокойной стали трудно обеспечить оптимальную раскисленность металла: определить оптимальный расход раскислителей, который должен точно соответствовать содержанию в металле растворенного кислорода. Это содержание сильно колеблется от плавки к плавке и пока не поддается надежному контролю. В связи с этим разработан и применяется следующий метод регулирования раскисленности металла в процессе разливки. После заполнения первой изложницы фиксируют длительность искрения металла и если она велика (> 40с), в последующие изложницы добавляют

небольшие количества алюминия, который снижает окисленность металла.

Контрольные вопросы:

1.Что понимается под понятием жидкотекучесть?

2 Какими основными способами разливают сталь?

3 На какие два вида подразделяется разливка в изложницы?

4 Какими преимуществами обладает сифонная разливка по сравнению с разливкой сверху?

5 В виде, каких кристаллов кристаллизуется или затвердевает сталь в изложницах?

6 Как осуществляется гомогенное зарождение?

7 Чем объясняется преимущественный рост ветвей дендрита после зарождения?

8 Где располагается усадочная раковина?

9 С кокой скоростью осуществляется полная кристаллизация сердцевины слитка?

10 Какая скорость разливки полуспокойной стали?

Список рекомендуемой литературы:

1 Баптизманский В.И. Разливка стали. К.: Вища школа. - 1977. - 200с.

2 Гуляев Б.В. Затвердевание и неоднородность слитка. М.: Металлургия. - 1950г.

3 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

4 Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменов А.А. Металлургия черных металлов. М.: Металлургия. - 1986. - 360с.

5 Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

6 Ефимов В.А., Эльдарханов А.С. Технология современной металлургии. М.: Новые технологии. - 2004. - 784с.

7 Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. Учебник для Вузов. - М.: Мир, ООО «Издательство АСТ». - 2003. - 528с.

Лекция №11. Оборудование для разливки металла и технология разливки различных марок стали

План лекции:

1. Оборудование для разливки металла
2. Сталеразливочный и промежуточные ковши
3. Изложницы и прочее оборудование
4. Подготовка оборудования к разливке
5. Температура и скорость разливки
6. Особенности разливки спокойной стали
7. Специальные методы теплоизоляции и обогрева верха слитка
8. Разливка кипящей стали

Оборудование для разливки металла. Сталеразливочный ковш.

Ковш, в который выпускают металл из сталеплавильного агрегата после окончания плавки, служит для разливки стали в изложницы или на установках непрерывной разливки, а в последние годы зачастую и для проводимой перед разливкой внепечной обработки жидкого металла.

На рисунке 1 показан сталеразливочный ковш, оборудованный двумя стопорами *4* (двухстопорный ковш), часто применяют также одностопорные ковши. Ковш представляет собой выполненный из стальных листов футерованный сосуд, имеющий форму усеченного конуса расширяющегося кверху. Кожух ковша изготавливают сварным из стальных листов толщиной до 30мм. К кожуху крепят две цапфы *1*, для чего служит привариваемый к кожуху снаружи цапфовый пояс из двух кольцевых ребер *5* и двух групп поперечных и продольных ребер жесткости *2*. За цапфы ковш захватывают крюками мостового крана, который транспортирует ковш и удерживает его над изложницами во время разливки.

Вместимость ковшей по массе жидкой стали изменяется в пределах от 5 до 480т. Ковши, предназначенные только для разливки должны помимо жидкой стали вмещать немного (2 - 3% от массы жидкой стали) сливаемого из печи шлака, который предохраняет металл от быстрого охлаждения во время разливки. Лишний шлак, попадающий в ковш из печи, вытекает через носок

3 (рисунок 1). Основные размеры некоторых ковшей приведены в таблице 1. Отношение диаметра кожуха к высоте находится в пределах 2 / П 0,75 - 0,90, конусность стен составляет 3 - 3,5%.

При внепечной обработке стали объем ковша должен быть несколько большим в связи с возможным бурлением и вспениванием металла в процессе обработки, над уровнем металла в ковше необходим свободный объем высотой 300 - 500мм. Для разливки стали из ковша по изложницам служит стакан со стопором или шиберным (скользящим) затвором.

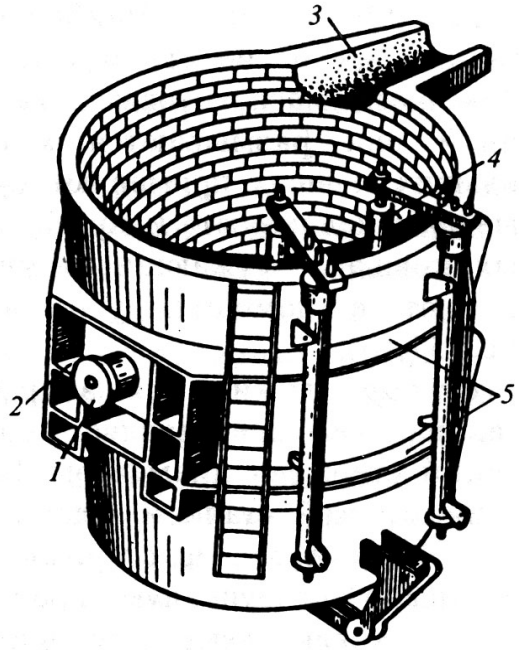


Рисунок 1 - Общий вид двустворного сталеразливочного ковша

Таблица 1 - Размеры сталеразливочных ковшей

Параметр	Значение параметра для разной емкости							
	10	50	90	160	220	350	430	480
Высота, м	1,83	2,8	3,4	4,0	4,9	5,3	5,5	5,8
Верхний диаметр, м	1,65	2,6	3,2	3,7	4,0	4,8	5,2	5,4
Масса порожнего	5,5	23	30	43	48	86	110	136

Промежуточные ковши.Промежуточные ковши и воронки применяют при разливке спокойной стали сверху для уменьшения разбрызгивания струи металла при ее ударе о дно изложницы, что позволяет уменьшить количество плен на слитках. Многостопорные промежуточные ковши (рисунок 2) используют также для одновременной отливки сверху нескольких слитков.

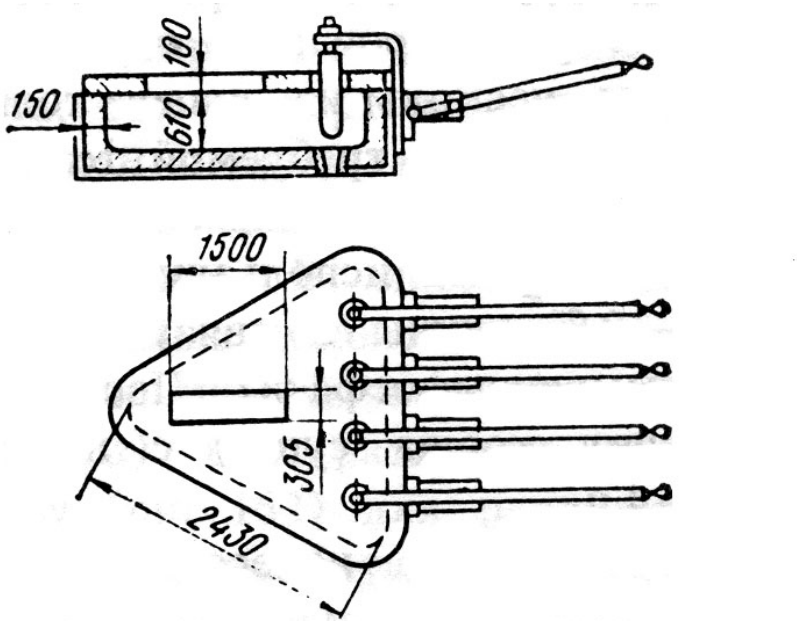


Рисунок 2 - Промежуточный ковш для одновременной отливки четырех слитков

Ковш имеет стальной кожух и футерован изнутри шамотным кирпичом. В днище установлен один или несколько стаканов, снабженных стопорами. Для уменьшения теплопотерь ковш накрывают футерованной крышкой. Емкость промежуточных ковшей достигает 35т. Промежуточная воронка (рисунок 2, б) имеет металлический кожух, который футеруют огнеупорной массой из шамотного порошка и огнеупорной глины на жидком стекле с добавкой графита, в нижней части воронки устанавливают разливочный стакан диаметром от 18 до 40мм. Воронки либо устанавливают на прибыльную часть изложницы, либо подвешивают к сталеразливочному ковшу.

Торкретирование футеровки ковшей. Торкретирование - это нанесение огнеупорной массы на внутреннюю поверхность футеровки ковша. Обычно торкретируют изношенные участки футеровки. Торкрет-покрытие должно прочно сцепляться с рабочей поверхностью футеровки, а при попадании в ковш металла сплавляться с ней, образуя единое целое. Благодаря торкретированию повышается стойкость футеровки ковша и снижается расход ковшевых огнеупоров.

На отечественных заводах используют преимущественно полусухое торкретирование, при котором торкрет - установка через сопло с помощью сжатого воздуха наносит на футеровку

огнеупорную массу с влажностью 8 - 15%. При этом огнеупорный порошок смешивается с водой в сопле установки. Футеровка ковша перед торкретированием должна иметь температуру в пределах 60 - 180°С.

Торкретирование осуществляют последовательным нанесением нескольких слоев толщиной по 5 - 10мм до получения общего слоя требуемой толщины. На отечественных металлургических предприятиях наиболее широко используют массы на основе шамота с добавкой 8 - 10% глины и связующих (жидкое стекло, водный раствор алюмохромфосфата). После окончания торкретирования футеровку ковша сушат с помощью газовой горелки в течение 2 - 4 ч. Стойкость нанесенного при торкретировании огнеупорного слоя составляет 2 - 6 разливок, после чего торкретирование нужно повторять.

Изложницы и прочее оборудование. Изложницы обычно отливают из вагранoчного чугуна следующего состава, %: 3,3 -4,0 C; 0,9 - 2,2 Si; 0,4 - 1,0 Mn; < 0,20P и < 0,12 S.

Размеры изложниц зависят от массы и размеров слитка. Масса слитков, отливаемых для прокатки на станах, изменяется от 200кг до 30т, при этом для прокатки на блюмингах отливают слитки массой до 13т, а для прокатки на слябингах - до 30т. Масса слитков для поковок доходит до 350т. Более экономична разливка стали в крупные слитки, т.к. при этом уменьшается ее продолжительность, сокращаются затраты труда, расход огнеупоров и разливочного оборудования, уменьшаются потери металла в виде скрапа и литников. При увеличении массы слитков возрастает производительность прокатных станов. Вместе с тем при росте массы слитка заметно усиливается зональная химическая неоднородность, в связи с чем для качественных сталей массу слитка ограничивают. Спокойную углеродистую и кипящую стали разливают в слитки массой до 30т, легированную и высококачественную стали - от 0,5 до 6,5т, а некоторые высоколегированные стали - в слитки массой в несколько сот килограммов. Конфигурация изложниц, характеризуемая формой поперечного и продольного сечений, определяется сортом выплавляемой стали и дальнейшим переделом слитка.

Поперечное сечение изложниц может быть (рисунок 3) квадратным, прямоугольным, круглым, многогранным. Слитки

квадратного сечения идут на сортовой прокат, слитки прямоугольного сечения при отношении их ширины *A* к толщине *B* менее 1,5 для получения как листа, так и сортового проката, плоские слитки при отношении *A/B* в пределах 1,5 - 3,0 - для прокатки на лист. Слитки круглого сечения используют для изготовления труб, бандажей, колес. В многогранные изложницы отливают слитки для кузнечных поковок.

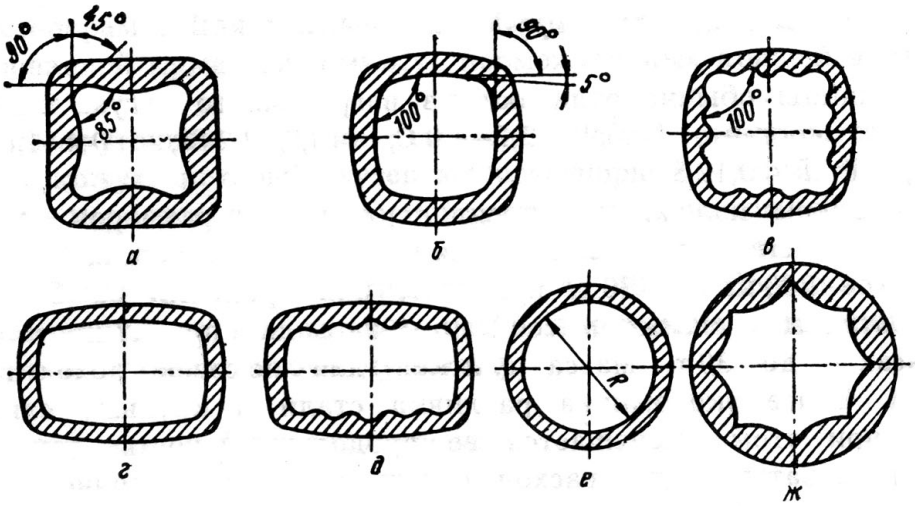
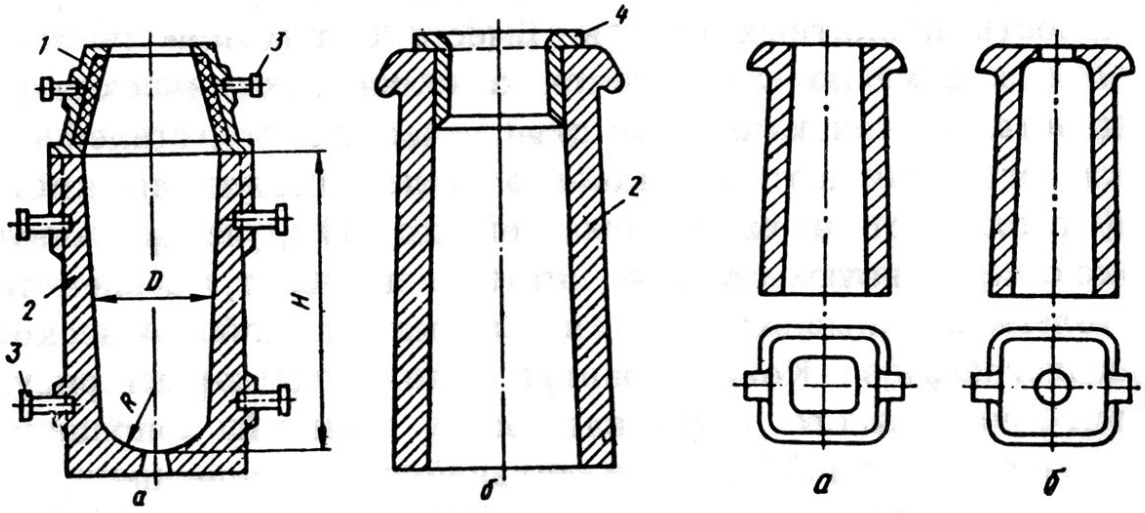


Рисунок 3 - Формы поперечного сечения изложниц

По форме продольного сечения изложницы бывают двух типов: с уширением кверху (рисунок 4, а) для разливки спокойной стали и с уширением книзу для разливки кипящей стали. В отдельных случаях спокойную сталь неответственного назначения разливают в уширяющиеся книзу изложницы, верх таких изложниц утепляют изнутри футеровкой или теплоизоляционными вкладышами (рисунок 4, б). Для разливки кипящей и полуспокойной стали иногда применяют изложницы бутылочной формы, верхнее отверстие которых после аполнения изложницы сталью закрывают пробкой или крышкой. Быстрое застывание металла в суживающейся части бутылочной изложницы обеспечивает снижение химической неоднородности стали по сравнению с разливкой в обычные сквозные изложницы. Изложницы, уширяющиеся книзу, делают сквозными (без дна), а изложницы, уширяющиеся кверху - чаще всего с дном. В дне изложниц находится отверстие (рисунок 4, а).

Важной характеристикой слитка и изложницы является величина отношения высоты *H* изложницы к ее среднему внут-

реннему диаметру *D*, т.е. величина отношения высоты слитка (до прибыльной части) к среднему диаметру.



1 - прибыльная надставка; 2 - изложница; 3 - цапфы;
4 - теплоизоляционные вкладыши

Рисунок 4 - Изложницы для разливки спокойной стали:

Увеличение значения *H/D*, т.е. уменьшение сечения слитка, позволяет увеличивать производительность прокатных станов, а также сокращать длительность затвердевания слитка, что способствует уменьшению ликвации. Однако, увеличение этого отношения вызывает увеличение осевой рыхлости и повышает склонность к образованию продольных трещин вследствие возрастания ферростатического давления на корочку кристаллизующегося слитка. Оптимальная величина отношения *H/D* установлена на основании многолетней практики и составляет для слитков спокойной углеродистой стали 3,0 - 3,5, а для легированной и качественной углеродистой стали 2,5 - 3,3. Вместе с тем, для слитков, сердцевина которых удаляется при последующем переделе, а также для слитков, прокатываемых на мелкие профили (диаметром < 100мм), т.е. при повышенных степенях обжатия, применяют изложницы, у которых отношение *H/D* более 3,5. В этом случае для повышения плотности сердцевины слитка увеличивают конусность стенок изложницы.

В изложницах для крупных слитков кипящей, а также полуспокойной стали величина отношения *H/D* должна составлять 3,0 - 3,5, для мелких слитков (< 1т) она достигает 5 - 7. Увеличение отношения *H/D* по сравнению со слитками

спокойной стали допустимо в связи с тем, что в слитках кипящей и полуспокойной стали не образуется осевой рыхлости. В то же время для кипящей стали важно ограничивать абсолютную величину высоты слитка и изложницы. Слишком большая высота ведет к увеличению ферростатического давления в нижней части затвердевающего слитка, что затрудняет кипение металла и способствует уменьшению толщины здоровой корочки.

Большое влияние на плотность макроструктуры и развитие осевой рыхлости в слитках спокойной стали оказывает конусность стенок изложниц. Чем больше конусность стенок изложницы и конусность слитка, тем выше плотность его структуры и тем меньше развита осевая рыхлость. Однако увеличение конусности вызывает неравномерные нагрузки на валки прокатного стана, что, существенно затрудняет прокатку слитков. С учетом этих соображений конусность стенок изложниц для спокойной стали выбирают в пределах 2 - 4%. Для слитков, идущих на ковку, конусность стенок изложниц увеличивают до 3 - 6%. В листовых изложницах для спокойной стали конусность широких сторон принимают равной 3 - 3,5%, а конусность узких граней во избежание трапецевидности листов уменьшают вдвое.

В связи с отсутствием в слитках кипящей и полуспокойной стали осевой усадочной рыхлости конусность стенок расширяющихся книзу изложниц меньше, чем у изложниц для спокойной стали. Она составляет 0,9 - 1,3%, что, обеспечивает свободное снятие изложницы со слитка (свободное раздевание слитка).

Толщину стенок изложниц выбирают исходя из условий обеспечения механической прочности изложницы, и ее обычно принимают равной примерно 20% от величины поперечного размера слитка. Отношение массы изложницы к массе слитка составляет 0,8 - 1,4, для мелких слитков это отношение увеличивают и оно достигает 2.

Стойкость изложниц составляет 60 - 100 плавок (разливок), расход изложниц равен 1,0 - 3,0% от массы разливаемой стали.

Подготовка изложниц. После освобождения от слитков изложницы охлаждаются до 80 - 110°С путем выдержки на воздухе или же водой, распыляемой форсунками. Далее, их внутреннюю поверхность очищают от нагара (окисленных пленок

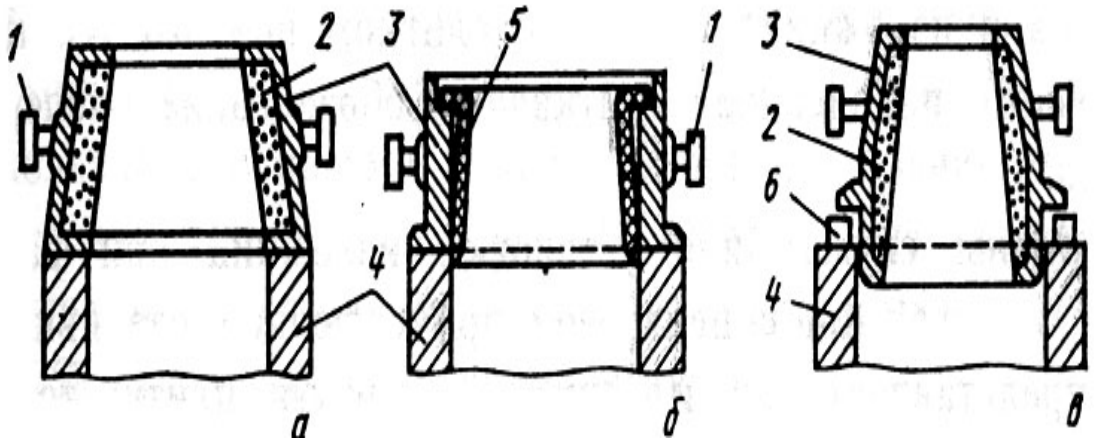
металла) и частиц шлака и металла и смазывают. Для смазки применяют лакойль, каменноугольные смолу и лак и их смеси, изложницы под кипящую сталь смазывают также порошкообразным графитом, смешанным с водой.

Смазка препятствует привариванию металла к стенкам изложниц, при ее выгорании в изложнице создается восстановительная атмосфера, а газы, образующиеся при сгорании смазки, отгоняют от стенок изложницы пленки окисленного металла, что делает более чистой поверхность слитка. Если температура стенок изложницы перед смазкой будет более 110°С, то смазка выгорит до начала разливки, а при температуре ниже 80°С слой смазки получится чрезмерно толстым: в этом случае смазка не успевает полностью сгореть в момент контакта с жидким металлом и, залитая им, возгоняется, что дает пузыри в корке слитка.

Прибыльные надставки устанавливают на расширяющиеся кверху изложницы при разливке спокойной стали, они могут быть стационарными (рисунок 5, а, б) и плавающими (рисунок 5, в). Футеровка или теплоизоляционные вкладыши надставок замедляют охлаждение верха слитка, что способствует выводу сюда усадочной раковины.

Широко применяются стационарные надставки (рисунок 5, а), имеющие чугунный корпус, футерованный изнутри шамотным кирпичом или массой из шамотного порошка с огнеупорной глиной, на постоянный слой футеровки изнутри наносят обмазку толщиной около 10мм, обновляемую после каждой разливки. Для уменьшения теплоотдающей поверхности, облегчения снятия надставки со слитка и уменьшения расхода металла надставку сужают кверху, конусность стенок составляет 10 - 18%. Масса прибыльной части и соответственно величина головной обрези крупных слитков рядовой стали составляет при использовании таких надставок 12 - 16% обшей массы слитка, а для мелких слитков и для слитков легированной стали она достигает 20%.

В последние годы расширяется применение стационарных надставок (рисунок 5, б) с теплоизоляционными вкладышами, они имеют стальной или чугунный корпус с вертикальными стенками для удобства крепления вкладышей, заменяемых после каждой разливки.



а, б - стационарные, в - плавающая; 1 - цапфа; 2 - футеровка надставки; 3 - каркас; 4 - изложница; 5 - теплоизоляционный вкладыш; 6 - деревянная подставка

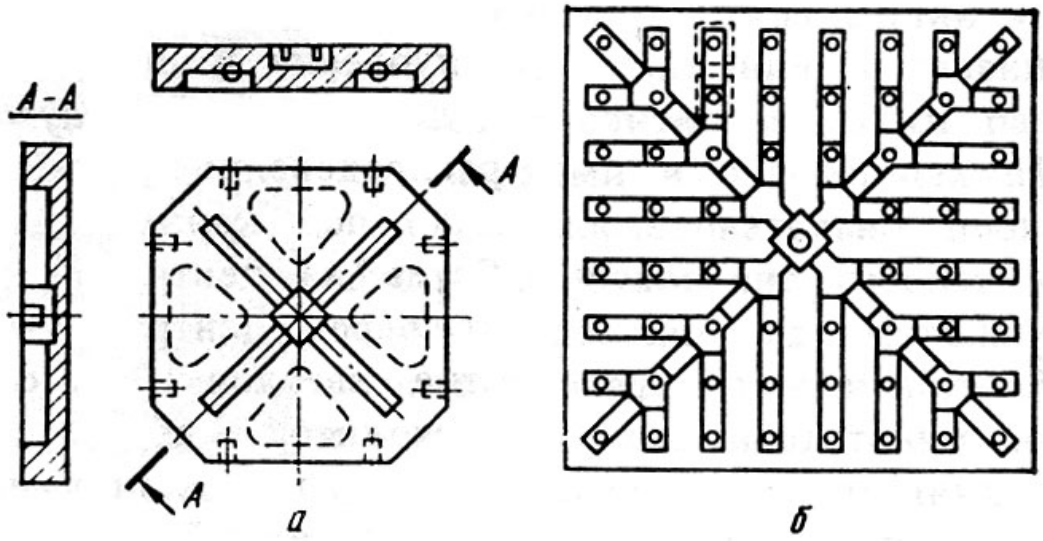
Рисунок 5 - Прибыльные надставки

Вкладыши изготавливают из песка с добавкой бумажных отходов, глины и связующих, из асбестита со связующими и других материалов. В связи с низкой теплопроводностью вкладышей эти надставки по сравнению с футерованными имеют меньшие высоту и объем и при их использовании величина головной обрези слитков снижается на 2 - 5%. На некоторых заводах при производстве рядовых сталей теплоизоляционные вкладыши устанавливают в верхнюю часть изложницы, что позволяет обойтись без прибыльных надставок.

При отливке крупных слитков применяют плавающие надставки (рисунок 5, б). Нижнее основание такой надставки входит в изложницу. До начала разливки надставку удерживают на изложнице с помощью деревянных прокладок, которые после наполнения изложницы металлом удаляют. Достоинство этих надставок заключается в возможности их перемещения в изложнице вместе со слитком при его усадке, что исключает повисание слитка и образование поперечных трещин.

Поддоны служат для установки изложниц при разливке сверху и изложниц с центровой при сифонной разливке. Поддон представляет собой литую чугунную плиту толщиной 100 - 200мм. Верхняя рабочая поверхность поддона должна быть гладкой, это обеспечивает плотное прилегание изложницы к поддону и предотвращает прорыв жидкого металла под изложницу.

В поддонах для сифонной разливки (рисунок 6) делают углубление в центре и расходящиеся от него открытые сверху каналы прямоугольного сечения для укладки сифонного кирпича. Если при разливке сверху применяют изложницы без дна, то в поддоне делают выемку, в которую укладывают сменный вкладыш из стали и иногда из огнеупорного кирпича, предотвращающий размывание поддона струей металла.



а - четырехместный; б - 60 - местный

Рисунок 6 - Поддоны для сифонной разливки стали

При:разливке сверху применяют поддоны, размеры которых позволяет установить одну или две изложницы, при сифонной разливке двух-, четырех- и многоместные поддоны.

Расход поддонов составляет 0,1 - 1% от массы разливаемой стали.

Центровая служит для приемки металла из сталеразливочного ковша. Она представляет собой чугунную или стальную футерованную изнутри трубу с расширением вверху и утолщением в нижней части для обеспечения ее устойчивости на поддоне. Центровые обычно делают разъемными из двух половинок для облегчения удаления литника и замены сифонного кирпича. Половинки скрепляют кольцами, клиньями и другими приспособлениями.

Центровая должна быть на 300 - 400мм выше изложниц с прибыльными надставками. Расход центровых составляет 0,05 - 0,5% от массы разливаемой стали.

Сифонный кирпич предотвращает размывание поддона, центровой и дна изложниц жидкой сталью при разливке. Разновидности сифонного шамотного кирпича представлены на рисунке 7.

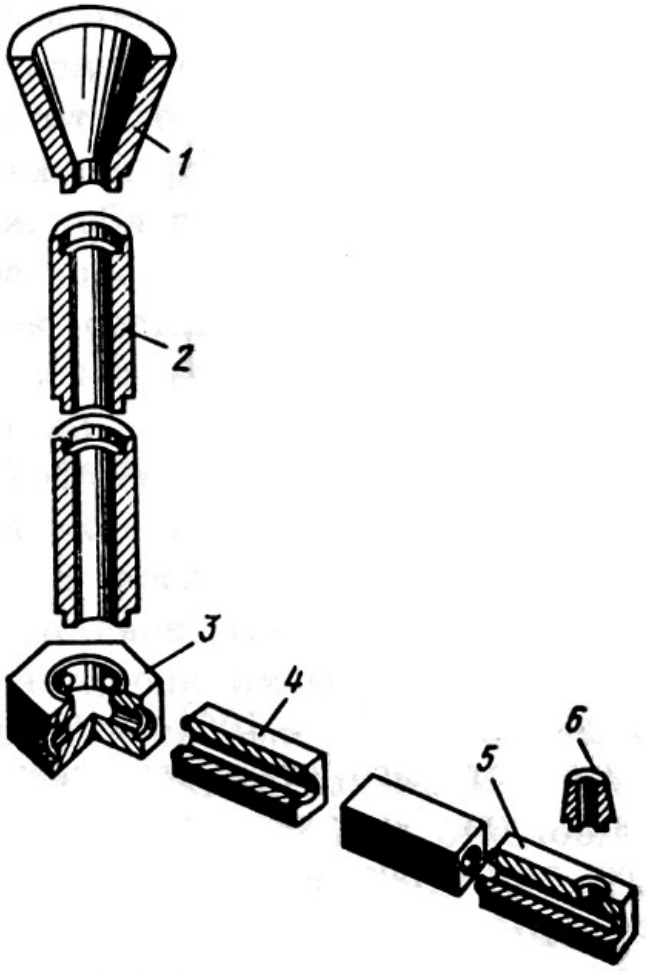


Рисунок 7 - Разновидности сифонного кирпича

Звездочка *3*, укладываемая в углубление в центре поддона под центровой служит для распределения жидкого металла по каналам поддона. Сталь из центровой поступает через центральное отверстие звездочки *3* сверху и расходится через боковые отверстия по каналам поддона. Пролетный кирпич *4*, укладываемый в каналы поддона служит для подвода жидкой стали от звездочки *3* к концевому кирпичу *5*, через боковое отверстие которого сталь поступает в изложницу, проходя стаканчик *6*, устанавливаемый в дне изложницы. Центровые трубки *2* и воронки *1* служат для футеровки центровой.

Для обеспечения плотности сочленения сифонные кирпичи делают замковыми (выступ каждого последующего кирпича должен входить в паз предыдущего). Величина диаметра отверстия в сифонных кирпичах, укладываемых в поддон, обычно составляет 30 - 50мм, диаметр отверстия центровых труб равен 70 - 100мм.

После разливки каждой плавки сифонный кирпич заменяют. Из каналов поддона и центровой удаляют сифонные кирпичи с застывшим в их каналах металлом (литниками), после чего в каналы поддона и центровой укладывают новые сифонные кирпичи.

Подготовка оборудования к разливке

В современных сталеплавильных цехах сталь разливают в изложницы, установленные на тележках (железнодорожных платформах). Состав тележек с подготовленными изложницами перед выпуском стали из печи подают в разливочный пролет сталеплавильного цеха, где и ведут разливку. После окончания разливки для предотвращения возникновения ликвационных дефектов в затвердевающих слитках состав выдерживают в разливочном пролете без движения в течение 20 - 120мин (в зависимости от массы слитка и марки разливаемой стали). Далее, состав со слитками в изложницах вывозят из разливочного пролета, и он последовательно проходит ряд отделений, где, разливочное оборудование готовят к следующей разливке: стрипперное отделение, где, изложницы освобождают от слитков, участок охлаждения изложниц, отделение чистки и смазки изложниц, цех подготовки составов. В последнем подготавливают прибыльные надставки, поддоны, центровые, на поддоны устанавливают изложницы и при необходимости центровые, на изложницы для спокойной стали ставят прибыльные надставки, укладывают теплоизоляционные вкладыши. Собранный разливочный состав транспортируют отсюда в разливочный пролет для очередной разливки.

Температура и скорость разливки

Сталь, выпускаемая из печи, должна быть нагрета на 100 - 150°С выше температуры плавления (температуры ликвидус $t_л$). Последняя зависит от состава стали и может быть приближенно определена, °С, по формуле:

$t_л = 1539 - 79C - 12Si - 5Mn - 1{,}5Cr - 4Ni - 2Mo - 2V - 30P - 25S,$ (1)

где, C, Si, Mn, Cr, Ni, Mo, V, P, S - содержание элементов в стали,%.

Перегрев необходим для обеспечения нужной температуры стали при разливке, также для компенсации потерь тепла за время выпуска, выдержки стали в ковше до начала разливки, внепечной обработки, если она применяется и за время разливки, длительность которой для ковшей большой емкости может достигать 1 - 1,5ч. Наиболее сильно сталь охлаждается при выпуске и в первые минуты выдержки в ковше, когда тепло расходуется на нагрев футеровки ковша. Обычно за это время температура металла понижается на 30 -60°С.

Нормальной температурой начала разливки считают температуру, превышающую температуру плавления стали на 90 - 120°С при сифонной разливке и на 70 - 110°С при разливке сверху.

Чрезмерно высокая температура стали при разливке ведет к ухудшению качества слитка. Перегретая сталь дольше затвердевает в изложнице, поэтому в слитке сильнее развивается химическая неоднородность. Быстрая разливка горячего металла ведет к увеличению пораженности поверхности слитков продольными трещинами. С увеличением температуры возрастает также количество растворенных в стали вредных газов, что ухудшает свойства готового металла.

Разливка стали при слишком низкой температуре также нежелательна. Холодный металл более вязок, что затрудняет всплывание неметаллических включений в кристаллизующемся слитке и приводит к повышенному загрязнению стали неметаллическими включениями. При затвердевании вязкого металла ухудшается питание кристаллизующихся объемов слитка из прибыли, поэтому слитки получаются с повышенной осевой пористостью и рыхлостью. При сифонной разливке холодного металла на его поверхности в изложнице образуется корочка, завороты которой являются серьезным дефектом слитка.

Скорость разливки, так же как и температура разливаемого металла, оказывает существенное влияние на качество слитка. Чрезмерно высокая скорость разливки ведет к увеличению

количества продольных трещин на поверхности слитка, а при разливке кипящей стали вызывает уменьшение толщины здоровой наружной корочки в слитке. Разливка с недостаточной скоростью ведет к усиленному образованию и заворотам корочки, особенно при разливке стали сифоном.

По этим причинам скорость разливки обычно увязывают с температурой металла. Горячий металл следует разливать более медленно, холодный быстрее. Оптимальные температуры и скорости разливки подбирают опытным путем с учетом способа разливки, массы слитка, состава и свойств стали (ее вязкости, склонности к образованию трещин, склонности к образованию окисленной корочки и др.).

Скорость разливки чаще всего характеризуют скоростью подъема стали в изложнице, которая находится в пределах 0,15 - 5м / мин. Ее регулируют изменением диаметра разливочного стакана, а также частичным перекрытием вытекающей из стакана струи с помощью стопора или шиберного затвора.

Скорость разливки сверху обычно выше, чем сифонной. Это объясняется необходимостью сократить общую длительность разливки плавки, поскольку пропускная способность разливочных пролетов сталеплавильных цехов обычно является недостаточной. При сифонной разливке благодаря одновременному наполнению нескольких изложниц длительность разливки плавки оказывается небольшой даже при относительно малой скорости подъема металла в изложнице, меньшая же скорость разливки уменьшает вероятность образования ряда дефектов в слитках.

Особенности разливки спокойной стали

Спокойную сталь разливают и сифоном и сверху, как правило, в изложницы, расширяющиеся кверху с прибыльными надставками. При разливке сверху струя металла должна быть направлена строго по центру изложницы. Во избежание разбрызгивания металла при ударе о дно изложницы разливку начинают медленно при неполностью открытом стопоре. После образования «подушки» жидкого металла разливку ведут полной струей. Скорость разливки при этом определяется диаметром разливочного стакана. Прибыльную часть слитка заполняют медленно, что способствует выводу усадочной раковины в прибыль.

Обычно время заполнения прибыльной надставки составляет 50 - 70% времени заполнения тела слитка.

Скорость разливки сверху до недавнего времени выбирали в пределах 0,3 - 1,1 м / мин. В последние годы для сталей мало склонных к образованию продольных трещин внедряют скоростную разливку (до 4,5м / мин). Длительность наполнения тела слитков массой 2 - 20т составляет 0,5 - 8мин.

При сифонной разливке низ изложницы также заполняют медленно. В дальнейшем скорость разливки регулируют в зависимости от вида поверхности металла в изложнице. Обычно на поверхности металла образуется окисленная корка, завороты которой у стенок изложницы - серьезный дефект слитка. Образование и рост корки интенсифицируются при малой скорости разливки, недостаточной температуре металла и в особенности при наличии в стали легкоокисляющихся элементов (алюминия, титана, хрома). Для предотвращения заворотов корки разливку стараются вести с «чистым зеркалом» или так, чтобы между коркой и стенкой изложницы был рант жидкого металла. При разливке сталей, содержащих алюминий, титан и повышенное количество хрома, избежать заворотов корки путем увеличения скорости разливки обычно не удается и применяют специальные методы защиты поверхности металла от окисления.

Величина скорости разливки стали сифоном обычно находится в пределах 0,15 - 0,7 м / мин. Прибыльную часть слитка, как и при разливке сверху, наполняют замедленно (время наполнения составляет 50 - 70% времени наполнения тела слитка). Длительность наполнения тела слитков массой от 1 до 13т изменяется в пределах от 1,5 до 9 мин.

После окончания разливки слитка спокойной стали поверхность металла в прибыльной надставке засыпают люнкеритом или теплоизолирующими смесями. Состав с изложницами с затвердевающими в них слитками выдерживают в разливочном пролете без движения от 30мин до 2ч (в зависимости от марки стали и массы слитка). Необходимость длительной выдержки до начала транспортировки вызывается тем, что при сотрясении кристаллизующегося слитка резко усиливается внеосевая ликвация.

Защита металла в изложнице от окисления. Для предотвращения образования и заворота корки при сифонной

разливке спокойной стали, а иногда и при разливке сверху применяют следующие способы защиты поверхности металла в изложнице от окисления и охлаждения.

Разливка под слоем жидкого шлака. На поверхности поднимающегося в изложнице металла создают слой жидкого шлака, который защищает сталь от окисления и охлаждения, что исключает образование окисленной корочки. Шлак также поглощает частицы оксидов, всплывающие из металла. Помимо этого, в результате прилипания шлака к стенкам изложницы между ними и поднимающимся металлом остается тонкая (1 - 3мм) шлаковая прослойка, что обеспечивает получение очень чистой поверхности слитка. В последующем шлаковая рубашка легко отделяется от затвердевшего слитка. Улучшение поверхности слитка существенно снижает отходы металла при зачистке поверхности слитка и прокатанной заготовки. При разливке под шлаком изложницы обычно не смазывают.

Шлак, заливаемый в изложницу. Шлак выплавляют в специальной шлакоплавильной печи и заливают в изложницу после подъема металла на высоту 150 - 200мм, расход шлака составляет 5 - 10кг / т стали. Обычно применяют шлаки системы SiO_2 - CaF_2 - CaO - Al_2O_3 с высоким содержанием SiO_2 (30 - 40%) и CaF_2 (30 - 45%). Иногда в состав шлаков вводят Na_2O, MgO, TiO_2.

Вследствие сложности и высокой стоимости этот способ применяют лишь при разливке высоколегированных сталей, содержащих легкоокисляющиеся элементы.

Шлак, образуемый экзотермическими смесями и брикетами. Экзотермические смеси вводят в изложницу в бумажных мешках или в виде брикетов до начала разливки, сгорая и расплавляясь они образуют жидкий шлак.

В состав экзотермических смесей входят окисляющиеся компоненты (порошок алюминия, магния, силикокальция, сплава алюминий - магний), окислители (натриевая селитра, марганцевая руда) и наполнители или шлакообразующие (силикатная глыба, плавиковый шпат, печной шлак и другие). Горючие компоненты смеси окисляются за счет кислорода окислителей с выделением тепла, которое обеспечивает шлакообразование. Наполнители обеспечивают получение шлака нужного состава (достаточно легкоплавкого и жидкоподвижного)

и, кроме того, замедляют горение смеси. При изготовлении брикетов в смесь добавляют от 3 до 20% жидкого стекла.

По скорости горения экзотермические смеси разделяют на быстро - и медленно -сгорающие. Первые содержат магний и селитру и сгорают с образованием шлака в течение 20 - 40с, вторые, без магния и селитры, сгорают и расплавляются за время наполнения изложницы на l / 3 высоты и более. Брикеты сгорают полностью лишь в конце наполнения изложницы.

Быстро - сгорающие смеси используют при сифонной разливке легированных сталей, содержащих легкоокисляющиеся элементы, состав одной из таких смесей, %: порошок сплава алюминий - магний *6*, алюминиевый порошок *11*, натриевая селитра *10*, марганцевая руда *20*, плавиковый шпат *23*, силикатная глыба ($Si0_2$ и Na_2O) *20*, доменный шлак *10*. Один из составов медленно - сгорающих смесей для разливки сверху сталей без легкоокисляющихся элементов, %: марганцевая руда 15 - 20, силикатная глыба 10 - 23, алюминиевый порошок 12 - 22, плавиковый шпат 15 - 20, доменный шлак 15 - 30. Постоянно разрабатывают новые, более эффективные и дешевые смеси.

Расход смесей и брикетов составляет 2,5 - 6кг / т стали. Вследствие дороговизны их используют при разливке легированных и высококачественных сталей, особенно дорогостоящи быстро - сгорающие смеси.

Разливка под теплоизолирующими смесями и материалами. При разливке углеродистых и низколегированных сталей, не содержащих легкоокисляющихся элементов, применяют более дешевые, чем экзотермические смеси материалы - малотеплопроводные неплавящиеся и частично плавящиеся. К первым относятся диски и плиты, получаемые прессованием из слюды, асбестита, граффито - опилочной смеси и др. Диски во время заполнения изложницы плавают на поверхности поднимающегося металла. Более широкое применение нашли частично плавящиеся смеси: зольно - графитовая, перлито - графитовая и вермикулито - графитовая, содержащие 12 - 30% графита, а также чистый вермикулит. Зольно - графитовая смесь содержит золу тепловых электростанций, основу которой составляют SiO_2 и $A1_2O_3$. Вермикулит и перлит - природные минералы, обожженный вермикулит содержит, %: 35 - 40 SiO_2, 13 - 20 $A1_2O_3$, 5 - 20 Fe_2O_3,

15 - 27 MgO, 0,8 - 3,5 CaO, состав обожженного перлита, %: 72 - 76 SiO_2, 13 -15 $A1_2O_3$, 3 - 9 (K_2O + Na_2O), остальное оксиды железа и CaO. Смеси или вермикулит загружают на дно несмазанных изложниц в бумажных мешках. При соприкосновении с жидким металлом смесь подплавляется и образует вязкий шлак, не налипающий на стенки изложницы, верхняя нерасплавившаяся часть смеси выполняет роль теплоизолятора. Графит в смесях предотвращает их спекание и налипание на стенки изложницы. Расход зольно - графитовой смеси 2 - 3,5, перлито - и вермикулито - графитовых 1,0 - 1,5, вермикулита 1,5 - 2,5кг на 1т стали.

Защита струи металла аргоном. На центровую устанавливают специальное кольцевое устройство, соединяемое с днищем сталеразливочного ковша и охватывающее во время разливки струю металла. В кольцевую полость подают аргон, предохраняющий металл от окисления. Готовая сталь при этом содержит пониженное количество кислорода и неметаллических включений. Из - за сложности способ применяется только при разливке сталей, содержащих легкоокисляющиеся элементы.

Разливка с использованием материалов, создающих в изложнице восстановительную атмосферу. Сюда относят ряд способов, из которых наибольшее применение находят разливка с деревянными рамками и разливка с петролатумом.

Разливка с деревянными рамками. Деревянные рамки или диски опускают в изложницу до начала разливки. В дальнейшем они сгорают, плавая на поверхности поднимающегося металла. Продукты сгорания дерева создают в изложнице восстановительную атмосферу, что способствует получению более чистой поверхности слитка.

Недостаток способа - быстрое сгорание дерева, заканчивающееся раньше окончания заполнения слитка.

Разливка с петролатумом. Петролатум (побочный продукт переработки нефти) загружают в количестве 0,2 - 1,0кг / т в несмазанную изложницу до начала разливки, а изложницу плотно закрывают крышкой. При соприкосновении с жидким металлом петролатум частично возгоняется, частично сгорает, что создает в изложнице восстановительную атмосферу и предохраняет металл от окисления. Возгоны осаждаются на стенках изложницы,

создавая слой смазки, это обеспечивает улучшение поверхности слитка.

Хорошие результаты получены при совместном использовании петролатума и вермикулита, которые загружают в изложницы до начала разливки.

Специальные методы теплоизоляции и обогрева верха слитка. Наряду с применением футерованных прибыльных надставок в сочетании с засыпкой верха слитка теплоизолирующими смесями или люнкеритами используют другие способы снижения величины головной обрези верха слитков спокойной стали.

Применение теплоизоляционных вкладышей. Вкладыши в виде пластин закрепляют у стенок прибыльной надставки или же в верхней части изложницы вдоль ее стенок. В последнем случае изложницы применяют без прибыльных надставок.

Наиболее часто вкладыши изготовляют из песка с добавкой бумаги, отходов целлюлозного производства, глины и ряда связующих, иногда из асбестита со связующими и др. Обычно вкладыши применяют в сочетании с засыпкой верха слитка люнкеритом или экзотермическими смесями.

Благодаря низкой теплопроводности вкладышей охлаждение металла в прибыльной части изложницы происходит медленнее, чем при использовании обычных прибыльных надставок, это уменьшает глубину усадочной раковины в слитке и обрезь металла при прокатке. В последние годы вкладыши применяют все шире, поскольку при относительной дешевизне их использование снижает величину головной обрези на 2 - 5%.

Применение экзотермических вкладышей. Вкладыши выполняют из экзотермических смесей в виде пластин. Их укрепляют у стенок верхней части изложницы или в прибыльной надставке, иногда прибыльную надставку обмазывают изнутри экзотермической массой.

Экзотермические смеси, из которых на связке (жидкое стекло) готовят вкладыши, содержат горючее вещество (алюминий), окислитель (окалину) и нейтральные наполнители (шамот, глину, вермикулит). При контакте с горячим металлом алюминий окисляется за счет кислорода окислителя и при этом выделяется тепло. В результате обогрева уменьшается глубина

проникновения в слиток усадочной раковины и снижается головная обрезь на 5 - 8%.

Стоимость экзотермических вкладышей сравнительно высока и их применяют лишь при производстве дорогостоящих высококачественных и легированных сталей.

Электродуговой обогрев. В прибыльную надставку вводят графитовый электрод, устанавливая его над поверхностью металла. Электрод соединяют с одним из концов обмотки питающего трансформатора, другой конец обмотки соединяют с поддоном. После зажигания дуги на поверхность металла в надставке засыпают шлакообразующую смесь (например, из шамота, извести и плавикового шпата). Образующийся шлак повышает устойчивость горения дуги и предохраняет металл от науглероживания материалом электрода. Длительность обогрева слитков от 0,5 до 8т изменяется в пределах 0,5 - 2,2ч. Способ позволяет повысить выход годного на 5 - 8% при расходе электроэнергии 15 - 40кВт ч на 1т стали.

Газовый обогрев. После наполнения слитка в прибыльную надставку засыпают шлаковую смесь и над поверхностью металла устанавливают газокислородную горелку. Обогрев в течение 15 - 20 мин за счет сжигания природного или коксового газа в кислороде позволяет повысить выход годного металла на 6 - 8%. Шлак, получающийся при расплавлении шлаковой смеси в надставке, предохраняет металл от окисления.

Электрошлаковая подпитка. Поверхность металла в прибыли покрывают шлаком, состоящим из CaO, CaF_2 и $A1_2O_3$, который обладает электропроводностью, и в то же время большим электросопротивлением. В шлак сверху погружают электрод из стали того же состава, что и отливаемый слиток. При прохождении электрического тока от электрода к металлу через шлак, последний сильно нагревается, электрод плавится и капли металла через шлак поступают в головную часть слитка. Таким образом, происходит не только обогрев головной части слитка, но и питание усадки слитка металлом плавящегося электрода. Способ позволяет получать слитки без усадочной раковины и увеличить выход годного металла на 15% и более.

Осуществить газовый и электродуговой обогрев, а также электрошлаковую подпитку в условиях массового производства сложно и затруднительно. Поэтому их чаще применяют при

производстве дорогих высоколегированных сталей, когда это оказывается экономически целесообразным.

Разливка кипящей стали. Кипящую сталь разливают и сифоном, и сверху в уширяющиеся книзу сквозные изложницы. В обоих случаях для предотвращения заплесков металла на стенки изложницы и образования плен на нижней поверхности слитков стопор открывают плавно и нижнюю часть изложницы заполняют медленно. В дальнейшем скорость наполнения изложницы при разливке сверху определяется диаметром стакана сталеразливочного ковша, а при разливке сифоном - сечением каналов сифонного кирпича. При сифонной разливке перегретой стали и при чрезмерной ее окисленности могут происходить выплески металла из центровой. В этом случае в центровую для дополнительного раскисления вводят небольшое количество алюминия.

При разливке кипящей стали важным фактором является скорость подъема металла в изложнице, определяющая толщину здоровой корки в слитке. При сифонной разливке эта скорость обычно находится в пределах 0,2 - 0,6м / мин, что обеспечивает достаточную толщину здоровой корочки в слитке (15 - 40мм). Разливку сверху с целью сокращения ее общей продолжительности вынуждены вести со значительно большими скоростями, в результате чего уменьшается толщина здоровой корочки. Скорость разливки сверху без интенсификаторов кипения обычно составляет 0,5 - 1,0м / мин и при скорости около 1,0м / мин получают здоровую корочку минимально допустимой толщины (8 - 10мм). Продолжительность отливки слитков массой 5 - 20т при разливке сифоном составляет 5 -12, при разливке сверху 2 - 4 мин.

После окончания наполнения изложницы металл в ней некоторое время кипит, а затем для уменьшения развития химической неоднородности кипение прекращают, применяя механическое или химическое закупоривание слитка. Состав с изложницами выдерживают у разливочной площадки до начала транспортировки не менее 20 мин.

Механическое закупоривание. Кипение в изложнице продолжается до тех пор, пока у ее стенок затвердеет слой металла, достаточный для укладки на него крышки. Толщина этого слоя составляет около 1 / 6 толщины слитка, а время кипения 7 - 15

мин. Затем на поверхность металла укладывают массивную металлическую крышку, вызывающую охлаждение и замораживание верха слитка, в результате чего прекращается кипение. Крышки снимают со слитка через 20 - 30 мин после закупоривания.

Химическое закупоривание. Как показал опыт, механическое закупоривание обеспечивает удовлетворительное качество слитков массой менее 6 - 8т. В более крупных слитках из - за длительного кипения (7 - 15 мин) ликвация развивается столь сильно, что для удаления скоплений вредных примесей требуется существенное увеличение головной обрези при прокатке. Поэтому в последние годы, особенно в связи с увеличением массы отливаемых слитков, вместо механического закупоривания применяют химическое.

При химическом закупоривании для прекращения кипения и ускорения застывания верха слитка в изложницу вводят раскислители. Используют алюминий (гранулированный, жидкий) и иногда ферросилиций (в виде кусков размером 4 - 30мм), которые дают на поверхность металла через 1 - 1,5 мин после окончания наполнения изложницы. Лучшие результаты дает применение алюминия, расход которого на закупоривание изменяется в пределах 100 - 600г на 1т стали и увеличивается при снижении содержания углерода и марганца в стали. При недостаточном количестве алюминия верхняя часть слитка получается рослой, а при избыточном в ней образуется концентрированная усадочная раковина. В обоих случаях возрастает головная обрезь, что нежелательно. Признаком правильно выбранного расхода алюминия служит выпуклая гладкая поверхность слитков без прорывов жидкого металла.

При химическом закупоривании алюминием вследствие уменьшения ликвации головная обрезь крупных слитков кипящей стали составляет 4 - 8% вместо 8 - 13% при механическом закупоривании.

Применение интенсификаторов кипения. Как показал опыт, уровень окисленности кипящей стали, при ее выплавке существующими методами таков, что ее можно разливать со скоростью подъема металла в изложнице не более 1м / мин, поскольку при большей скорости толщина здоровой корочки слитка получается недостаточной (< 8 - 10мм). В последние годы

в связи с недостаточной пропускной способностью разливочных отделений сталеплавильных цехов скорости разливки вынуждены увеличивать, в этом случае для увеличения толщины здоровой корочки в изложницу при разливке вводят интенсификаторы кипения - порошкообразные смеси, содержащие оксиды железа и способные легко передавать кислород этих оксидов жидкой стали. Вследствие увеличения окисленности стали повышается интенсивность ее кипения, что обеспечивает утолщение здоровой корочки.

В состав интенсификаторов кипения входят, %: прокатная окалина 70 - 85, плавиковый шпат 5 - 20, кальцинированная сода 0 - 10, натриевая селитра 0 - 12, коксик 0 - 13. Смесь вводят в изложницу в течение всего времени ее наполнения. Расход смеси составляет 200 - 850г на 1т стали, возрастая при увеличении содержания в ней углерода. Применение интенсификатора кипения позволяет получать здоровую корочку достаточной толщины при увеличении скорости разливки до 2,0 - 2,5м / мин. Иногда увеличения интенсивности кипения достигают, обдувая при разливке струю металла кислородом.

Углеродистый интенсификатор кипения. В последние годы разработан новый способ повышения интенсивности кипения, не требующий увеличения окисленности жидкой стали. На поддоне, служащем для установки сквозных изложниц, закрепляют брикеты или наносят покрытие из углеродистого материала (например, из антрацита с каменноугольным пеком). Взаимодействие углерода этого материала с кислородом жидкой стали вызывает активное кипение с пронизыванием пузырями CO металла по всей высоте изложницы, что способствует увеличению толщины здоровой корочки и вызывает повышение выхода годных слябов без зачистки их поверхности. Кроме того, происходит раскисление металла твердым углеродом, что ведет к снижению количества оксидных включений в слитке, отмечено также снижение химической неоднородности металла.

Скоростная разливка. В последние годы на ряде заводов освоена разливка химически закупориваемой и полуспокойной сталей со скоростью наполнения изложниц до 4 - 5м / мин. При разливке кипящей стали со столь большой скоростью подъема металла в изложнице пузыри начинают формироваться у самой поверхности слитка, а благодаря быстрому закупориванию они не

успевают вырасти до значительных размеров. Получается слиток без здоровой корочки с мелкими подкорковыми пузырями. Тонкий наружный слой металла с пузырями, окисляясь при нагреве слитка под прокатку, переходит в окалину, и поверхность проката получается без дефектов, несмотря на отсутствие здоровой корочки.

При скоростной разливке полуспокойной стали пузыри либо не образуются, либо формируются мелкие подкорковые пузыри, зона расположения которых при нагреве под прокатку переходит в окалину.

Контрольные вопросы:

1 Какое оборудование применяется для разливки стали?

2 Что представляет собой сталеразливочный ковш?

3 В каких пределах изменяется вместимость ковшей?

4 При разливки какой стали применяются промежуточные ковши?

5 Что такое торкретирование?

6 В течении какого времени осуществляется сушка футеровки ковша после торкретирования?

7 Как подготавливают изложницы к разливке?

8 Для чего применяются поддоны?

9 Для чего необходим перегрев стали перед разливкой?

10 Какие применяют способы защиты поверхности металла в изложнице от окисления и охлаждения при разливки сверху?

11 Из чего изготавливают теплоизоляционные вкладыши?

Список рекомендуемой литературы:

1 Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. Учебник для Вузов.-М.: Мир ,ООО«Издательство АСТ».-2003 528с.

2 Ефимов В.А., Эльдарханов А.С. Технология современной металлургии. М.: Новые технологии. - 2004. - 784с.

3 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

4 Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменов А.А. Металлургия черных металлов. М.: Металлургия. - 1986. - 360с.

5 Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

Лекция №12. Непрерывная разливка стали

План лекции:

1 Разновидности и преимущества непрерывной разливки
2 УНРС с вытягиванием слитка из кристаллизатора
3 УНРС без скольжения слитка в кристаллизаторе
4 Затвердевание непрерывно вытягиваемого слитка
5 Устройство УНРС
6 Вертикальные УНРС
7 Криволинейные и радиальные УНРС
8 Вертикально - радиальные УНРС
9 Горизонтальные УНРС
10 УНРС для отливки тонких слябов

Разновидности и преимущества непрерывной разливки. Непрерывную разливку или литье вместо разливки стали в изложницы, начали применять в последние 30 лет. В настоящее время этим способом разливают около 83% выплавляемой в мире стали, а в развитых капиталистических странах до 97% производимой стали. Наиболее распространен способ непрерывной разливки, заключающийся в том, что жидкую сталь непрерывно заливают в водоохлаждаемую изложницу без дна - кристаллизатор, из нижней части которого вытягивают затвердевший по периферии слиток с жидкой сердцевиной. Далее слиток движется через зону вторичного охлаждения, где полностью затвердевает, после чего его разрезают на куски определенной длины. Основа этого способа - вытягивание формирующегося слитка из кристаллизатора, т.е. скольжение слитка по его стенкам с возникновением при этом значительных сил трения, что является определенным недостатком способа, из - за трения возникают разрывы затвердевающей оболочки движущегося слитка, что ограничивает скорость разливки. Этим способом в настоящее время получают преимущественно литые заготовки (слитки) толщиной от 100 - 150 до 250 - 300мм, что позволило ликвидировать два энергоемких этапа металлургического производства - прокатку на обжимных станах и нагрев слитков перед этой прокаткой в нагревательных колодцах.

Интенсивно ведутся исследования по дальнейшему совершенствованию и разработке новых оборудовании и технологии

непрерывной разливки. Одно из важных разрабатываемых направлений - получение литых заготовок значительно меньшей толщины, чем в настоящее время (например, тонких слябов и полос) и заготовок, приближающихся по сечению к конечному прокату, что позволит применять для их прокатки станы меньшей мощности, обеспечивая экономию энергозатрат. Другим важным направлением является начавшееся внедрение способа непрерывной разливки, предусматривающего перемещение рабочей поверхности кристаллизатора (в виде вращающихся колес, лент и др.) вместе со слитком в начальный период его формирования, что исключает трение и позволяет существенно увеличить скорость разливки (скорость движения слитка). Еще одно перспективное и уже давно разрабатываемое направление - создание литейно - прокатных агрегатов, позволяющих сочетать непрерывную разливку с прокаткой. Непрерывным способом разливают преимущественно спокойную сталь, поскольку при разливке кипящей стали не достигается существенного увеличения выхода годного и трудно получить достаточную толщину беспузыристой корки в слитке из - за большой скорости разливки и сложности обеспечения необходимой степени окисленности металла.

Основные преимущества непрерывной разливки:

1) существенно повышается выход годного металла. Так, для спокойной стали получение слябов или блюмов путем непрерывной разливки вместо разливки в изложницы с последующей прокаткой обеспечивает повышение выхода годного на 10 - 15% от массы разливаемой стали. Объясняется это тем, что верхняя часть каждого слитка (13 - 20%) идет при прокатке в обрезь из - за наличия усадочной раковины, а при непрерывной разливке образуется одна усадочная раковина в конце разливки плавки;

2) упрощается и удешевляется производство по заводу в целом, т.к. исключаются два энергоемких этапа технологического процесса - прокатка слитков на обжимных станах (блюмингах или слябингах) и нагрев слитков до ~ 1100°С в нагревательных колодцах перед прокаткой, при этом отпадает необходимость в блюмингах и слябингах, уменьшаются энергетические затраты, потребность в рабочей силе и площадь завода;

3) повышается качество металла, в первую очередь

вследствие снижения химической неоднородности из - за более быстрого затвердевания малых по толщине слитков;

4) уменьшаются затраты ручного труда и улучшаются условия труда при разливке;

5) создаются условия для автоматизации процесса разливки.

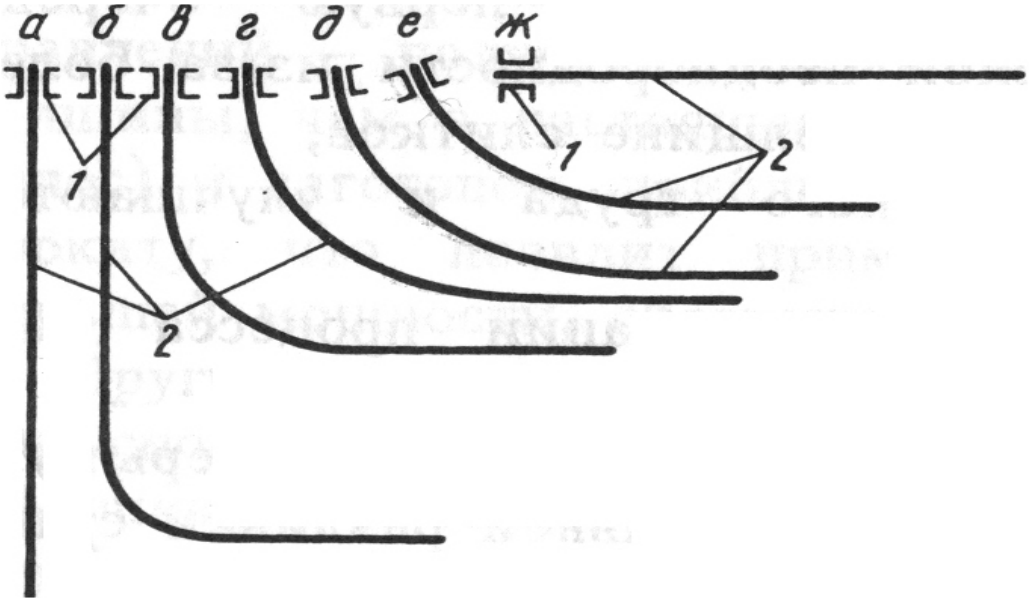
Комплекс оборудования и механизмов для непрерывной разливки - называют установкой непрерывной разливки стали - УНРС или машиной непрерывного литья заготовок - МНЛЗ.

Основные типы УНРС

УНРС с вытягиванием слитка из кристаллизатора

УНРС этого типа нашли наиболее широкое применение и имеют много разновидностей. В зависимости от направления основной технологической оси установки (направления движения отливаемого слитка) различают (рисунок 1): УНРС вертикального типа *а*, с изгибом слитка *б*, вертикально - радиальные *в*, радиальные *г*, криволинейные *д*, наклонно - криволинейные *е*, горизонтальные *ж*.

В зависимости от формы поперечного сечения отливаемого слитка различают: слябовые УНРС, сортовые и блюмовые. УНРС для отливки заготовок круглого сечения, полых трубных заготовок, слитков сложного профиля, близких по сечению к готовому прокату.



1 - кристаллизатор; 2 - отливаемый слиток

Рисунок 1 - Разновидности УНРС с вытягиванием слитка из кристаллизатора

Широкое промышленное применение нашли слябовые УНРС (отливка слитков плоского сечения толщиной 150 - 300 и шириной до 2600мм), сортовые и блюмовые (отливка слитков квадратного сечения размером до 400 х 400мм и слитков прямоугольного сечения с небольшой величиной отношения ширины к толщине (до 1,5 - 2,0) при толщине до 300мм, реже применяются УНРС для отливки слитков круглого сечения диаметром до 500мм. УНРС для отливки полых трубных заготовок и заготовок сложного профиля (например, двутаврового) находятся в стадии промышленного освоения.

В последние годы начали внедрять УНРС для отливки тонких слябов (толщиной 30 -70мм).

В зависимости от числа одновременно отливаемых из одного сталеразливочного ковша слитков, УНРС могут быть: одно-, двух- и многоручьевыми, с увеличением числа ручьев увеличивается производительность установки. Слябовые УНРС обычно делают двухручьевыми, сортовые и блюмовые - чаще трех - восьмиручьевыми. Разливку на УНРС ведут до израсходования металла в сталеразливочном ковше или же разливают без перерыва металл из нескольких ковшей (разливка методом «плавка на плавку»).

Применяют также установки полунепрерывной разливки, на которых отливают слиток определенной длины (6 - 10м). Этот слиток затем разрезают на части в холодном состоянии.

Скорость разливки, то есть скорость движения слитка при его толщине более 150мм обычно находится в пределах от 0,5 до 1,5 - 2,5м / мин, хотя на отдельных УНРС достигнуты и большие скорости, при отливке слитков малой толщины (квадрат размером менее 90 х 90мм и слябы толщиной менее 70мм) скорость разливки достигает 4 - 8м / мин.

УНРС без скольжения слитка в кристаллизаторе начали применять для разливки стали в последние годы. Отсутствие скольжения обеспечивается за счет совместного движения поверхности кристаллизатора и слитка в начале его формирования, что достигается подачей жидкого металла на движущуюся охлаждаемую поверхность, выполняющую роль кристаллизатора.

Основные разновидности УНРС подобного типа: барабанные и одноленточные, с подачей жидкого металла на поверхность

вращающегося барабана (валка) или движущейся непрерывной ленты, двухвалковые, когда металл подают в зазор между двумя вращающимися валками, двух ленточные, когда металл подают в зазор между двумя движущимися непрерывными лентами (сплошными или гусеничными), барабанно - ленточные (роторные), когда металл льют в зазор между вращающимся барабаном и движущейся лентой.

УНРС последнего типа (роторные) применяют для отливки слитков с сечением, близким к прямоугольному толщиной до 160мм, остальные - для отливки полос и лент толщиной менее 10 - 20мм и шириной до 800 - 1000мм.

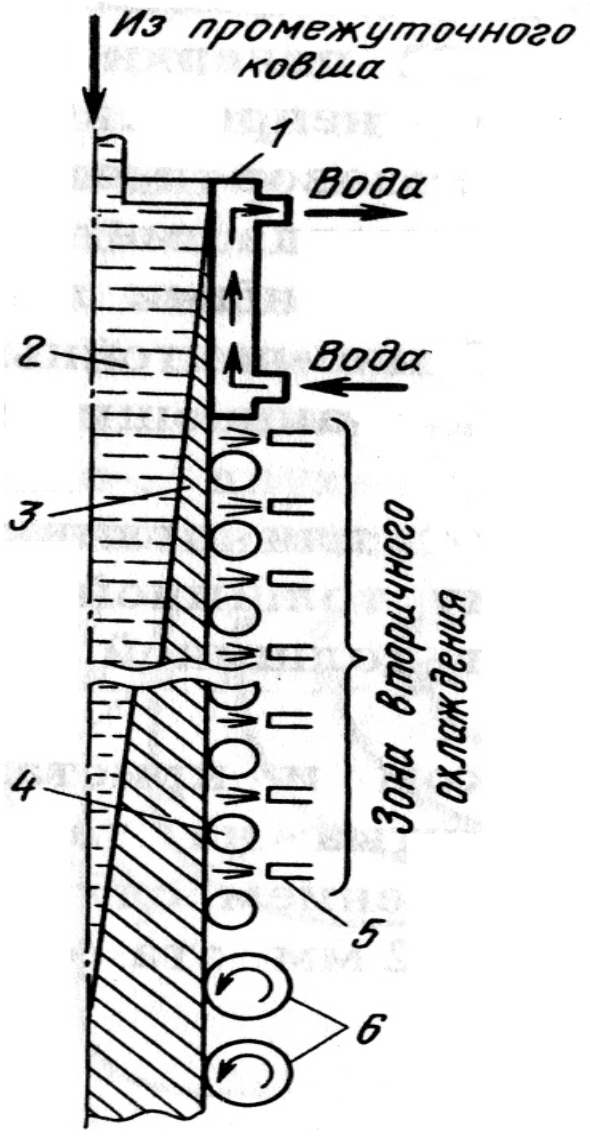
Благодаря отсутствию трения между слитком и кристаллизатором скорость движения отливаемого слитка на таких УНРС значительно выше, чем на УНРС со скольжением слитка, при отливке полос и лент толщиной менее 1 - 2мм эта скорость может достигать 100 - 150м / мин и более.

Затвердевание непрерывно вытягиваемого слитка

Принципиальная схема непрерывной разливки с вытягиванием затвердевающего слитка из кристаллизатора показана на рисунке 2. В таком слитке можно выделить два участка активного охлаждения - кристаллизатор и зону вторичного охлаждения. Заливаемый в кристаллизатор металл при контакте с его медными водоохлаждаемыми стенками переохлаждается и затвердевает, образуя корку слитка требуемой конфигурации. На расстоянии 200 - 600мм от верха кристаллизатора находится зона непосредственного контакта с коркой слитка, где теплоотвод максимальный (1,4 - 2,3МВт / $м^2$), ниже вследствие усадки корки между ней и стенками кристаллизатора возникает газовый зазор, резко снижающий теплоотвод (до 0,3 - 0,6МВт / $м^2$). В этой зоне вследствие возможной деформации непрочной корки и стенок кристаллизатора могут появляться участки плотного и неплотного контакта, в которых из - за различия в теплоотводе температура и толщина затвердевающей корки будут различаться. Эта неоднородность способствует возникновению дефектов - в местах уменьшенной толщины корки вследствие термических напряжений могут возникать продольные наружные трещины, а в переохлажденных участках плотного контакта - паукообразные поверхностные трещины.

Толщина корки на выходе из кристаллизатора должна быть достаточной, чтобы выдержать усилие вытягивания и давление жидкой стали. Эта толщина тем больше, чем больше время пребывания корки в кристаллизаторе и обычно составляет 10 - 25мм, а температура поверхности 900 - 1250°С.

В зоне вторичного охлаждения на поверхность движущегося слитка подают распыленную воду и устанавливают опорные устройства (например, ролики *4*, рисунок 2), которые предотвращают возможное выпучивание корки слитка под воздействием давления столба жидкой стали.



1 - кристаллизатор; 2 жидкий металл; 3 - затвердевший металл; 4 - опорный ролик; 5 - форсунка для подачи распыленной воды на слиток; 6 - тянущие валки

Рисунок 2 - Схема отливки и затвердевания непрерывного слитка:

Выбор способа охлаждения в этой зоне базировался на опыте, который показал, что при слишком интенсивной подаче охладителя (например, подаче воды струями) из - за переохлаждения поверхности слитка и возникающих при этом термических напряжений в слитке образуются внутренние и сетчатые поверхностные трещины. Поэтому применяют распыленную воду («мягкое охлаждение»). Расход воды уменьшается по мере отдаления от кристаллизатора, его рассчитывают так, чтобы отводилось тепло, выделяющееся при кристаллизации стали, а температура корки во избежание образования трещин снижалась бы от исходной (900 - 1250°С в начале зоны) не более, чем до 800 - 1000°С в конце, причем в тем меньшей степени, чем выше склонность стали к трещинообразованию.

Длина зоны вторичного охлаждения составляет 80 - 100% глубины лунки жидкого металла в слитке. Эту глубину (м) приближенно определяют по эмпирической формуле $L = Ka^2v$, где a - толщина отливаемого слитка, м; v - скорость вытягивания слитка, м / мин; K - коэффициент, зависящий от величины отношения ширины b к толщине a слитка (при величине b / a, равной 1, 2, 3, 4, 6 и более, величина K соответственно составляет 240, 290, 320, 332 и 340мин / м^2). Например, при отливке сляба сечением 300 х 1200мм со скоростью 0,6м / мин, глубина лунки составит 17,2м, а при скорости 1,2м / мин - 34,4м.

Как показал опыт, продвижение фронта затвердевания в кристаллизаторе и зоне вторичного охлаждения, несмотря на возникновение в кристаллизаторе участков неравномерности, в целом удовлетворительно подчиняется закону квадратного корня, т.е. толщину корки (см) можно определить по формуле:

$$\delta = \kappa\sqrt{\tau} \quad \text{или} \quad \delta = k\sqrt{l/v} \qquad (1)$$

где, τ - длительность затвердевания, мин; ℓ - расстояние от данной точки до уровня металла в кристаллизаторе, м; ν - скорость разливки, м / мин; к - коэффициент затвердевания, изменяющийся от 2,3 до 3,3см / мин^{0,5} (величина к уменьшается при увеличении сечения слитка и зависит также от состава стали и ряда условий охлаждения).

В непрерывном слитке наблюдаются те же структурные зоны, что и при разливке в изложницы - мелкие неориентированные кристаллы у поверхности, расположенные за ними столбчатые кристаллы и различно ориентированные кристаллы в середине слитка.

Устройство УНРС

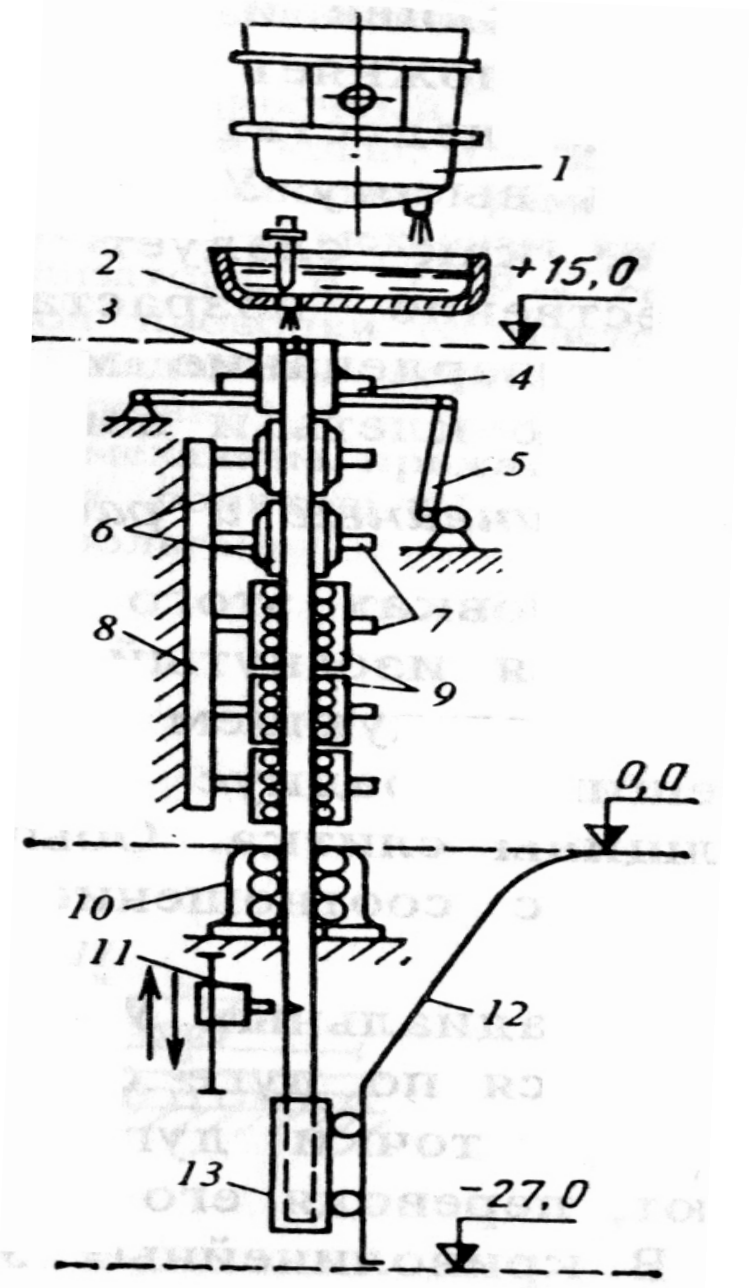
УНРС с вытягиванием и скольжением слитка

Существует несколько типов установок непрерывной разливки, основанных на вытягивании слитка из кристаллизатора с их взаимным скольжением. Широко применяемые УНРС этого типа служат в основном для отливки слябов и слитков квадратного и прямоугольного сечения. Наибольшее распространение получили установки вертикального, криволинейного и радиального типов, реже применяются вертикально-радиальные УНРС, установки с изгибом слитка, горизонтальные УНРС. В последние годы внедряют УНРС для отливки тонких слябов, разрабатываются наклонно - криволинейные установки. В зависимости от количества одновременно отливаемых слитков УНРС могут быть одно-, двух- и многоручьевыми.

Вертикальные УНРС. На рисунке 3 показана схема одной из вертикальных УНРС, располагаемой частично в колодце и частично в надземном сооружении. Из сталеразливочного ковша сталь поступает в промежуточный, а из него в кристаллизатор с вертикальными стенками, совершающий возвратно - поступательное движение вверх - вниз. После выхода из кристаллизатора слиток с жидкой сердцевиной движется вниз через зону вторичного охлаждения, включающую систему форсунок и опорные устройства, которые могут быть выполнены в виде роликов или брусьев и предотвращают выпучивание корки слитка.

В установке, показанной на рисунке 3, верхние опорные устройства выполнены в виде расположенных вдоль слитка чугунных брусьев, по которым скользит слиток. Ниже брусьев расположены опорные вращающиеся ролики (неприводные). Для облегчения монтажа и ремонта группы брусьев или роликов объединяют общим каркасом в отдельные секции. В машинах для отливки слитков квадратного или близкого к квадрату прямоугольного сечения опорные устройства расположены со

всех четырех сторон слитка, при отливке плоских слитков - вдоль двух широких граней слитка. В машинах для отливки плоских слитков один ряд опорных устройств закреплен жестко, а другой снабжен механизмом перемещения, что позволяет изменять толщину отливаемого слитка.



1 - сталеразливочный ковш; 2 - промежуточный ковш; 3 - кристаллизатор; 4 - опорная рама кристаллизатора; 5 - механизм качания кристаллизатора; 6 - секция опорных брусьев; 7 - механизм прижатия и перемещения брусьев и роликов; 8 - опорная колонна; 9 - секция опорных роликов; 10 - тянущая клеть; 11 - газорезка; 12 - путь подъемной тележки; 13 -тележка для подъема слитков

Рисунок 3 - Схема УНРС вертикального типа:

За зоной вторичного охлаждения расположена одна или две тянущие клети, которые обеспечивают вытягивание и регулирование скорости движения слитка, а также предотвращают проскальзывание слитка вниз. Каждая клеть состоит из двух или трех пар валков, соединенных с приводом и прижимаемых к слитку гидроцилиндрами.

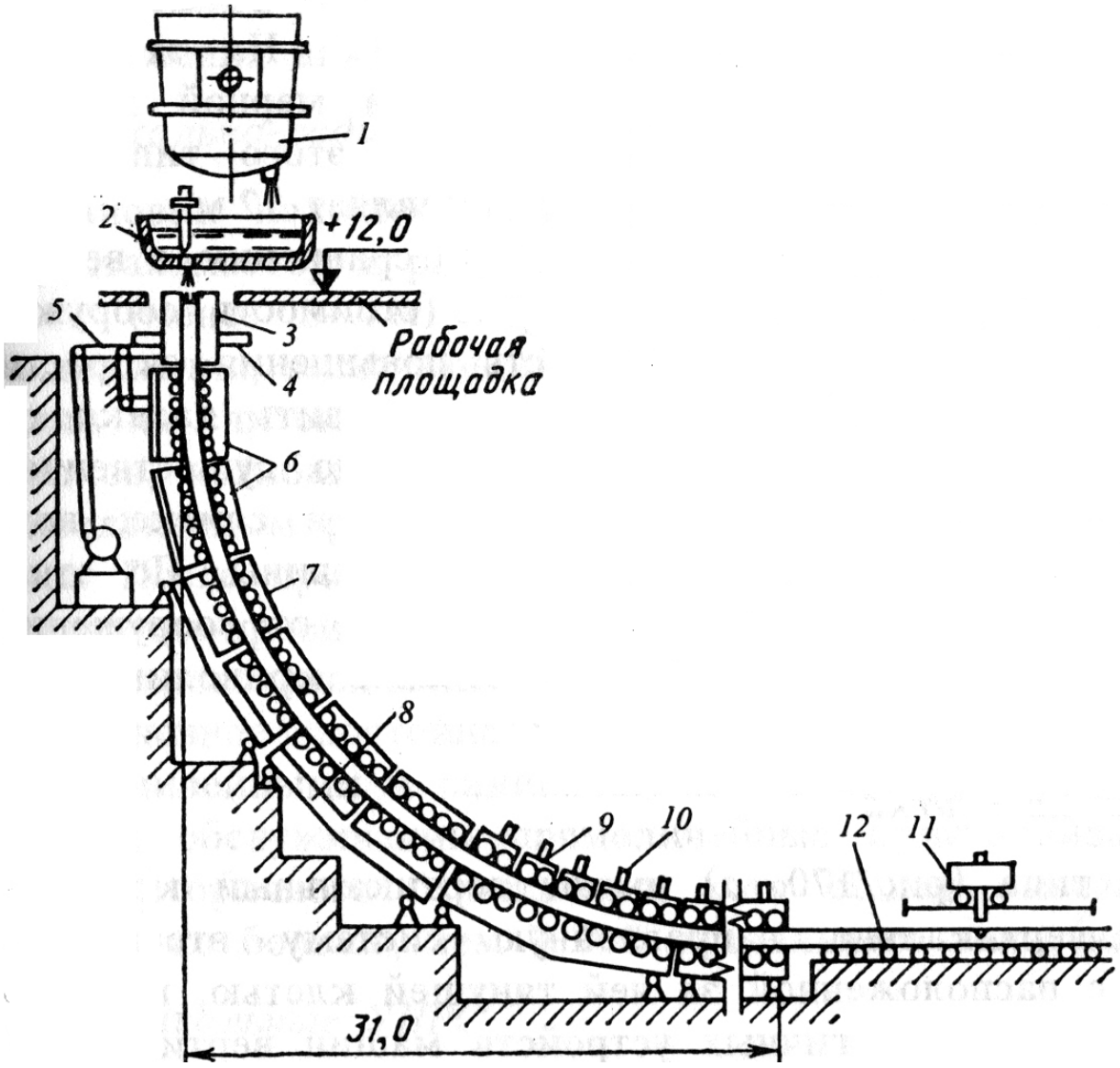
Ниже тянущих клетей движущийся слиток разрезают на куски мерной длины с помощью газорезки. Отрезанные заготовки падают в корзину (тележку), которая, двигаясь по наклонным рельсам, поднимает заготовку до уровня пола цеха и одновременно поворачивает ее в горизонтальное положение.

Основной недостаток вертикальных УНРС - большая высота, обусловленная тем, что затвердевание слитка должно закончиться до его попадания в тянущую клеть и газорезку, а протяженность зоны затвердевания по высоте (глубина лунки жидкого металла) в непрерывно отливаемом слитке очень велика. Высота крупных вертикальных УНРС достигает 40 - 45м и для их размещения необходимо сооружение глубоких колодцев и высоких зданий, что удорожает строительство и усложняет эксплуатацию оборудования. Другим существенным недостатком является то, что необходимость ограничивать высоту УНРС ограничивает скорость разливки, существенно возрастает глубина лунки жидкого металла, т.е. затвердевание может не закончиться до входа слитка в тянущую клеть и зону резки).

Криволинейные и радиальные УНРС. В установках этого типа в радиальном кристаллизаторе формируется изогнутый по определенному радиусу слиток. Чтобы при последующем разгибании в слитке не образовывались трещины, радиус изгиба должен быть не менее 25 - кратной толщины слитка. Обычно радиус изгиба выбирают в соответствии с соотношением $R = (30 \div 40) \cdot a$, где, a - толщина слитка, м. В радиальных УНРС по выходе из кристаллизатора слиток движется по дуге с постоянным радиусом. После прохождения нижней точки дуги полностью затвердевший слиток разгибают, переводя его в горизонтальное положение.

В криволинейных УНРС слиток вначале движется по дуге, определяемой радиусом кривизны кристаллизатора, а затем еще в зоне вторичного охлаждения радиус кривизны дуги увеличивается, т.е. происходит постепенное разгибание слитка с

жидкой сердцевиной с последующим переводом в горизонтальное положение. Рассредоточение деформации имеет целью снизить возникающие при этом в корке слитка напряжения и вероятность возникновения трещин. Большая часть криволинейных УНРС предназначена для отливки слитков прямоугольного сечения, схема подобной машины для отливки слябов представлена на рисунке 4. Жидкая сталь из сталеразливочного ковша поступает в промежуточный, а затем в радиальный кристаллизатор, снабженный механизмом качания.



1 - сталеразливочный ковш; 2 - промежуточный ковш; 3 - кристаллизатор; 4 - опорная рама кристаллизатора; 5 - механизм качания кристаллизатора; 6,7,9 - секция роликовой проводки (соответственно 14 - ти, 10 - ти и 4 - х роликовые); 8 - опорные балки; 7 - механизм прижатия и перемещения роликов; 11 - газорезка; 12 - рольганг

Рисунок 4 - Криволинейная слябовая УНРС

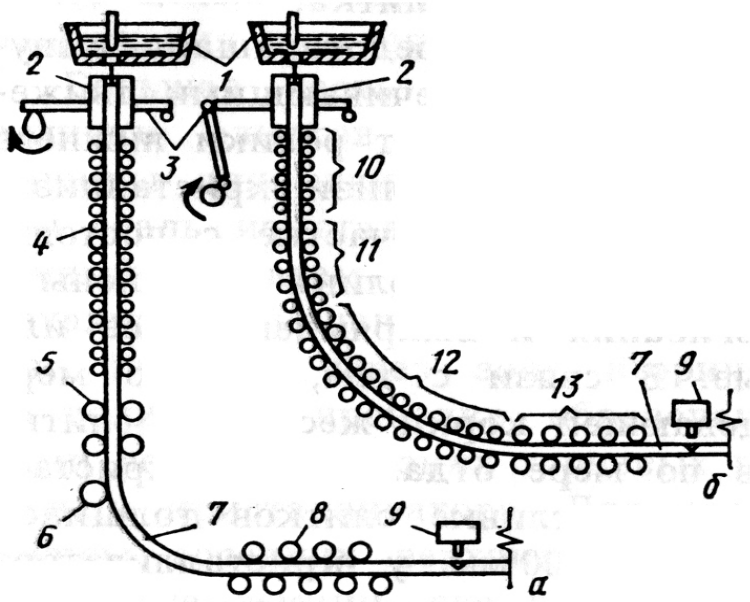
После выхода из кристаллизатора слиток, проходя через зону вторичного охлаждения, движется по роликовой проводке, образованной верхним и нижним рядами роликов. У узких торцевых граней ролики имеются лишь вблизи кристаллизатора. Для удобства замены при ремонтах группы соседних верхних и нижних роликов объединены в отдельные секции, где в общем каркасе смонтировано от 2 до 7 пар роликов. Каждая секция опирается на фундамент, при этом нижний ряд роликов является неподвижным (базовым), а верхний снабжен пружинным или гидравлическим механизмом прижатия к слитку и механизмом перемещения, что позволяет изменять толщину отливаемого слитка.

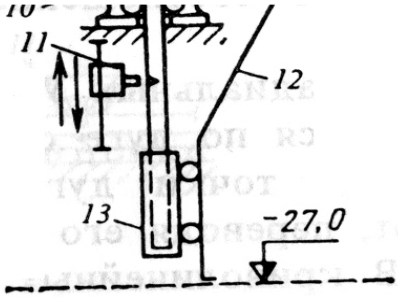
Верхняя часть роликовой проводки предотвращает выпучивание корки слитка. Приводными, обеспечивающими движение и разгибание слитка, обычно выполняют ролики нижнего ряда. При этом ролики, расположенные вблизи кристаллизатора обычно являются неприводными, на участке с постоянным радиусом кривизны лишь некоторые ролики соединены с приводом, а на участке разгибания и выпрямления все или почти все ролики приводные. В связи с тем, что по мере увеличения толщины затвердевающей корки жесткость слитка возрастает, диаметр роликов по мере отдаления от кристаллизатора увеличивается. Так при отливке слитков толщиной 300мм диаметр роликов от 150 - 200мм у кристаллизатора возрастает до 480 - 600мм на горизонтальном участке. Машины конструируют так, что горизонтальное движение слитка осуществляется на уровне пола цеха. На этом же участке производят резку слитка на куски мерной длины. Максимальный радиус существующих УНРС этого типа, при отливке слитков толщиной до 350мм составляет 12м.

Основные преимущества этих машин по сравнению с вертикальными: меньшая высота, что снижает стоимость сооружения УНРС и здания цеха, возможность повышения скорости разливки, поскольку газорезку можно установить далеко от кристаллизатора и благодаря этому допустимо существенное увеличение глубины лунки жидкого металла в слитке, возможность резки слитка на куски большой длины. По этим причинам в последние годы почти отказались от сооружения

вертикальных УНРС и строят преимущественно криволинейные и радиальные.

УНРС с изгибом слитка. УНРС этого типа (рисунок 5, а) имеют вертикальный кристаллизатор и вертикально направленную систему вторичного охлаждения с расположенной за ней тянущей клетью, которые не отличаются от аналогичных устройств машин вертикального типа. Далее движущийся слиток изгибают, переводя в горизонтальное положение при помощи ролика, установленного за тянущей клетью. Затем слиток поступает в выпрямляющие валки, за которыми располагают газорезку.





1 - промежуточный ковш; 2 - вертикальный кристаллизатор; 3 - механизм качания кристаллизатора; 4 - опорные ролики; 5 - тянущая клеть; 6 - изгибающий валок; 7 - слиток; 8 - тянуще - правильная клеть; 9 - газорезка; 10 - 12 - участки роликовой проводки соответственно вертикальный, изгибающий и радиальный; 13 - правильная машина

Рисунок 5 - Схема УНРС с изгибом затвердевшего слитка (а) и вертикально - радиальной УНРС (б).

Подобные машины применяют при отливке слитков небольшой толщины (< 150мм), поскольку при большей толщине из - за необходимости иметь большой радиус изгиба не достигается заметного снижения высоты по сравнению с вертикальной УНРС

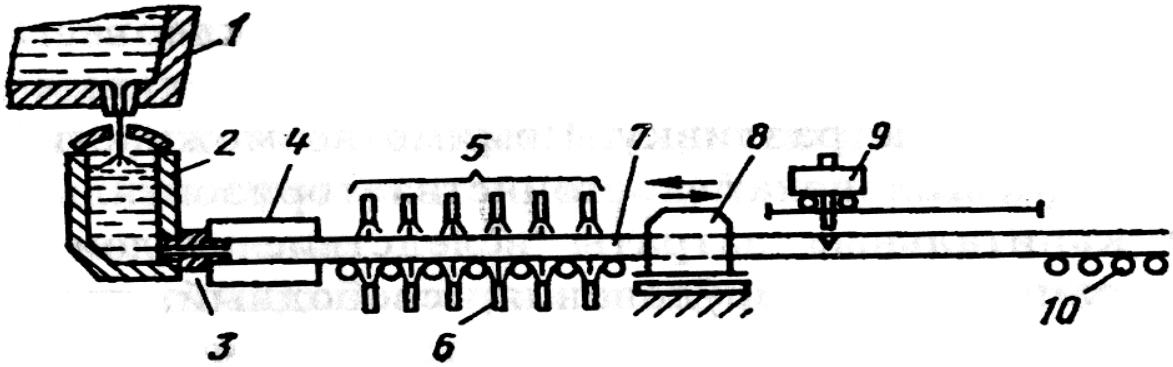
Вертикально - радиальные УНРС. Установки подобного типа имеют (рисунок 5, б) вертикальный кристаллизатор и расположенный ниже него небольшой по высоте (менее 3 - 4м) вертикальный участок зоны вторичного охлаждения, включающий опорные ролики и форсунки для подачи на слиток распыленной воды. Далее расположена секция валков, изгибающих слиток с жидкой сердцевиной по дуге с определенным радиусом и затем радиальная роликовая проводка.

После прохождения нижней точки дуги слиток попадает в тянуще - правильные валки, которые переводят его в горизонтальное положение, затем слиток разрезают газорезкой. Основное достоинство этих установок по сравнению с криволинейными и радиальными - более простые в изготовлении и обслуживании прямолинейные кристаллизатор и верх зоны вторичного охлаждения, хотя общая высота установки несколько больше, чем УНРС радиального типа (на 2 - 4м).

Горизонтальные УНРС. Работа большинства установок горизонтального типа основана на периодическом вытягивании слитка из неподвижного кристаллизатора. Технологическая ось машин этого типа расположена горизонтально или наклонена на угол до 15° к горизонтали. Сталь из разливочного ковша поступает (рисунок 6) в футерованный металлоприемник и далее в жестко соединенный с ним кристаллизатор через разделительное кольцо *3*, отверстие в котором немного меньше размера полости кристаллизатора. Разделительное кольцо должно быть стойким против тепловых ударов и размывания потоком металла, быть малотеплопроводным, чтобы здесь не застывала сталь, и к нему не должен прилипать затвердевающий металл, чаще разделительное кольцо делают из нитрида бора.

После кристаллизатора затвердевший по периферии слиток попадает в зону вторичного охлаждения, которая представляет собой рольганг с системой водяных форсунок, опорные устройства обычно отсутствуют, поскольку из - за малого ферростатического давления выпучивание корки слитка не

происходит. Далее расположен механизм периодического вытягивания слитка. Механизм перемещает слиток вперед на 10 - 50мм, затем возвращается назад, после чего цикл повторяется, во время обратного движения механизма слиток остается неподвижным, либо несколько осаживается назад. Число циклов изменяется от 20 до 200 в минуту. Периодическое вытягивание слитка заменяет качание кристаллизатора, используемое на вертикальных и криволинейных машинах для предотвращения зависания и разрывов корки слитка в кристаллизаторе. За механизмом вытягивания расположена газорезка и рольганг с приводными роликами для транспортировки отрезанных заготовок на склад.



1 - сталеразливочный ковш; 2 - металлоприемник; 3 - огнеупорное разделительное кольцо; 4 - кристаллизатор; 5 - зона вторичного охлаждения; 6 - водные форсунки; 7 - слиток; 8 -механизм вытягивания слитка; 9 - газорезка; 10 - рольганг

Рисунок 6 - Схема горизонтальной УНРС:

Горизонтальные УНРС применяют для отливки сортовых слитков квадратного сечения и прямоугольного сечения, близкого к квадратному толщиной до 200мм и круглых заготовок диаметром до 330мм, скорость разливки 4м / мин. Горизонтальные УНРС из - за малой высоты вписываются в габариты любого цеха и предназначены прежде всего для установки в существующих цехах при замене разливки в изложницы на непрерывную разливку. Помимо возможности размещения в существующих цехах достоинства горизонтальных УНРС: небольшие капитальные затраты вследствие малой высоты и меньшего количества оборудования, свободный доступ персонала ко всем узлам УНРС вследствие их размещения на уровне

пола цеха, отсутствие необходимости регулировать расход металла в кристаллизатор, поскольку он определяется скоростью вытягивания слитка, удаление поверхности жидкого металла из кристаллизатора, что исключает в слитке дефекты из - за окисления и охлаждения поверхности металла.

УНРС для отливки тонких слябов

Большинство существующих слябовых УНРС служат для отливки плоских слитков толщиной 200 - 300мм, которые в последующем прокатывают на лист. В последние годы в связи с необходимостью повышения экономичности производства пришли к выводу о целесообразности отливки значительно более тонких заготовок, для прокатки которых требуются менее мощные станы, что значительно снижает энергозатраты и другие издержки. Начата эксплуатация и сооружают новые УНРС для получения слябов толщиной от 30 - 40 до 70 - 80мм.

УНРС для отливки тонких слябов - это в большинстве случаев установки с изгибом слитка, т.е. они имеют вертикальные кристаллизатор и зону вторичного охлаждения и за ними изгибающий ролик, после которого слиток движется по дуге, попадая в выпрямляющие валки. Далее выпрямленный слиток движется в горизонтальном направлении и его разрезают на куски мерной длины.

Проблема создания подобных установок связана в основном с трудностью осуществления подвода жидкого металла в кристаллизатор, поскольку диаметр погружного разливочного стакана превышает ширину полости кристаллизатора. Решают эту проблему двумя способами. Одна разновидность УНРС предусматривает применение тонких плоского сечения погружных стаканов («щелевидных» стаканов), в УНРС другого типа применяют «воронкообразные» кристаллизаторы. Такой кристаллизатор имеет в нижней части плоские параллельные широкие стенки, формирующие тонкий плоский слиток, а в середине верхней части имеется воронкообразное расширение, куда входит плоский погружной стакан формирующаяся в верхней воронкообразной части кристаллизатора оболочка слитка при его вытягивании деформируется и слиток приобретает в нижней части кристаллизатора прямоугольное сечение.

УНРС для отливки тонких слябов подразделяют также на две следующие разновидности: установки, у которых сечение

выходящего из кристаллизатора слитка остается неизменным, и установки, у которых слиток с жидкой сердцевиной подвергают обжатию, уменьшая его толщину. Кроме того, в Германии разработана конструкция УНРС с вертикально - радиальным кристаллизатором, у которой для облегчения ввода погружного стакана широкие стенки кристаллизатора в верхней его части расположены вертикально, а ниже они изогнуты по дуге, формируя изогнутый слиток, движущийся далее по радиальной роликовой проводке с последующим выпрямлением и переводом в горизонтальное положение, причем на радиальном участке слиток подвергают обжатию. Скорость разливки на УНРС для отливки тонких слябов достигает 4 - 6,5м / мин.

Контрольные вопросы:

1 В чем заключается способ непрерывной разливки стали?

2 Какие существуют типы УНРС?

3 На какие виды в зависимости от формы поперечного сечения отливаемого слитка различаются УНРС?

4 За счет чего обеспечивается отсутствие скольжения на УНРС без скольжения слитка в кристаллизаторе?

5 Как осуществляется непрерывная разливка с вытягиванием затвердевающего слитка?

6 Какой должна быть толщина корки на выходе из кристаллизатора?

7 Что является недостатком вертикальных УНРС?

8 На чем основана разливка в горизонтальных УНРС?

9 Для отливки каких слитков применяются горизонтальные УНРС?

10 На какие разновидности подразделяются УНРС для отливки тонких слябов?

Список рекомендуемой литературы:

1. Ефимов В.А., Эльдарханов А.С. Технология современной металлургии. М.: Новые технологии. - 2004. - 784с.

2 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

3 Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

Лекция №13. Основные узлы УНРС

План лекции:
1 Промежуточный ковш
2 Кристаллизатор
3 Механизм качания кристаллизатора
4 Зона вторичного охлаждения
5 Тянущие устройства
6.Затравка

Ниже описаны основные узлы, используемые на широко распространенных УНРС с вытягиванием слитка из кристаллизатора.

Промежуточный ковш, обеспечивающий подвод жидкого металла из сталеразливочного ковша в кристаллизатор - это ковш небольшой (менее 1,6м) высоты с одним, а на многоручьевых УНРС с несколькими разливочными стаканами, как правило, имеющими стопора, ковш вмещает от 8 - 10 до 15% массы металла в сталеразливочном ковше. Помимо подвода жидкого металла в кристаллизатор, промежуточный ковш обеспечивает постоянство условий подачи металла в кристаллизатор в течение всей разливки, т.е. одинаковый и небольшой напор струи металла, поступающего в кристаллизатор (за счет поддержания в ковше постоянного уровня металла высотой 0,6 - 1,2м), регулирование стопором скорости подачи металла в кристаллизатор, подачу металла в несколько кристаллизаторов на многоручьевых УНРС, разливку по методу «плавка на плавку» (запас металла в промежуточном ковше позволяет продолжать разливку в периоды, когда опорожненный сталеразливочный ковш заменяют новым).

На сортовых УНРС для отливки слитков малого сечения (менее 125 х 125мм) иногда применяют промежуточные ковши со стаканами - дозаторами без стопоров. Постоянство уровня металла в кристаллизаторе поддерживают при этом изменением скорости вытягивания слитка из кристаллизатора (скорости разливки).

Промежуточный ковш по устройству схож с аналогичными ковшами для разливки стали в изложницы, в поперечном сечении промежуточные ковши чаще всего имеют форму вытянутого

прямоугольника, чтобы обеспечить на многоручьевых УНРС подачу металла в несколько кристаллизаторов, обычно располагаемых в одну линию. Футеровка ковша имеет арматурный слой из шамотного кирпича и рабочий слой из шамотного кирпича или из огнеупорной массы (набивной, наливной, либо нанесенной путем торкретирования). Рабочий слой заменяют после разливки одной - пяти плавок.

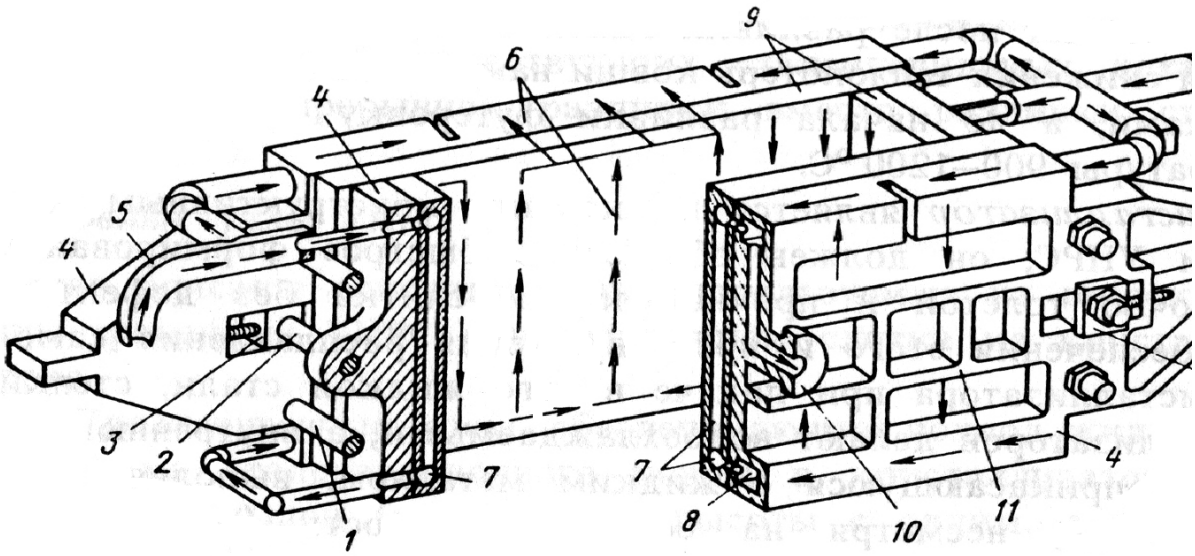
Для снижения теплопотерь ковши накрывают футерованными крышками, а до начала разливки футеровку прогревают до температуры 900 - 1200°С.

Кристаллизатор является важнейшим конструктивным элементом УНРС, он должен обеспечить быстрое формирование достаточно толстой и прочной корки слитка без дефектов. Для обеспечения этого и предотвращения расплавления самого кристаллизатора при подаче в него жидкой стали, стенки кристаллизаторов делают водоохлаждаемыми, а внутреннюю их часть, соприкасающуюся с жидким металлом, выполняют из меди. Медь, несмотря на ее легкоплавкость (температура плавления 1083 °С) и невысокую твердость и прочность, применяют потому, что благодаря высокой теплопроводности она быстро передает тепло охлаждающей воде и даже при контакте с жидкой сталью не перегревается и сохраняет прочность.

Применяют кристаллизаторы трех типов: блочные, гильзовые и составные. Блочные кристаллизаторы делают из кованого или литого медного блока, толщина их стенок составляет 150 - 175мм. В стенках блока сверлят продольны отверстия для охлаждающей воды. Гильзовые кристаллизаторы делают из медной гильзы (трубы) с толщиной стенки 6 - 20мм, которую закрепляют в наружном стальном кожухе. Охлаждающая вода проходит по узкой (около 5мм) щели между медной и стальной стенками со скоростью 6 - 7,5м / с. Блочные и гильзовые кристаллизаторы применяют для отливки слитков небольшого сечения (менее 200 х 200мм).

Наибольшее распространение получили составные (сборные) кристаллизаторы, которые выполняют из четырех отдельных стенок, скрепленных в одно целое с помощью специальных стяжных устройств. Общий вид одной из разновидностей подобных кристаллизаторов показан на рисунке 1

(кристаллизатор для отливки слитков плоского сечения). Каждая стенка составного кристаллизатора состоит из медной и стальной пластин (плит), скрепленных друг с другом с помощью шпилек. Медная плита обеспечивает быстрый теплоотвод, стальная - придает стенке прочность и при больших размерах плиты ее делают литой с ребрами жесткости (рисунок 1).

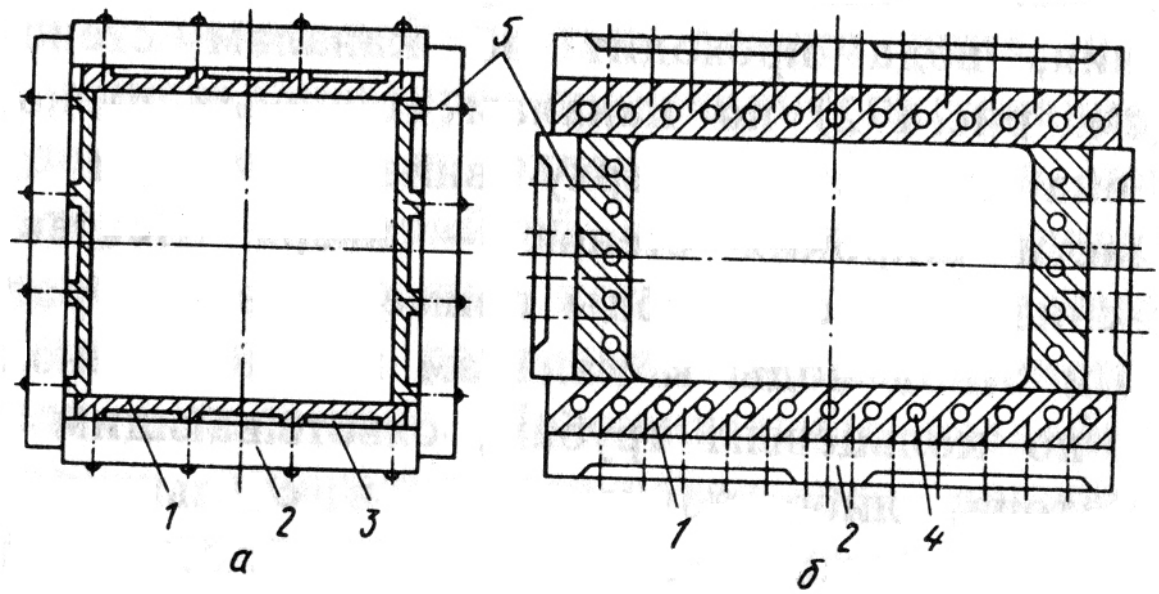


1 - стяжной болт; 2,3 - ось и сухарь для регулирования положения узкой стенки; 4 - стальная плита; 5 - водоподводящий коллектор; 6 - направление движения воды; 7 - каналы для воды в медных плитах; 8 - каналы для воды в стальных плитах; 9 -медная плита; 10 - слив воды; 11 - ребра жесткости; 12 - опора кристаллизатора на раму качения

Рисунок 1 - Составной кристаллизатор с петлевой системой охлаждения для отливки плоских слитков

Составные кристаллизаторы подразделяют на тонкостенные и толстостенные. Первые (рисунок 2, а) имеют медную пластину толщиной 10 - 20мм, причем в медной или стальной пластине вырезаны продольные канавки для охлаждающей воды так, что вода в них движется между медной и стальной пластинами. Недостаток таких кристаллизаторов в том, что в результате напряжений, возникающих из - за разности температур жидкой стали и охлаждающей воды, медные пластины малой толщины сравнительно легко коробятся, что вызывает их усиленный износ вытягиваемым слитком и неравномерное прилегание различных участков стенок кристаллизатора к поверхности слитка. Последнее способствует возникновению поверхностных трещин (продольных, паукообразных и иногда поперечных) и ужимин на

слитке. По этой причине применяют в основном толстостенные кристаллизаторы, имеющие медные плиты толщиной 50 - 100мм, в которых просверлены (рисунок 2, б) круглые продольные каналы для охлаждающей воды обычно диаметром 20мм. Благодаря меньшему короблению толстых медных плит стойкость толстостенных кристаллизаторов значительно выше, чем тонкостенных и снижается пораженность слитка поверхностными дефектами.



1 - медная плита; 2 - стальная плита; 3 - канавка для воды; 4 - сверлильный канал для воды; 5 – шпилька

Рисунок 2 - Поперечное сечение составных кристаллизаторов - тонкостенного (а) и толстостенного (б)

Форма поперечного сечения внутренней полости кристаллизатора определяется сечением отливаемого слитка. Высоту кристаллизатора выбирают такой, чтобы за время пребывания в нем металла успела сформироваться достаточно прочная (толщиной 10 - 25мм) наружная оболочка слитка, эта высота составляет 0,7 - 1,2м. Внутреннюю рабочую поверхность стенок кристаллизаторов изготовляют гладкой или волнистой. Волнистая поверхность снижает пораженность слитка продольными трещинами.

Из - за малой твердости и прочности меди внутренняя поверхность стенок кристаллизатора сравнительно быстро изнашивается и повреждается в результате трения о поверхность

вытягиваемого слитка. Поэтому составные кристаллизаторы после разливки 40 - 70 плавок разбирают и поврежденный рабочий слой стенок состругивают, после чего кристаллизатор собирают и вновь эксплуатируют. Такую операцию повторяют до трех - пяти раз за время службы медной стенки, что позволяет уменьшить расход меди. С целью повышения износостойкости все шире применяют покрытие рабочей поверхности медных стенок тонким слоем более износостойких материалов, в частности, находят применение хромовое, никелевое, железоникелевое, железоникельвольфрамовое и другие покрытия. Покрытия имеют толщину от 0,15 до 1мм, их наносят гальваническим методом, напылением, наплавкой и другими способами. Кроме того, для изготовления стенок кристаллизаторов пробуют применять сплавы на основе меди, обладающие более высокой износостойкостью (сплавы содержащие до 0,1 - 2,5% серебра, хрома, кобальта, никеля и др.).

Применяют кристаллизаторы с прямоточной и петлевой системами охлаждения. В первом случае воду подводят отдельно к каждой из четырех стенок, по каналам которой она движется снизу вверх, после чего уходит на слив. При петлевой системе, применяемой в кристаллизаторах прямоугольного сечения, вода проходит по каналам стенок дважды, вначале по каналам торцевых стенок и краям широких она движется сверху вниз, а затем по каналам средней части широких стенок - вверх. Петлевая система позволяет снизить расход воды примерно в два раза.

Подвод и отвод воды к каналам медных стенок осуществляют либо по кольцевым трубам, охватывающим верх и низ кристаллизатора, либо по каналам в стальных плитах. Скорость воды в каналах кристаллизатора должна быть не менее 5м / с, температура отходящей воды не выше 40°С, расход воды составляет около 90м^3/ч на 1м периметра полости кристаллизатора при прямоточном охлаждении.

Конструкция кристаллизаторов непрерывно совершенствуется. Так созданы и начали применяться регулируемые кристаллизаторы, позволяющие изменять по ходу разливки ширину отливаемого плоского слитка за счет автоматического перемещения узких стенок между широкими с помощью электромеханического или гидравлического привода. Получают

распространение комбинированные УНРС, позволяющие отливать через один кристаллизатор либо плоский слиток большой ширины, либо два слитка меньшей ширины, это достигается за счет установки в кристаллизаторе водоохлаждаемой перегородки, которая разделяет полость кристаллизатора на две половины, в каждую из которых подают металл через отдельный разливочный стакан (например, можно отливать один слиток плоского сечения шириной 2700мм или два слитка шириной по 1300мм).

За рубежом начали применять кристаллизаторы со спрейерным (струйным) охлаждением стенок. Такой кристаллизатор представляет собой тонкостенную медную гильзу, закрепленную в стальной камере, внутри которой размешены рядами форсунки, подающие струи воды на всю поверхность медной гильзы.

Механизм качания кристаллизатора обеспечивает в течение всей разливки возвратно - поступательное движение кристаллизатора вверх - вниз, т.е. вдоль отливаемого слитка, что необходимо для предотвращения отрыва верхней тонкой части корки от движущегося слитка вследствие трения о стенки кристаллизатора. В случае отрыва верхняя часть корки зависает на стенках кристаллизатора, а место разрыва движется с остальной частью слитка вниз, и после его выхода из кристаллизатора происходит вытекание жидкого металла в зону вторичного охлаждения (прорыв металла под кристаллизатором) с аварийной остановкой разливки. Подобные «зависания» и «прорывы» постоянно наблюдались в годы освоения непрерывной разливки, когда кристаллизаторы устанавливали неподвижно. Положительное воздействие внедренного позднее возвратно - поступательного движения объясняется следующим: в период совместного движения кристаллизатора и слитка вниз трение между ними отсутствует и затвердевающая корка слитка утолщается и упрочняется так, что при последующем движении кристаллизатора вверх она не разрывается. В то же время при движении вверх становятся улавливания пара, образующегося при испарении подаваемой на горячий слиток воды. Охлаждающие устройства при водяной с доступными для смазки те участки поверхности стенок кристаллизатора, которые в момент его движения вниз оказываются залитыми жидким

металлом, смазка же уменьшает трение и тем самым также снижает возможность разрыва и зависания корки слитка.

Движение кристаллизатора вверх и вниз чаще всего осуществляют по синусоидальному закону, величина шага качания изменяется в пределах 3 - 20мм, частота от 40 до 200 - 300 циклов в минуту, обычно при увеличении скорости частоту качания увеличивают.

Существует несколько типов механизмов качания кристаллизаторов. На криволинейных УНРС наибольшее применение получил механизм параллелограммного типа, схематически показанный на рисунке *3*.

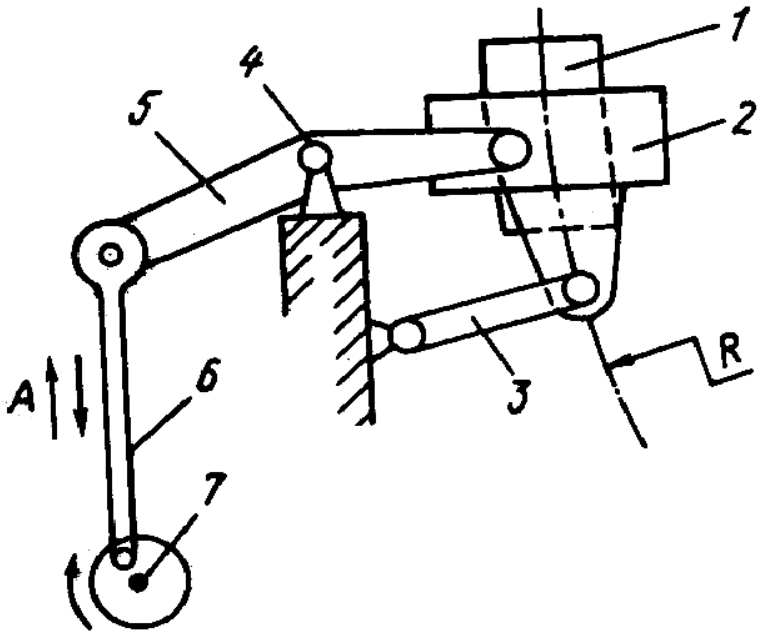
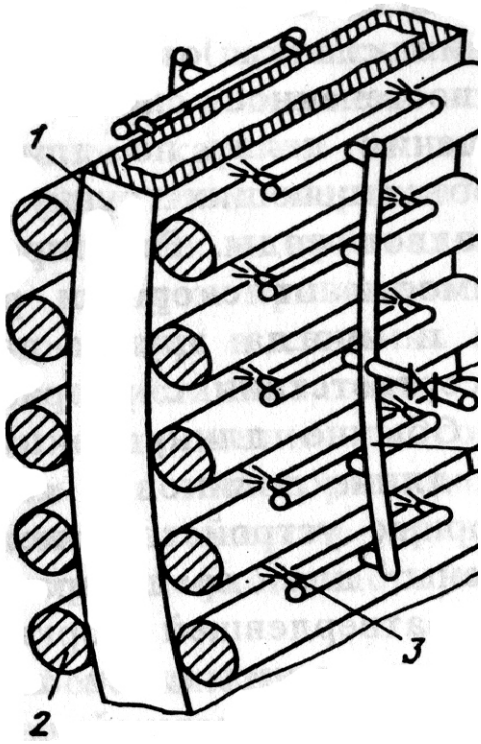


Рисунок 3 - Механизм качания кристаллизатора

Криволинейный кристаллизатор *1* закреплен в раме *2*, опирающейся на рычаги *5* и *3* механизма качания. Вращаемый с помощью электродвигателя кривошип *7* обеспечивает перемещение шатуна *6* по направлению стрелок "А" и тем самым качание рычага *5* вокруг оси *4*. Воздействие качающегося рычага в сочетании с рычагом *3* вызывает перемещение рамы с кристаллизатором вверх - вниз по траектории дуги с радиусом R. Изменяя число оборотов двигателя, регулируют частоту качания кристаллизатора, а изменяя величину радиуса кривошипа - величину амплитуды качания.



1 - слиток; 2 - опорный ролик; 3 - форсунка; 4 - трубчатый коллектор; 5 - задвижка

Рисунок 4 - Секция вторичного охлаждения криволинейной УНРС

Зона вторичного охлаждения представляет собой располагаемую ниже кристаллизатора часть УНРС, где на поверхность движущегося слитка подают охлаждающую среду. Как уже отмечалось, в этой зоне от слитка должно отбираться тепло, выделяющееся при кристаллизации жидкого металла, а поверхность слитка не должна охлаждаться ниже 800 - 1000°С. Чтобы достичь этого применяют «мягкое» охлаждение (распыленной водой, водовоздушной смесью), рассредотачивая его на большое расстояние по длине слитка (на 70 - 90% протяженности жидкой фазы, т.е. металлургической длины УНРС).

Оборудование зоны вторичного охлаждения состоит из охлаждающих и опорных устройств, обычно эта зона заключена в герметичный кожух, необходимый для системе охлаждения (рисунок 4) представляет собой систему трубопроводов с запорными и регулирующими устройствами и многочисленными форсунками, распыливающими подаваемую на слиток воду. В

последние годы начали применять водовоздушное охлаждение, т.е. подачу через распиливающие форсунки водовоздушной смеси, в этом случае к форсункам помимо воды подводят сжатый воздух, либо перед форсунками устанавливают смесители воды и воздуха. Это охлаждение по сравнению с водяным имеет ряд преимуществ: более тонко распыливается вода, более равномерно распределяются водяные капли в выходящем из форсунки «факеле» и он орошает большую площадь поверхности слитка, что делает охлаждение более «мягким», снижая неравномерность температур поверхности слитка и пораженность слитка поверхностными трещинами, расширяется диапазон регулирования интенсивности охлаждения за счет возможности изменения соотношения воды и воздуха в смеси, снижается расход воды на вторичное охлаждение. Форсунки располагают между опорными роликами или брусьями в один, два, три ряда вдоль направления движения слитка в зависимости от его ширины. При отливке плоских слитков охлаждают широкие грани, у узких граней форсунки устанавливают лишь под кристаллизатором.

Интенсивность охлаждения должна уменьшаться по мере удаления слитка от кристаллизатора. С тем, чтобы обеспечить постепенное снижение расхода воды, зону вторичного охлаждения делят по длине на несколько (до восьми) секций, объединяющих группу форсунок и имеющих самостоятельный подвод воды. Регулирование расхода воды по секциям в зависимости от скорости разливки, температуры поверхности слитка и иногда других параметров производят автоматически в соответствии с разработанными для этих случаев режимами. Обычно длину секций вторичного охлаждения делают равной длине роликовых секций УНРС.

Опорные устройства системы вторичного охлаждения пред-назначены для предотвращения деформации (выпучивания) тонкой затвердевшей корки слитка под воздействием давления вышележащих слоев жидкой стали, находящейся в центральной, незатвердевшей части слитка. В вертикальных УНРС и установках с изгибом слитка опорные устройства выполняют в виде системы вращающихся неприводных опорных роликов. На некоторых вертикальных УНРС в верхней части зоны вторичного охлаждения вместо опорных роликов устанавливают более

прочную систему продольных чугунных брусьев, по которым скользит поверхность движущегося слитка.

В УНРС с криволинейной осью опорные устройства представляют собой ролики, образующие роликовую проводку, внутри которой движется слиток.

Опорные устройства выполняют так, что расстояние между рядами роликов и брусьев можно изменять, это позволяет быстро перестраивать УНРС при отливке слитков разной толщины. В УНРС криволинейного типа нижний ряд роликов является базовым, а верхний можно перемещать.

Тянущие устройства

В вертикальных УНРС это устройство располагают ниже зоны вторичного охлаждения, оно представляет собой одну - две тянущих клети, каждая из которых включает закрепленные в одной станине две или три пары валков, соединенных с приводом и прижимаемых к слитку с помощью гидроцилиндров. В УНРС с изгибом слитка имеется два тянущих устройства - тянущая клеть в конце вертикального участка установки и тянуще - правильные ролики, обеспечивающие выпрямление слитка и его дальнейшее перемещение в горизонтальном направлении.

В слябовых криволинейных и радиальных УНРС движение слитка обеспечивают снабженные приводом (приводные) ролики роликовой проводки, последняя обычно выполнена из нескольких секций, объединяющих в одном каркасе от двух до семи пар роликов. При этом верхняя часть проводки (до 2,5 - 3,5м от уровня металла в кристаллизаторе) является неприводной, а далее следует приводная часть проводки. В ней число приводных роликов в секциях увеличивается по мере отдаления от кристаллизатора, а на участке перевода движения слитка в движение по горизонтали все ролики делают приводными. На некоторых радиальных УНРС в месте разгибания слитка имеется правильно - тянущая машина, выделенная в отдельный блок часть приводной роликовой проводки.

У сортовых радиальных УНРС в большинстве случаев роликовые проводки являются неприводными, а на участке разгибания слитка располагают тянуще - правильную машину, которая выпрямляет и тянет слиток. Необходимое усилие прижатия приводных роликов к слитку на разных УНРС, обеспечивают с

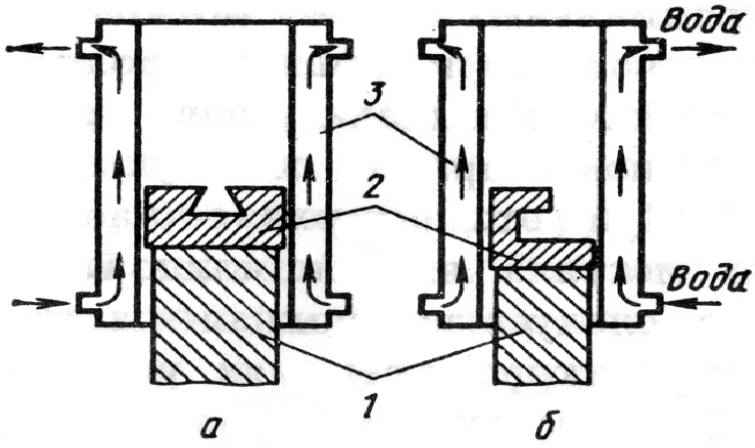
помощью гидроцилиндров или пружинно - винтовым устройством.

Затравка предназначена для образования временного дна в кристаллизаторе перед началом разливки и для вытягивания первых метров отливаемого слитка. На вертикальных и горизонтальных УНРС затравка представляет собой металлическую штангу такого же сечения, что и отливаемый слиток. На криволинейных установках применяют гибкие (цепные) затравки из шарнирно соединенных звеньев, на радиальных УНРС - как цепные, так и жесткие в виде дугообразного бруса по форме сечения одинакового со слитком. Затравки цепного типа могут быть с жесткими звеньями постоянной толщины и звеньями изменяемой толщины (надувные). В надувной затравке каждое звено состоит из корпуса и подвижной крышки (пластины), между которыми по всей длине затравки проложены резинотканевые рукава, при подаче в рукава сжатого воздуха крышки приподнимаются и толщина звеньев и затравки увеличивается до необходимой величины, определяемой расстоянием между роликами.

Затравка снабжена головкой, в которой имеется углубление в виде «ласточкиного хвоста» или Г - образной формы (рисунок 5) сечение головки затравки соответствует сечению отливаемого слитка. Перед началом разливки затравку вводят в кристаллизатор и ее головка образует временное дно, а низ затравки находится в тянущих валках. Заливаемый в кристаллизатор металл застывает в углублении головки, обеспечивая сцепление затравки со слитком. При включении тянущих валков затравка начинает двигаться вниз и тянет за собой слиток. После выхода затравки из тянущих валков ее отделяют от слитка.

Устройство для резки слитка на куски определенной длины (заготовки) представляет собой газорезку и реже гидравлические ножницы. Газорезка - это подвижная тележка, снабженная двумя газокислородными резаками, которые при резке перемещаются поперек слитка, а сама газорезка при этом движется вместе со слитком, сцепляясь с ним перед началом резки пневматическими захватами. Иногда синхронизацию перемещения газорезки со слитком осуществляют электрорегулирующим устройством. После окончания резки газорезка возвращается в исходное

положение, после чего цикл повторяется. Недостатком газовой резки являются потери металла, превращающегося в месте резки в окалину.

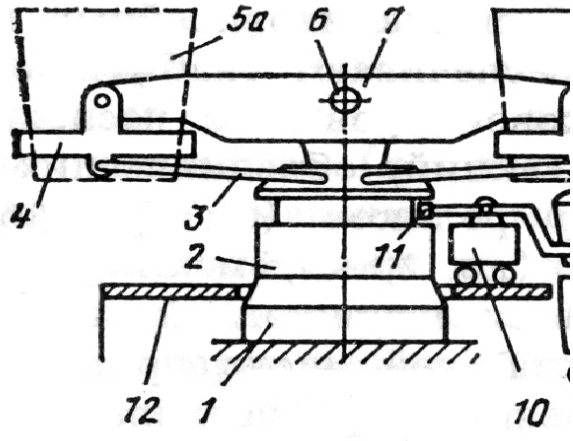


а - с головкой, имеющий паз в виде ласточкиного хвоста; б - с Г- образной головкой; 1 - затравка; 2 - головка затравки3 – кристаллизатор

Рисунок 5 - Затравка в кристаллизаторе перед разливкой

Оборудование для быстрой смены ковшей. Современные УНРС оборудуют поворотными и иногда передвижными стендами, которые удерживают во время разливки сталеразливочный ковш над промежуточным и обеспечивают быструю замену ковшей при разливке методом «плавка на плавку». Поворотный стенд (рисунок 6) имеет располагаемую на основании *1* поворотную платформу *2*, на которую через ось *6* опирается консоль *7*. В подвесках *4* консоли можно установить два ковша, вертикальное перемещение ковша достигают качанием консоли, при этом тяга *3* обеспечивает плоскопараллельное движение подвесок и ковшей. При разливке методом «плавка на плавку» после опорожнения ковша *5, 6* стенд поворачивают на 180°, устанавливая тем самым второй ковш *5а* над промежуточным, и тот час начинают подачу металла из второго ковша в промежуточный. Разливка во время поворота стенда продолжается за счет расходования металла, имевшегося в промежуточном ковше. Для замены промежуточных ковшей в сочетании с поворотными стендами применяют тележки, перемещаемые под стендом по прямолинейному или кольцевому рельсовому пути. Тележка второго типа (рисунок 6) имеет нижние приводные колеса и верхние не приводные *11*,

опирающиеся на основание поворотного стенда. Промежуточный ковш устанавливают на несущей раме 9 тележки и для его замены передвигают тележку, подавая на ее место вторую с новым промежуточным ковшом, подачу металла в кристаллизатор при этом прекращают на 1 - 2 мин.



1 - опорная станина; 2 - поворотная платформа; 3 - тяга; 4 - подвеска; 5а, б - сталеразливочный ковш: ось крепления консоли; 7 - консоль; 8 -промежуточный ковш; 9 -несущая рама тележки; 10 - тележка; 11 - опорные ролики; 12 - рабочая площадка УНРС

Рисунок 6 - Повторный стенд УНРС

Контрольные вопросы:

1 Для чего предназначен промежуточный ковш?

2 Что должен обеспечивать кристаллизатор?

3 На какие типы подразделяются кристаллизаторы?

4 С какой целью применяют механизм качания кристаллизатора?

5 Что представляет собой зона вторичного охлаждения?

6 Из чего состоит оборудование зоны вторичного охлаждения?

7 Что такое тянущее устройство?

8 Как осуществляется резка слитка?

Список рекомендуемой литературы:

1. Ефимов В.А., Эльдарханов А.С. Технология современной металлургии. М.: Новые технологии. - 2004. - 784с.

2 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

Лекция №14. Технология разливки и качество слитка

План лекции:

1. Технология разливки стали на УНРС
2. Совершенствование технологии разливки на УНРС
3. Качество слитка
4. Производительность УНРС

Технология разливки стали на УНРС. Приводимые ниже данные характеризуют работу наиболее распространенных и применяемых в течение многих лет УНРС с вытягиванием слитка из кристаллизатора. Выплавляемая для разливки на УНРС сталь в связи с дополнительным охлаждением металла в промежуточном ковше должна иметь температуру на 30 - 60°С выше, чем при разливке в изложницы.

Конкретнее эту величину определяют с учетом следующего: для уменьшения величины осевой пористости, степени осевой ликвации, пораженности слитка трещинами, размеров зоны столбчатых кристаллов с пониженной прочностью и пластичностью, а также с целью уменьшения размывания огнеупоров (стопоров, стаканов) перегрев металла над температурой ликвидус должен быть минимальным, на слябовых УНРС величина этого перегрева должна составлять 10 - 20, а на сортовых 10 - 50°С.

С целью снижения пораженности слитка трещинами сталь должна содержать менее 0,02% серы при величине отношения Mn / S выше 25. С тем, чтобы достигалась стабильность состава и свойств металла по всей длине отливаемого слитка, необходимо обеспечить постоянство состава и температуры во всем объеме жидкого металла в сталеразливочном ковше, в новых цехах этого достигают за счет проводимой перед разливкой на УНРС продувки в ковше аргоном и иногда другими способами внепечной обработки, обеспечивающими перемешивание металла в ковше.

После окончания разливки предыдущей плавки (или серии плавок при разливке методом «плавка на плавку») УНРС готовят к следующей разливке.

В эту подготовку входят следующие операции: выведение из машины конца отливавшегося слитка, проверка стенок

кристаллизатора и его положения относительно оси УНРС, проверка форсунок вторичного охлаждения и расстояния между роликами и брусьями зоны вторичного охлаждения и тянущих устройств, осмотр прочего оборудования, введение затравки в кристаллизатор и заделка зазора между головкой затравки и кристаллизатором (асбестом), покрытие внутренней поверхности стенок кристаллизатора тонким слоем смазки (солидолом, парафиновой, графитовой смазкой).

Перед началом разливки устанавливают в заданное положение над кристаллизатором промежуточный ковш с нагретой до 1000 - 1200°С футеровкой. Открывая шиберный затвор сталеразливочного ковша, начинают подачу металла в промежуточный ковш, наполняя его на высоту 0,7 - 1,2м (в зависимости от его вместимости и высоты), открывают подачу воды на кристаллизатор и вторичное охлаждение. После наполнения промежуточного ковша более чем наполовину на зеркало металла в нем засыпают защитную теплоизолирующую шлаковую смесь.

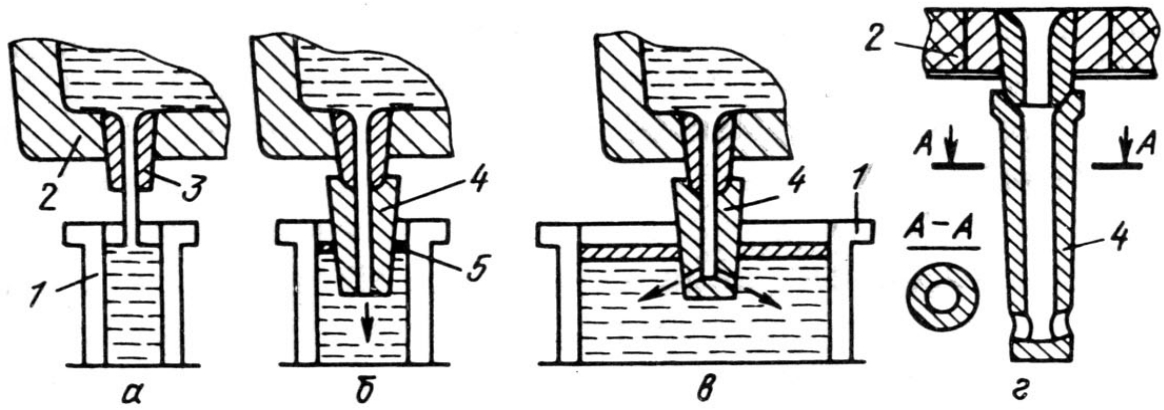
При наполнении промежуточного ковша металлом примерно на одну треть по высоте открывают стопор и начинают заполнение кристаллизатора, после подъема уровня металла в кристаллизаторе выше выходных отверстий погружного стакана в кристаллизатор засыпают порциями шлакообразующую смесь. Длительность заполнения кристаллизатора до начала вытягивания слитка должна обеспечить образование достаточно толстой корки затвердевшего металла и ее прочное сцепление с затравкой, для слитков среднего и крупного сечений это время составляет 0,8 - 1,5 мин.

По истечении заданного времени при не полностью заполненном кристаллизаторе, включают механизм вытягивания слитка, одновременно автоматически включается механизм качания кристаллизатора. Вытягивание начинают со скоростью 0,1 - 0,2м / мин, далее в течение 1 - 2 мин скорость вытягивания слитка повышают до заданного значения, в дальнейшем ее стараются поддерживать постоянной во избежание образования дефектов в слитке. Скорость разливки подбирают опытным путем, учитывая, что при ее увеличении возрастает производительность установки, но уменьшается толщина корки слитка на выходе из кристаллизатора и возможен ее прорыв с аварийной остановкой разливки, увеличивается также осевая

пористость и пораженность слитка трещинами. Скорость разливки зависит от сечения слитка, марки разливаемой стали, состояния оборудования УНРС, обычно понижаясь при увеличении сечения слитка и степени легированности стали. Обычно для слитков толщиной более 150мм скорость разливки находится в пределах 0,4 - 2,5м / мин, для более мелких слитков – 4 - 8м / мин.

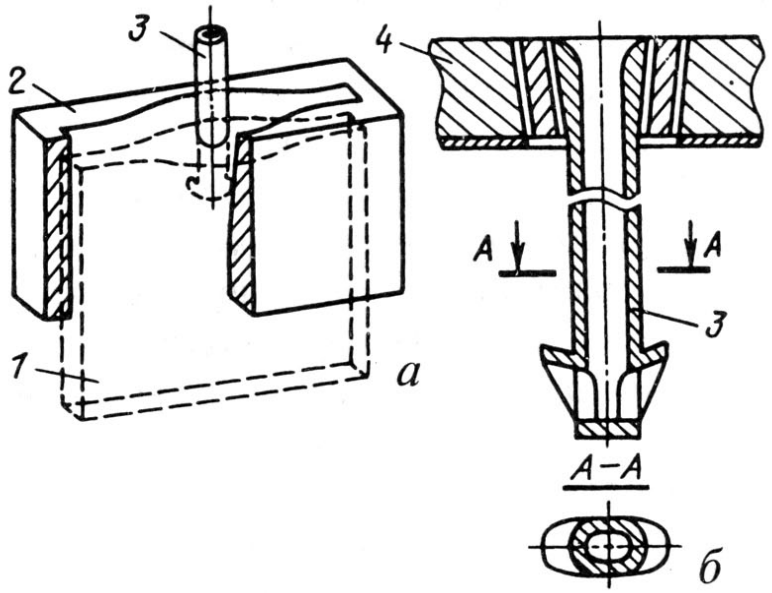
Металл из промежуточного ковша в кристаллизатор можно подавать открытой струей (рисунок 1, а) или же затопленной струей (рисунок 1, б, в и рисунок 2, а) с помощью погружных составных или удлиненных стаканов. Низ таких стаканов с выходными отверстиями погружен в металл в кристаллизаторе на глубину 50 - 100мм. На большинстве УНРС применяют погружные стаканы, подачу открытой струей используют в основном на сортовых УНРС с малым поперечным сечением отливаемых слитков, когда стакан не вмещается в полости кристаллизатора. Подвод металла вертикальной затопленной струей (рисунок 1, б) применяют на сортовых УНРС при отливке слитков, близких по сечению к квадрату или кругу, а на слябовых УНРС при отливке плоских слитков применяют погружные стаканы с боковыми отверстиями, причем струи выходящего металла могут быть направлены вверх, вниз и горизонтально. Разливка через погружные стаканы предотвращает окисление и разбрызгивание струи металла и уменьшает его охлаждение, погружные стаканы с боковыми отверстиями обеспечивают подачу горячего металла в более холодные зоны у углов плоского слитка и исключают размывание струей затвердевающей корки в центре слитка, что способствует получению равномерного фронта кристаллизации и заметно снижает количество продольных поверхностных трещин.

При разливке без подачи в кристаллизатор шлаковых смесей на его стенки подают смазку, которая уменьшает трение слитка о стенки, способствуя предотвращению зависания и разрывов корки слитка. В качестве смазки часто используют парафин и рапсовое масло, расход парафина составляет 0,3 - 1,0кг / т стали. При сгорании смазки создается восстановительная атмосфера, что уменьшает окисление поверхности металла, для защиты от окисления в кристаллизаторе и вокруг струи создают защитную атмосферу путем подачи аргона, природного газа, пропана.



а - подача металла открытой струей; б - подача затопленной вертикальной струей; в - подача затопленными (наклонными, горизонтальными); 1 - кристаллизатор; 2 - промежуточный ковш; 3 - стакан; 4 - составной стакан для подачи металла «под уровень»; 5 - защитный слой шлака

Рисунок 1 - Способы подачи металла в кристаллизатор (а, б, в) и погружной основной стакан (г)



1 - слиток; 2 - кристаллизатор; 3 - плоский (овальный) погружной стакан; 4 - футеровка промежуточного ковша

Рисунок 2 - Подвод металла в предназначенный для отливки тонких слябов кристаллизатор с воронкообразным расширением вверху (а) и погружной удлиненный стакан (б)

При разливке через погружные стаканы поверхность металла в кристаллизаторе защищают от охлаждения, окисления и возможного образования заворотов окисленной корки шла-

ковыми покрытиями. В кристаллизатор вводят шлаковые смеси, которые, соприкасаясь с жидким металлом, расплавляются, образуя слой жидкого шлака. Состав смесей отличается разнообразием, в них могут входить CaO, SiO_2, Al_2O_3, MgO с добавкой флюсующих составляющих, понижающих температуру плавления и вязкость шлака - плавикового шпата (CaF_2), силикатной глыбы (Na_2O и SiO_2), фтористого натрия (NaF), криолита (Na_3AlF_6), борного ангидрида (B_2O_3), нефелина, вносящего Na_2O и K_2O, цемента и др. Для повышения теплоизолирующих свойств и уменьшения прилипания к стенкам кристаллизатора в эти смеси вводят от 3 до 30% аморфного графита. Смеси должны быть легкоплавкими с температурой плавления 1050 - 1300°С. Иногда применяют экзотермические смеси, при сгорании которых формируется жидкий шлак.

При разливке со шлаковым покрытием смазку в кристаллизатор не подают, роль смазки выполняет тонкий слой шлака, налипающего на стенки кристаллизатора.

Для предотвращения зависания и разрывов корки слитка вследствие ее трения о стенки кристаллизатора последнему, как уже указывалось, сообщают возвратно - поступательное движение. При совместном движении вниз трение отсутствует и корка упрочняется, при подъеме кристаллизатора становятся доступными для смазки те участки стенок, которые затем оказываются залитыми жидким металлом. Амплитуда качания на разных УНРС находится в пределах 3 - 20мм, частота от 20 до 200 - 300 циклов в мин.

При подаче металла в кристаллизатор нельзя допускать перерывов струи и резкого изменения количества подаваемого металла. Перерыв струи ведет к образованию спаев (поясов) на слитке. Изменение расхода металла вызывает колебания уровня металла в кристаллизаторе и появление ужимин на поверхности слитка. Постоянство уровня металла в кристаллизаторе на большинстве УНРС обеспечивают, регулируя подачу металла из промежуточного ковша с помощью стопора, а при использовании промежуточных ковшей со стаканами - дозаторами без стопоров - путем изменения скорости вытягивания слитка из кристаллизатора.

Важным фактором в технологии разливки является режим вторичного охлаждения. Оптимальный расход воды и распре-

деление ее подачи по длине и периметру слитка определяют расчетным и опытным путем, они зависят от свойств разливаемой стали (склонности к образованию трещин), скорости разливки, формы и размеров поперечного сечения слитка. При чрезмерной интенсивности вторичного охлаждения из - за переохлаждения поверхности слитка и возникающих при этом термических напряжений в слитке возникают внутренние и сетчатые поверхностные трещины. При слишком малой интенсивности охлаждения недостаточно прочная горячая корка слитка может деформироваться («раздутие» слитка). В целом должно обеспечиваться плавное понижение температуры поверхности слитка так, чтобы в конце затвердевания она была не ниже 800 - 900°С.

Обычно интенсивность охлаждения снижается по мере отделения от кристаллизатора, кроме того ее автоматически регулируют в зависимости от скорости разливки, повышая при увеличении скорости и наоборот. При водяном форсуночном охлаждении удельный расход воды на вторичное охлаждение при разливке спокойной стали составляет 0,4 - 1,4л на 1кг стали, при водовоздушном - ниже (до полутора раз и более).

Совершенствование технологии разливки на УНРС. С целью повышения качества металла организацию и технологию разливки непрерывно совершенствуют. С учетом многолетнего опыта в настоящее время признано обязательным перед непрерывной разливкой усреднять состав и температуру металла в сталеразливочном ковше для обеспечения постоянства состава и свойств стали по всей длине отливаемого слитка, обязательно также получение в ковше строго заданной температуры металла, обеспечивающей его минимальный перегрев над точкой плавления при поступлении в кристаллизатор, что необходимо для уменьшения осевой пористости и ликвации в слитке и его пораженности трещинами. Эти задачи решаются в процессе внепечной обработки жидкой стали в ковше, для проведения которой в новых современных цехах предусматривают установки доводки стали в ковше (УДСК), агрегаты комплексной обработки стали (АКОС), а в старых цехах сооружают установки продувки металла аргоном в ковше. На этих установках наряду с решением других задач обеспечивается за счет перемешивания аргоном (иногда за счет перемешивания при вакуумировании)

выравнивание состава и температуры металла по всему объему ковша и получение заданной температуры с точностью до ± 5°С.

Все шире практикуют полную защиту жидкой стали от вторичного окисления на участке сталеразливочный ковш - кристаллизатор. Из сталеразливочного ковша в промежуточный металл подают через огнеупорную трубу, верх которой стыкуется с шиберным затвором сталеразливочного ковша, а низ погружен в металл в промежуточном ковше, зачастую в стык между трубой и шиберным затвором с целью предотвращения подсоса воздуха в трубу подают аргон. Другой способ защиты струи состоит в том, что из закрепленного на шиберном затворе кольцевого коллектора подают аргон со скоростью ~ 30м / с, создавая тем самым вокруг струи металла сплошную кольцевую оболочку из аргона, расход аргона равен ~ 0,02м^3 / с. В промежуточном ковше металл изолируют от атмосферы, засыпая на его поверхность защитную шлаковую смесь и подавая под крышку промежуточного ковша азот или аргон. Изоляцию струи подаваемого в кристаллизатор металла обеспечивают с помощью погружных стаканов, их делают из кварца, корундографита и других огнеупоров.

На многих зарубежных УНРС отливаемый слиток подвергают небольшому обжатию (на 3 - 4мм при толщине слитка 200 - 300мм) на участке, где заканчивается затвердевание, такое обжатие существенно уменьшает пористость и ликвацию в осевой зоне слитка и количество осевых трещин.

Для повышения качества слитка применяют электромагнитное перемешивание (ЭМП) жидкой фазы затвердевающего слитка. Специальные индукторы для ЭМП устанавливают на различных по высоте участках зоны вторичного охлаждения (между опорными роликами или снаружи роликов) и иногда у стенок кристаллизатора. Индукторы, питаемые током частотой от 1 до 50 - 60Гц, создают бегущее магнитное поле, индуцирующее в жидкой стали вихревые токи. Создают циркуляцию как в горизонтальной плоскости (вращение потоков вокруг оси слитка), так и в вертикальной (вдоль оси слитка).

Как показал опыт, перемешивание в зоне вторичного охлаждения препятствует росту столбчатых кристаллов, обеспечивая существенное увеличение зоны равноосных кристаллов в середине слитка, т.е. вызывает повышение равномерности и

измельчение структуры. Уменьшается также число усадочных дефектов в осевой части слитка. Поскольку перемешивание выравнивает состав кристаллизующегося металла, при ЭМП заметно уменьшается зональная осевая ликвация, особенно в слитках квадратного и близкого к нему сечений.

Электромагнитное перемешивание в кристаллизаторе часто применяют для улучшения чистоты поверхности слитка. При этом создают либо потоки вокруг оси слитка, либо потоки, направленные на поверхности металла от стенок кристаллизатора к оси слитка, это предотвращает затягивание шлаковых частиц между стенками кристаллизатора и затвердевающим металлом. Поверхность слитка получается чистой от шлаковых включений.

Разработано и применяется много разновидностей устройств для контроля уровня металла в кристаллизаторе и промежуточном ковше и автоматического поддержания постоянства этого уровня, что позволяет избежать образования ряда дефектов в слитке. Разрабатываются новые составы шлаковых смесей для защиты поверхности металла в кристаллизаторе с целью их удешевления и улучшения технологических свойств (способность выполнять роль смазки и поглощать всплывающие из слитка неметаллические включения, повышение защитных свойств, снижение температуры плавления и др.). Применяют устройства для дозирования подачи смесей в кристаллизатор.

Разработаны устройства для контроля сил трения между слитком и кристаллизатором. Сигнал об усилении трения свидетельствует об ухудшении смазки стенок кристаллизатора, т.е. об ухудшении свойств защитного шлакового слоя и о возможном зависании и разрыве корки слитка. Постоянно совершенствуют и оптимизируют вторичное охлаждение УНРС. При этом с целью предотвращения образования трещин и других дефектов добиваются плавного снижения температуры поверхности слитка по его длине до требуемого для данной марки стали уровня в конце затвердевания (800 - 900°С) при обеспечении одинаковой температуры по периметру слитка, для этого используют математическое моделирование процесса затвердевания непрерывного слитка на ЭВМ, совершенствуют конструкцию и расположение форсунок, внедряют вместо водяного более мягкое водовоздушное охлаждение и др.

На многих слябовых УНРС за рубежом освоена работа с изменением ширины отливаемого слитка по ходу разливки, для этой цели применяют кристаллизаторы, оборудованные устройствами для перемещения узких стенок в процессе разливки при управлении этим движением с помощью ЭВМ. Применяются устройства для контроля и регулирования зазора между опорными и тянущими роликами по ходу разливки с целью предотвращения образования внутренних трещин в слитке.

Качество слитка

Кристаллическая структура непрерывнолитого слитка схожа со структурой слитков, полученных разливкой в изложницы - наружная корка из мелких неориентированных кристаллов (ее толщина 10 - 20мм), далее столбчатые кристаллы и в осевой части слитка различно ориентированные равноосные кристаллы, в слитках мелкого сечения зона столбчатых кристаллов может простираться до центра слитка. Целесообразно уменьшение зоны столбчатых кристаллов, обладающей пониженной прочностью и пластичностью и расширение центральной зоны равноосных кристаллов, это достигается при снижении температуры разливаемого металла, электромагнитном перемешивании жидкой фазы слитка и при снижении интенсивности вторичного охлаждения.

Непрерывный слиток благодаря малой толщине и быстрому вследствие этого затвердеванию отличается меньшим развитием химической неоднородности, более равномерным распределением неметаллических включений. От слитков, разливаемых в изложницы, он отличается также более чистой и гладкой поверхностью.

Ниже перечислены основные дефекты слитков, получаемых непрерывной разливкой. Сильно развита в них осевая пористость, что объясняется наличием в кристаллизующемся слитке очень глубокой и узкой лунки жидкого металла. Образование в ней «моста» сросшихся кристаллов может привести к появлению больших по протяженности зон, в которых металл кристаллизуется без доступа жидкой стали сверху, и, следовательно, к появлению пустот. Особенно сильно осевая пористость проявляется в квадратных и круглых слитках, в плоских слитках она развита слабее, так как усадка металла здесь рассредоточена по продольной оси поперечного сечения слитка.

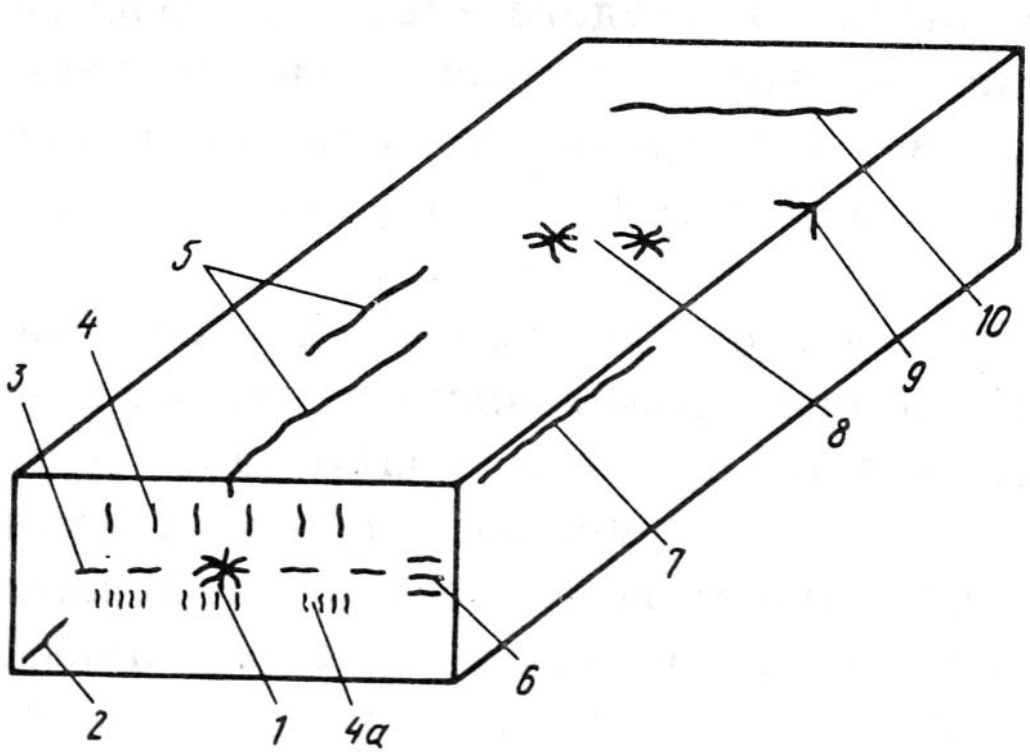
Осевая пористость заметно усиливается при увеличении перегрева металла и повышенной скорости разливки, иногда переходя в осевые усадочные пустоты. Заметно выражена в непрерывных слитках осевая ликвация, при этом по длине слитка располагаются отдельные участки увеличенной ликвации, это объясняется тем, что ликвирующие примеси скапливаются в пустотах под сросшимися кристаллами осевой части слитка.

В слитках криволинейных и особенно горизонтальных УНРС наблюдается некоторая несимметричность структуры и распределения составляющих стали, поскольку зона затвердевания последних порций металла, а следовательно, и усадочная пористость, и скопление ликвирующих примесей смещены к верхней грани слитка, у верхней грани наблюдается также повышенное содержание неметаллических включений вследствие их всплывания.

Иногда наблюдается искажение формы слитка. Для слитков квадратного сечения характерна ромбичность - искажение профиля слитка в кристаллизаторе, когда квадратное сечение деформируется в ромбическое. Причины: перекос слитка в кристаллизаторе под воздействием несоосное расположенных с ним опорных роликов, неравномерное охлаждение различных граней слитка в кристаллизаторе. Раздутие слитка (выпуклость его поперечного сечения) возникает под воздействием ферростатического давления столба жидкой стали в слитке, возникновению дефекта способствуют повышенные скорость разливки и температура металла, что уменьшает толщину затвердевшей корки. Недостаточная интенсивность вторичного охлаждения, отклонения в настройке опорных роликов, увеличенное расстояние между опорными роликами.

Распространенным дефектом являются трещины - поверхностные и внутренние. Продольные поверхностные трещины на гранях слитка имеют длину до 1 - 1,5м и более и глубину до 10 - 15мм. Эти трещины (рисунок 3, 5) являются результатом усадочных напряжений и образуются при неравномерном прилегании формирующейся корки к стенкам кристаллизатора в местах уменьшенной ее толщины, которые возникают из - за снижения теплоотвода там, где корка отходит от стенок (например, в результате ее деформации или коробления стенок кристаллизатора). Местное уменьшение толщины корки и

образование трещин может также происходить вследствие размывания корки струей металла, особенно при его подаче в кристаллизатор вертикальной струей. Вероятность возникновения продольных трещин повышается при перегреве стали и увеличении скорости разливки, при увеличении содержания серы в металле и снижении величины отношения [Mn] / [S], при увеличении ширины плоского слитка и при содержании углерода в нелегированных сталях в пределах 0,18 - 0,25%. Действенным средством борьбы с этим дефектом является разливка с защитным шлаковым покрытием, поскольку образующаяся между коркой и стенками кристаллизатора тонкая шлаковая прослойка существенно снижает неравномерность теплоотвода.



1 - центральная трещина; 2 - диагональные трещины; 3 - осевые; 4 - внутренние трещины перпендикулярные широким граням слитка; 5 - продольные поверхностные трещины на гранях слитка; 6 - трещины, перпендикулярные узким граням слитка; 7 - продольные трещины по ребрам (углам); 8 - паукообразные и сетчатые трещины; 9 - поперечные трещины в углах слитка; 10 - поперечные поверхностные трещины (надрывы корки)

Рисунок 3 - Основные виды трещин в вытягиваемом из кристаллизатора УНРС слитке

Продольные трещины по ребрам (углам) рисунок 3, 7 образуются в квадратных слитках при искажении профиля в кристаллизаторе. В слябах такие трещины возникают на расстоянии ~ 350мм от уровня металла в кристаллизаторе в случае отхода корки слитка от узкой стенки кристаллизатора вследствие ее износа или изменения угла ее наклона (неправильная установка кристаллизатора).

Поперечные поверхностные трещины *10* (надрывы корки) возникают в кристаллизаторе вследствие усиленного трения при недостаточной смазке стенок и вследствие зависания корки при наличии на стенках кристаллизатора царапин, вмятин.

Такие трещины могут также возникать при изгибании или выпрямлении слитка на УНРС с криволинейной осью. Поперечные трещины в углах слитка *9* могут также образовываться в результате слишком интенсивного вторичного охлаждения.

Паукообразные и сетчатые трещины (рисунок 3, 8) схожи, каждая трещина распространяется из одного центра в нескольких направлениях. Паукообразные трещины возникают в кристаллизаторе при неравномерном прилегании корки к его стенкам в местах плотного прилегания, т.е. в участках наиболее сильного охлаждения. Пораженность этими трещинами снижается при разливке со шлаковым покрытием в кристаллизаторе, так как шлаковая прослойка предотвращает непосредственный контакт стенок с коркой, уменьшая неравномерность ее охлаждения. Сетчатые трещины образуются в зоне вторичного охлаждения при температурах 700 - 900°С в результате чередования нагревов и охлаждений поверхности слитка (охлаждение у форсунок и разогрев за счет внутреннего тепла слитка при его движении между форсунками). Количество этих трещин сильно снижается при переходе от водяного к более мягкому водовоздушному вторичному охлаждению.

Многообразные (рисунок 3) внутренние трещины образуются в результате совместного воздействия термических напряжений в охлаждаемом слитке и механических усилий от опорных, тянущих и изгибающих роликов. Распространены внутренние трещины, перпендикулярные широким граням слитка (рисунок 3, 4), основной причиной их возникновения считают механическое воздействие роликов на затвердевающую корочку слитка и средством борьбы с ними - правильную настройку роликовой

проводки и сохранение постоянства расстояния между роликами. Такие трещины могут также возникать из - за термических напряжений при неравномерном вторичном охлаждении (например, при разогреве поверхности после интенсивного охлаждения).

Гнездообразные трещины *4* а - скопления мелких, схожих с трещинами типа *4* и располагающихся ближе них к центру слитка образуются при разгибании слитка с жидкой сердцевиной.

Осевые трещины *3* в слябах располагаются по их большой оси в зоне смыкания фронтов кристаллизации. Считают, что эти трещины образуются в результате усадки стали, если она не компенсируется сжимающим усилием опорных роликов, особенно они проявляются при выпучивании широких граней слитка, когда сжимающие усилия явно недостаточны. В слитках квадратного сечения, где, усадка сконцентрирована в центре слитка, форма осевых трещин иная (рисунок 3, 7).

Трещины *6*, перпендикулярные узким граням и расположенные вблизи от них, возникают при выпучивании широких граней слитка, т.е. при недостаточном поддерживании оболочки слитка опорными устройствами.

Диагональные трещины *2* на стыке кристаллов, растущих от двух смежных граней, встречаются преимущественно в слитках квадратного сечения при искажении профиля (ромбичности, выше) в тупых углах.

Газовые пузыри в корковом слое слитка возникают при недостаточно раскисленном металле, высоком содержании в нем водорода, повышенном содержании влаги в защитной шлаковой смеси, вводимой в «кристаллизатор». Ряд поверхностных дефектов слитка связан с неудовлетворительной организацией разливки. Шлаковые включения на поверхности возникают при заливке жидким металлом прилипающих к стенкам кристаллизатора частиц шлака или размытых огнеупоров. Ужимины (поперечные углубления на поверхности слитка) возникают в результате резкого изменения напора струи и колебаний уровня металла в кристаллизаторе, при местном размывании корки струей металла и в участках неплотного прилегания корки к стенкам кристаллизатора.

Производительность УНРС. Годовую производительность УНРС с вытягиванием слитка из кристаллизатора (т) при работе

методом «плавка на плавку» и с «паузами» определяют соответственно по формулам:

$$П = P\frac{1440m}{mt_М + t_П}an \text{ и } П = P\frac{1440}{t_М + t_П}an,$$

где, Р - масса жидкой стали в ковше, т; n - число рабочих суток УНРС в году; $t_м$ - длительность разливки одного ковша, мин; $t_п$ - длительность паузы (подготовки машины к разливке следующей плавки или серии плавок), мин; m - число плавок в серии, отливаемых без перерыва (обычно 8 - 10); а - выход годных слитков, равный 0,95 - 0,97 (т.е. 95 - 97% от массы жидкой стали).

По нормативам число рабочих суток УНРС в году принимается 291 (остальное время - ремонты, замены кристаллизатора и секций вторичного охлаждения, перестройка машины на отливку слитков иного сечения). Величина $t_п$ для двухручьевых слябовых УНРС при работе методом «плавка на плавку» принимается равной 160мин, при работе с паузами 60мин, для сортовых УНРС, работающих с паузами 45 - 60мин. При этом величина $t_п$ должна быть скорректирована с ритмом подачи жидкой стали от печей. Иначе говоря, если длительность $t_п$ не совпадает с ритмом подачи ковшей, к времени $t_п$ надо добавить время ожидания ковша.

Длительность разливки плавки (мин) равна:

$$t_М = P/(NFvd),$$

где, N - число ручьев; F - площадь поперечного сечения отливаемого слитка, $м^2$; v - линейная скорость разливки, м / мин; d - плотность стали, величину которой в подобных расчетах принимают 7,8т / $м^3$ для спокойной и 7,3т / $м^3$ для кипящей стали.

Скорость разливки (м / мин) приближенно можно определить по формуле:

$$v = K(a + b)/(ab),$$

где, а и b - толщина и ширина отливаемого слитка соответственно, м; К - коэффициент, учитывающий марку

разливаемой стали и уровень совершенства конструктивных узлов УНРС. Величину К при разливке углеродистых сталей обыкновенного качества и низколегированных конструкционных сталей принимают для слябовых и сортовых УНРС соответственно 0,28 - 0,30 и 0,14, при разливке углеродистых, легированных конструкционных и высокоуглеродистых сталей соответственно 0,22 и 0,11м^2 / мин.

Контрольные вопросы:

1 За счет чего достигается постоянство состава и температуры во всем объеме жидкого металла перед разливкой на УНРС?

2 Какие операции входят в подготовку УНРС перед очередной очередной разливкой?

3 Что учитывается при выборе скорости разливки?

4 От чего защищают поверхность металла при разливке через погружные стаканы?

5 К чему приводит перерыв струи при разливки?

6 Какие способы защиту струи от вторичного окисления применяются при переливки из сталеразливочного ковша в промежуточный?

7 Для чего применяют электромагнитное перемешивание?

8 Какая кристаллическая структура у непрерывно литого слитка?

9 Какие существуют дефекты слитков, получаемых непрерывной разливкой?

10 Что такое ликвация?

11 Как определяются основные параметры УНРС (производительность время разливки, скорость разливки)?

Список рекомендуемой литературы:

1. Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

2 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

3 Ефимов В.А., Эльдарханов А.С. Технология современной металлургии. М.: Новые технологии. - 2004. - 784с.

Лекция №15. Попутная продукция металлургических предприятий и защита окружающей среды

План лекции:

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 газоотводящих трактов высоко, поэтому для протягивания через газоочистные аппараты и для выброса охлажденных и очищенных от пыли газов необходимы дополнительные 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 утилизация 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 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% С; 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 рекомендуемой литературы:

1 Линчевский Б.В., Соболевский А.Л., Кальменов А.А. Металлургия черных металлов. М.: Металлургия. - 1986. - 360с.

2 Зеликман А.Н., и др. Металлургия редких металлов. М.: Металлургия. - 1980. - 328с.

3 Худайбергенов Т.Е. Металлургия легких металлов. Алматы: Гылым. - 2001г.

4 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: Академкнига. - 2002. - 786с.

5 Шишкин Ю.И., Торговец А.К., Григорьева О.А. Теория и технология конвертерных процессов. Алматы: Гылым. - 2006. - 192с.

6 Торговец А.К., Артыкбаев О.А. Конструкции агрегатов и оборудование непрерывной разливки стали. Алматы: Гылым. - 2002. - 144с.

7 Шишкин Ю.И., Лукин Г.П. Металлургические расчеты. Учебно - методическое пособие. Алматы: РИК по УиМЛ, 2002. - 112с.