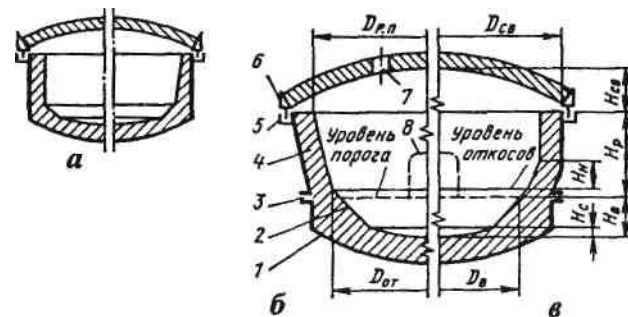


Шихту в современных печах загружают сверху в открываемое рабочее пространство с помощью корзины (бадьи) с открывающимся дном; лишь на отдельных ранее построенных печах небольшой емкости (< 40 т) сохранилась завалка шихты мультрами через рабочее окно.

Печь с рабочим пространством из огнеупоров

Ванна образована (рис. 118) нижней сферической частью и откосами 2, которые наклонены под углом 45° к горизонтали. Такой наклон необходим, чтобы магнетитовый порошок при заправке не ссыпался с откосов вниз (угол естествен-



ного откоса магнезита близок к 40°). Сферическая форма днища кожуха обеспечивает минимальные теплопотери и расход огнеупоров на кладку пода.

Основные размеры, определяющие габариты рабочего пространства, — это глубина и диаметр ванны на уровне порога рабочего окна (Y_B и D_B) и высота рабочего пространства от уровня порога до верха стенок — Y_p (рис. 118). Размеры сфероконической ванны определяют расчетом, задаваясь величиной отношения $D_B/H_{B'}$ и приняв $H_{сф} = 0,2\#$, исходя из того, что она должна вмещать металл и шлак ($\sim 15\%$ от объема металла). Причем порог рабочего окна должен быть на 20—40 мм выше уровня шлака, чтобы последний не вытек через окно при вспенивании; кроме того, как уже отмечалось, верх откосов должен быть на 70—150 мм выше уровня порога.

Величину отношения $D_j H_B$ выбирают с учетом следующих соображений. Увеличение D_B/H_B ведет к росту поверхности контакта металл—шлак и уменьшению глубины ванны, что по-

вышает полноту процессов рафинирования металла и облегчает прогрев ванны по высоте. Однако при этом возрастают диаметр кожуха и увеличиваются габариты всех конструкций печи и ее масса; возрастает наружная теплоотдающая поверхность кожуха и, следовательно, теплопотери; увеличивается расход огнеупоров на кладку стен и свода; ухудшается прогрев ванны у откосов, особенно в зонах между электродами; возрастает длина короткой сети, что ведет к росту электрических потерь. Учитывая изложенное, величину D_B/H_B для новых печей принимают в пределах 4,5—5,5, причем нижний предел рекомендуется для печей, выплавляющих стали рядового назначения. Для печей с кислой футеровкой, которые обычно работают по упрощенной технологии без восстановительного периода, величина D_B/H_B рекомендуется в пределах 3,5—4,5.

Высоту рабочего пространства (расстояние от уровня порога рабочего окна до верха стен, Y_p) выбирают с учетом следующего. Увеличение Y_p способствует повышению стойкости свода вследствие его отдаления от высокотемпературных электрических дуг и улучшает возможности загрузки шихты одной порцией. Вместе с тем, при этом возрастает теплоотдающая поверхность стенок и, следовательно, расход электроэнергии, а также длина рабочей части электродов, что увеличивает реактивное сопротивление цепи. Обычно величина Y_p изменяется в пределах 0,4—0,55 D_B , возрастая в этих пределах при снижении емкости печи.

У печей с наклонными стенками угол их наклона к вертикали составляет 10—20°. У печей с цилиндрико-коническими стенками высота наклонной части стен Y_n составляет 0,25—0,40 Y_p , угол наклона стенок кожуха в этой части 10—25°, а угол наклона футеровки 15—30°.

Диаметр свода D_{CB} (см. рис. 118) делают больше диаметра рабочего пространства $D_{пр}$, чтобы сводовое кольцо находилось над песочным затвором, расположенным с наружной стороны кожуха печи. Величина D_{CB} изменяется в пределах от 1,3 $\xi_{рп}$ на малых печах до 1,10 $\xi_{рп}$ на большегрузных. Стрелу выпуклости свода $Y_{св}$ выбирают такой, чтобы обеспечивалась достаточная строительная прочность свода в нагретом состоянии. Величина $Y_{св}$ не должна быть менее 1/10 D_{CB} , так как при меньшем ее значении сильно возрастают распорные усилия, т.е. усилия, сжимающие кирпичи сво-

да. Для хромомagneзитового свода величину $Y_{св}$ в холодном состоянии принимают в пределах (1/7—1/8) $\xi_{св}$, а для дина-сового свода — меньшей: от 1/9 до 1/10 $D_{св}$, поскольку динас расширяется при нагреве сильнее, чем хромомagneзит.

Диаметр распада электродов (диаметр окружности, проходящей через оси электродов) выбирают, учитывая, что при его увеличении усиливается износ футеровки стенок вблизи электродов, ухудшается прогрев металла у подины печи и усиливается неравномерность прогрева ванны по периферии. В связи с этим желательно, чтобы диаметр распада не превышал 0,3 $\xi_{св}$. У существующих печей этот диаметр изменяется от (0,3*0,25) Z_B на большегрузных до (0,45+0,5) D_B на малых печах, где сблизить электроды до требуемой величины не позволяют габариты электрододержателей.

В табл. 10 приведены основные размеры соорудившихся в последние годы серийных печей с цилиндрико-коническими стенками.

Кожух рабочего пространства выполняют сварным из стального листа толщиной 10—40 мм. На больших печах его усиливают наружными вертикальными и горизонтальными ребрами жесткости. Примерно на уровне порога рабочего окна кожух часто имеет горизонтальный разъем (см. рис. 118), что позволяет снимать верхнюю часть кожуха во время ремонта футеровки стен и ускорять ремонт. Днище кожуха сферическое, а на малых печах его иногда делают в виде усе-

Т а б л и ц а 10. Основные размеры серийных печей с цилиндрико-коническими стенками

Параметр	Вместимость печи, т					
	6	12	25	50	100	200
4,18	5,3	6,85				
890	1100	1480				
1,95	2,07	3,22				
1,5	1,75	2,2				
500	555	610				
6,05	7,2	9,2				

Диаметр ванны на уровне порога D_B , м
Глубина ванны H_B , мм
Высота от порога до верха стен Y_p , м
Диаметр распада электродов, м
Диаметр электродов, мм

Внутренний диаметр ко-
жуха сверху, м

411

ченного конуса. Форма стен кожуха представлена на рис. 118; наиболее часто, как отмечалось выше, в последние годы строили печи с цилиндро-коническими стенками. К верхней части кожуха приварен кольцевой желоб (5, см. рис. 118), заполняемый песком для создания герметичного соединения со сводом (песочный затвор). На печах с электромагнитным перемешиванием металла центральная часть днища кожуха выполнена из немагнитной стали.

Рабочее окно выполнено в виде выреза в кожухе печи, в котором крепится П-образная водоохлаждаемая металлическая рама. Рама служит опорой для кирпичной кладки, обеспечивая постоянство контура оконного проема. Окно закрывается футерованной заслонкой, которая перемещается вверх и вниз.

Футеровка дуговой печи подвергается воздействию теплового излучения электрических дуг, ударам кусков шихты при загрузке, разъедающему воздействию шлака и металла и термических напряжений, возникающих при резких колебаниях температур — охлаждении во время завалки холодной шихты. Футеровка свода испытывает дополнительные нагрузки, вызываемые распорными усилиями арочного свода.

Поэтому применяемые огнеупоры должны обладать высокой огнеупорностью, термостойкостью, прочностью и шлакоустойчивостью.

Подина основной печи (рис. 119) состоит из изоляционного и рабочего слоев. Изоляционный слой включает укладываемый на металлическое днище кожуха слой листового асбеста, выравнивающий слой шамотного порошка и слой кладки из шамотного кирпича. Толщина изоляционного слоя 70—180 мм. Рабочий слой включает кладку из нескольких рядов магнезитового кирпича толщиной от 280 мм на малых печах до 575 мм на больших и верхний набивной слой из магнезитового порошка толщиной 100—190 мм, который на первых после выкладки пода плавках спекается в монолитную массу.

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

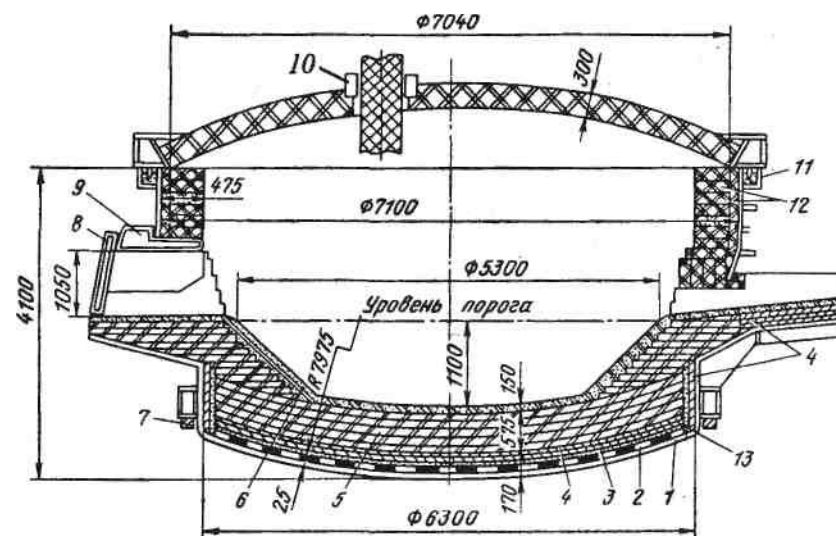


Рис. 119. Разрез рабочего пространства 100-т дуговой печи:

1 — кожух; 2 — листовый асбест; 3 — слой шамотного порошка; 4 — шамотный кирпич; 5 — магнезитовый кирпич; 6 — магнезитовый порошок; 7 — кольцевой рельс; 8 — заслонка; 9 — рама рабочего окна; 10 — уплотняющее кольцо; 11 — кольцевой желоб; 12 — магнезитохромитовый кирпич; 13 — молотый асбест

В последнее время набивной слой иногда делают толщиной 400—500 мм за счет уменьшения толщины кладки из магнезитового кирпича и изоляционного слоя; при этом достигнуто повышение срока службы пода, уменьшение расхода магнезитовых огнеупоров и простоев печи на ремонтах пода. Общая толщина пода на печах малой и средней емкости примерно равна глубине ванны Y_B , а на большегрузных снижается до $0,7Y_B$; на печах с электромагнитным перемешиванием толщина пода не должна превышать 900 мм.

Футеровку стен на отечественных заводах выполняют без слоя теплоизоляционной кладки целиком из основных кирпичей (магнезитохромитового, хромомagneзитового, магнезитового), которые укладывают на футеровку откосов. Кирпичи в стенке кладут в один ряд либо в два (примыкающий к кожуху арматурный слой и внутренний рабочий, как на рис. 119). Верхнюю часть стенок иногда делают меньшей толщины (рис. 118, а), так как здесь меньше тепловое излучение от электрических дуг. Толщина стенок в нижней части составляет 300—570 мм, возрастая с ростом вместимости печи.

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

Местами наибольшего износа стен являются "горячие пятна" — участки, приближенные к электродам (электрическим дугам). Иногда эти участки выполняют из огнеупоров повышенной стойкости, например из Магнезитоуглеродистого кирпича; их ремонтируют путем торкретирования; размещают здесь водоохлаждаемые панели.

Свод печи имеет форму купола (в поперечном разрезе — форму арки, рис. 119). Такую форму получают за счет использования при выкладке свода клиновых и прямых кирпичей. Опорой крайних Кирпичей свода и, таким образом, всей его кладки служит стальное сводовое кольцо (рис. 120), охватывающее свод до периферии; на средних и крупных печах сводовое кольцо делают водоохлаждаемым. Свод основных печей выкладывают из магнезитохромитового кирпича, в кладке оставляют три отверстия для пропускания электродов и отверстие для отвода печных газов. Толщина сводов составляет 230—460 мм, возрастающая с ростом вместимости печи.

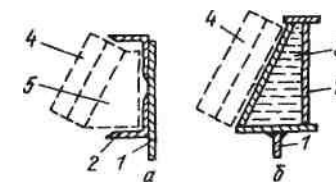
В процессе службы внутренняя нагретая поверхность свода постепенно разрушается путем оплавления, а также скалывания тонких слоев под воздействием распорных усилий, возникающих в арочной конструкции. Когда толщина свода уменьшится настолько, что возможно его обрушение, свод заменяют. Мостовым краном его захватывают за сводовое кольцо и снимают, ставя на его место другой, заранее набранный свод; замена длится 20—40 мин. Набирают свод на выпуклом шаблоне в стороне от печи. Стойкость свода малых печей (5—12-т) составляет 125—225 плавков, она снижается с ростом вместимости печи, составляя 50—85 плавков на 60—200-т печах.

При заменах свода герметичность его соединения с рабочим пространством обеспечивается песочным затвором. Приваренный к низу сводового кольца "нож" (рис. 120, 1) в момент опускания свода на печь входит в песок, которым заполнен кольцевой желоб (рис. 119, 11 или же рис. 118, 5).

Футеровку кислых печей (свод, стенки, кладка рабочего слоя пода) делают из динасового кирпича. Набивной слой пода изготовляют из кварцевого песка и огнеупорной глины, взятых в соотношении 9:1. Стойкость футеровки кислых

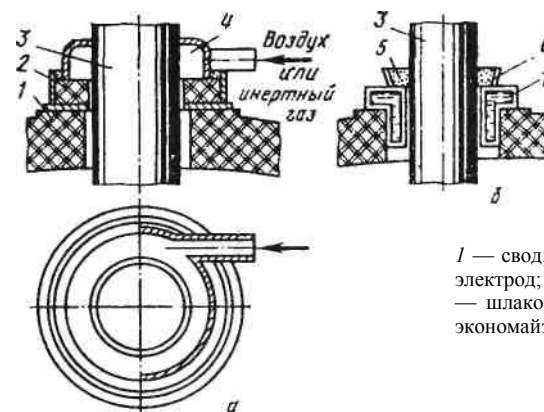
Рис. 120. Поперечное сечение сводовых колец:

a — неохлаждаемое кольцо; *б* — водоохлаждаемое; 1 — кольцевой нож; 2 — сводовое кольцо; 3 — вода; 4 — сводовый кирпич; 5 — пятовый кирпич



415

Зазоры вокруг электродов уплотняют, чтобы избежать выбивания горячих газов, поскольку это ведет к увеличению теплотерей и, следовательно, расхода электроэнергии; вызывает перегрев электрододержателей и, особенно, электро-



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

дов, которые вследствие этого усиленно окисляются. Применяют много различных конструкций уплотнителей.

На больших печах хорошо показали себя газодинамические уплотняющие кольца. Одна из конструкций такого уплотнителя показана на рис. 121, а. На кольцо из огнеупорного бетона опирается полое металлическое кольцо, в которое тангенциально подводят сжатый воздух. Воздушный поток вокруг электрода препятствует выбиванию газов из печи. На малых и средних печах широко применяют экономайзеры — полые водоохлаждаемые кольца, располагаемые вокруг электрода на своде или заглубленные в свод. На рис. 121, б показана одна из конструкций заглубленного в свод экономайзера, который для улучшения уплотнения снабжен сверху воронником (воронкой), заполняемым шлаковой ватой.

3. Рабочее пространство высокомошных водоохлаждаемых печей

Большая часть электродуговых печей нашей страны — это печи с рабочим пространством из огнеупоров и трансформаторами невысокой удельной мощности (200—400 кВт • А/т). В последние годы, как уже отмечалось, возобладали новая концепция строительства и эксплуатации электродуговых печей. С целью сокращения расхода электроэнергии, длительности плавки и улучшения других технико-экономических показателей начали строить высокомошные печи, т.е. печи с удельной мощностью печного трансформатора 600—900 кВт • А/т. Это вызвало необходимость существенного изменения конструкции рабочего пространства печи. Одним из важных определяющих факторов при этом явилось то, что сильное излучение высокомошных электрических дуг вызывало перегрев и резкое снижение стойкости футеровки, и поэтому высокомошные печи стали строить с водоохлаждаемыми сводами и стенами.

Другим важным фактором послужило то, что из-за увеличенных теплотерь с охлаждающей водой работа по технологии с длительной выдержкой жидкого металла в печи оказалась неэкономичной и стали применять технологию, при которой в печи проводят расплавление шихты и краткий окислительный период, а далее металл выпускают в ковш для доведения до требуемых состава и свойств на установках

416

внепечной обработки. Поскольку для эффективной внепечной обработки необходимо предотвратить попадание в ковш печного шлака (из него в металл могут переходить фосфор и кислород), высокомошные печи обычно оборудуют сифонным или эркерным выпуском металла, обеспечивающими слив стали без попадания печного шлака в ковш.

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

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

Основные размеры рабочего пространства отечественных 100-т водоохлаждаемых печей приведены ниже:

Печь	ДСП-100И6*	ДСП-100И7*; ДСП-100И8	ДСП БМЗ*
Диаметр ванны на уровне порога рабочего окна, мм	5550	5400	5150
Глубина ванны, мм	1100	1365	1320
Высота рабочего пространства (от порога до верха стен), мм	2070	2450	2600

ДСП-100И6, 100И7 и 100И8 — дуговые сталеплавильные печи, соответственно, с обычным выпуском металла, с сифонным и с эркерным; ДСП БМЗ — печь с сифонным выпуском Белорусского металлургического завода.

У первой отечественной водоохлаждаемой печи, разработанной в начале 80-х годов (ДСП-100И6), размеры рабочего пространства такие же, как у обычных печей с огнеупорной футеровкой. Созданные позднее печи ДСП-100И7 и 100И8, а также печь БМЗ имеют ванну большей глубины при меньшем ее диаметре; величина отношения диаметра к высоте ванны D_B/H_B также меньше (менее 4,0), чем у печей с огнеупорной футеровкой (4,5—5,5). Такое изменение размеров ванны яви-

лось следствием вынесения операций по рафинированию и доводке стали из печи в ковш, поскольку при этом отпала необходимость иметь в печи большую поверхность контакта металл—шлак и малую глубину ванны, которые были обязательны для обеспечения полноты процессов рафинирования в случае их проведения в печи.

Уменьшение диаметра ванны и выполнение стен водоохлаждаемых печей цилиндрическими позволило уменьшить диаметр кожуха, особенно в его верхней части, и тем самым сократить площадь водоохлаждаемых поверхностей свода и стен и соответственно снизить теплопотери с охлаждающей водой. Уменьшилась также длина короткой сети и соответственно электрические потери. Диаметр рабочего пространства ($D_{\text{р.п.}}$) таких печей примерно равен: $Z_{\text{от}} + 25$, где $\text{Z}_{\text{от}}$ — диаметр ванны на уровне откосов, а 6 — толщина футеровки нижней части стен под панелями (для 100-т печей это - 500 мм).

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

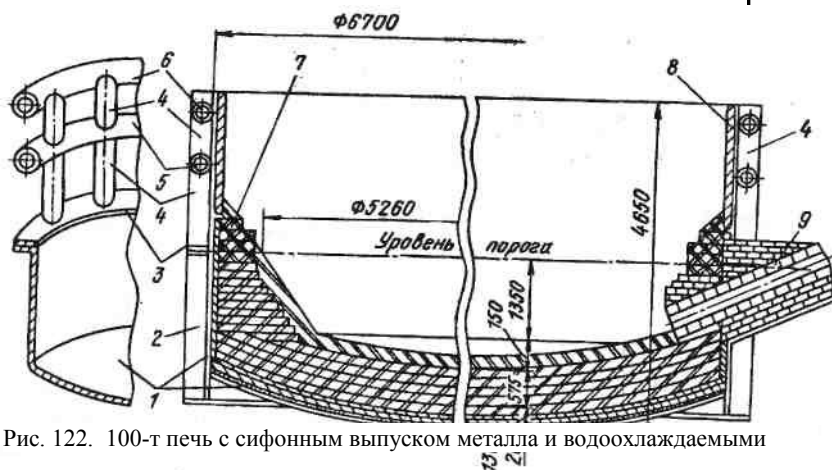


Рис. 122. 100-т печь с сифонным выпуском металла и водоохлаждаемыми

1 — нижняя часть кожуха; 2 — ребро жесткости (стальная пластина); 3 — фланец; 4, 5, 6 — трубы; 7 — кладка низа стен; 8 — стеновая водоохлаждаемая панель; 9 — трубки из магнезита

Сифонный и эркерный выпуск. Современная отечественная 100-т печь с сифонным выпуском (ДС1КШ0И7) представлена на рис. 122; схема печи с эркерным выпуском — на рис. 123. Сифонный выпуск металла производят через образованное магнезитовыми трубками (блоками) 9 наклонное отверстие, располагаемое в кладке откоса с противоположной от рабочего окна стороны и так, что его начало заглублено в металл. В процессе плавки и при наклоне печи по время выпуска граница металл—шлак находится выше уровня отверстия и поэтому шлак в него не попадает, т.е. обеспечивается выпуск стали без шлака.

Печь с эркерным выпуском имеет (рис. 123) с противоположной от рабочего окна стороны выступ (эркер) 6, в котором во время плавки находятся металл и шлак. В дне

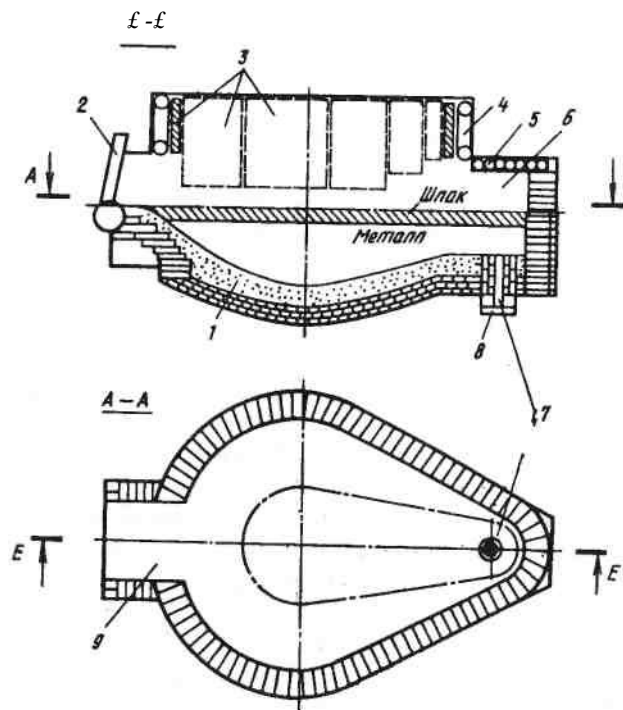


Рис. 123. Рабочее пространство печи с эркерным выпуском:

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

эркера размещено сталевыпускное отверстие 7; дно с отверстием расположено на такой высоте, что для слива металла достаточен наклон печи на 10—12°. Стены эркера выложены из магнезитового кирпича, дно выполнено так же, как и под печи; сверху эркер закрыт съемным трубчатым водоохлаждаемым сводиком 5, при снятии которого обеспечивается доступ сверху к выпускному отверстию. Последнее выполнено из магнезитовых трубок; после выпуска очередной плавки его перекрывают снизу графитовой плитой, а сверху в него засыпают магнезитовый порошок. Прижатие графитовой плиты обеспечивают рычагом, который может быть отвернут от отверстия вбок или вниз. Для выпуска стали отводят рычаг с графитовой плитой, из отверстия высыпается магнезитовый порошок и сталь вытекает через отверстие без шлака.

Кожух водоохлаждаемых печей как правило цилиндрической формы (рис. 122) со сферическим днищем; иногда низ кожуха выполняют сужающимся. Кожух состоит из двух частей. Нижнюю его часть (рис. 122, 1), являющуюся опорой кладки пода, делают как и на обычных печах из стальных листов. Верхнюю часть (выше порога рабочего окна), являющуюся опорой стеновых водоохлаждаемых панелей, выполняют в виде решетчатого каркаса. На отечественных печах он сделан из стальных труб и включает две кольцевые трубы 5 и 6 и ряд вертикальных труб 4, опирающихся на кольцевой фланец 3, служащий для соединения с кольцевым фланцем нижней части кожуха. Отказ от сплошного кожуха стенок вызван необходимостью обеспечить доступ снаружи к узлам крепления панелей и большому числу подводов и отводов воды к ним, а также обеспечить визуальный контроль панелей.

Футеровку пода (до верха откосов) часто выполняют так же, как на обычных печах (теплоизоляционный слой, кладка из магнезитового кирпича и набивной слой толщиной до 190 мм). На некоторых печах применяют набивной под с толщиной набивки до 500 мм (см. рис. 123). Низ стен над откосами делают из огнеупоров, чтобы исключить случайный контакт стеновых панелей с жидким металлом. Этот слой кладки имеет высоту 350—600 мм; в связи с близостью к высокомоощным электрическим дугам его выполняют из высокостойких огнеупоров, например магнезитоуглеродистых.

Стеновые панели. Внутри решетчатого каркаса стен по всему его периметру закреплено от 8 до 16 водоохлаждаемых

панелей (рис. 123, 3); каждая из них имеет самостоятельные подвод и отвод воды. Во избежание случайного контакта с жидким металлом панели крепят так, чтобы расстояние от их низа до уровня порога рабочего окна составляло 50—500 мм. Над сталевыпускным отверстием, в сторону которого наклоняют печь, панели располагают выше, чем в остальных участках стен. Панели занимают 65—80 % площади стен печи; наибольшая площадь панелей у печей с эркерным выпуском, поскольку их можно располагать ближе к металлу, так как при выпуске печь наклоняют лишь на 10—12°, тогда как печи с сифонным выпуском или через желоб — до 45°.

Известны три типа водоохлаждаемых панелей: литые, коробчатые (кессонные) и трубчатые. Ниже охарактеризованы некоторые, наиболее известные. В Японии разработаны панели в виде плоского литого чугунного блока, внутри которого залита стальная трубка в виде змеевика для охлаждающей воды, а в поверхностный слой со стороны рабочего пространства вмонтированы огнеупорные кирпичи. В Германии используют коробчатые панели, представляющие собой сваренную из листов плоскую коробку с рядом перегородок внутри, заставляющих подаваемую воду циркулировать по траектории змеевика вдоль всей поверхности коробки так, чтобы не было застойных зон.

Распространены трубчатые панели; они отличаются надежностью, просты в изготовлении, позволяют работать при больших давлениях и скоростях движения воды, что предотвращает образование застойных зон. Применяемые на отечественных заводах трубчатые панели представлены на рис. 124. Панель фирмы Крупп представляет собой (рис. 124, а) ряд параллельных труб 1, в котором две соседние трубы сверху и снизу соединены приваренными штампованными переходниками (капами) 2, обеспечивающими поворот воды на 180°; патрубки 4 и 3 служат для подвода и отвода охлаждающей воды. Отечественную панель конструкции "Сибэлектро-терм" (рис. 124, б) изготавливают из двух труб диаметром 70-90 мм методом гибки без сварных швов. Трубы 5 (на рис. 124 отмечена штрихами) и 6 отдельно изгибают по форме прямоугольной спирали с оставлением зазоров между ветвями; вставляют трубы друг в друга, получая плоскую панель. Грубы скрепляют в одно целое с помощью привариваемых накладок 10. Один из вариантов устройства панелей предусмат-

Рис. 124. Трубчатые стеновые водоохлаждаемые панели

ривает (рис. 124, б) подвод 6" и отвод 9 воды через периферийные концы труб и соединение концов труб 5 и 6 в центре панели с помощью патрубка 7. Эта панель по сравнению с панелью фирмы Крупп обладает меньшим гидравлическим сопротивлением из-за отсутствия поворотов воды на 180°; более проста в изготовлении, так как не требуется сварки труб; более надежна в эксплуатации из-за отсутствия сварных швов, по которым обычно происходит разрушение.

На тепловоспринимающую поверхность всех панелей наносят слой теплоизолирующей огнеупорной массы с тем, чтобы уменьшить потери тепла через панель; для удержания этой массы к поверхности приваривают большое число шлакодержателей (штырей, уголков, крючков и т.п.). В процессе службы панелей на месте разрушающейся обкладки формируется гарнисаж, также являющийся теплоизолятором.

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

Расход воды на оба вида трубчатых стеновых панелей составляет 5-9 м³/ч на 1 м² поверхности панели, стойкость панелей достигает 2000-4000 плавов и более.

Водоохлаждаемые своды применяют в основном на высоко мощных электропечах, имеющих кроме того ТМ*00ТМ*ТМТМТМ стены. Иногда такие своды используют на невысокомощных печах, имеющих рабочее пространство из огнеупоров.

Большинство водоохлаждаемых сводов выполняют комбинированными, т.е. их периферийную часть МТМТМ*ТМТМ*? даемый из металла, а центральную, через *0Т0РУЮ "°х°^ электроды, из огнеупорного кирпича, 4То6bJ"f *3ТМ возможное короткое замыкание между электродами и металлом чesкой водоохPлаждаеMой частью свода. Обычно периферийная охлаждаемая часть занимает около 80% поверхности свода, а центральная часть из огнеупоров - около 20 %.

Разработаны и находят применение ряд разновидностей водоохлаждаемых сводов.

Они различаются формой поперечного сечения (плоские, куполообразные, выпуклые в виде усеченной ^Г^атыГ тройством основных водоохлаждаемых элементов (*РУ6ч*ТМe> коробчатые с циркуляцией воды внутри кор«б-. «с спреиер-ым охлаждением рабочей поверхности), формой (в « центральной огнеупорной части. Эта часть может иметь в „лане круглую форму, как на рис.125, или же дельтавидную форму (форму Треугольника) с отверстиями для электродов, ^полагаемыми в углах этой огнеупорной части. При дель-авидной конфигурации огнеупорной части уменьшается ее площадь, т.е. возрастает площадь водоохлаждаемой части

В° д^ве разновидности комбинированных водоохлаждаемых сводов показаны на рис.125. Плоский коробчатый свод (конструкции МВМЙ) (рис. 125, а) имеет в качестве несущей^ основы водоохлаждаемое трубчатое сводовое кольцо 4. На него опирается периферийная кольцевая коробчатая часть, 2 составленная из трех отдельных полых секторов- 2а 2б и 2в; в полость каждого из них заложен трубчатый змеевик с двумя рядами отверстий для подвода охлаждающей воды. В oZM из секторов выполнено отверстие_ 8 для «-оса печных газов; к нижней поверхности периферийной части приварены стальные полосы или штыри для удержания слоя теплоизолирующей огнеупорной массы 5 или гарнисажа.

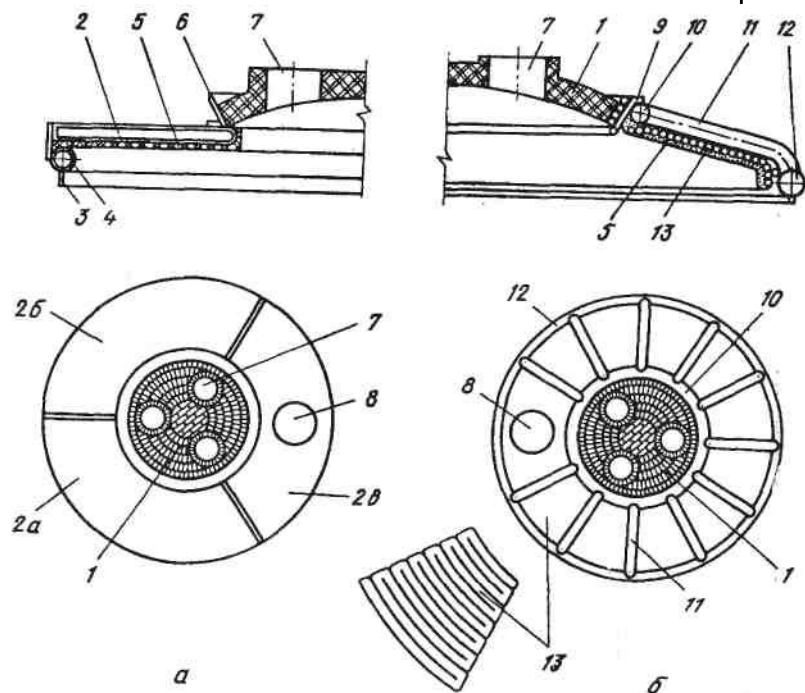


Рис. 125. Водоохлаждаемые плоские коробчатые (а) и трубчатые куполообразные (б) своды электропечей:

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

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

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

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

Трубчатый куполообразный свод (рис. 125, б) имеет водоохлаждаемый несущий каркас из верхнего 10 и нижнего 12 трубчатых колец, соединенных изогнутыми трубами (радиальными балками) 11. Снизу к каркасу прикреплены трубчатые водоохлаждаемые панели 13, на которые нанесен слой теплоизоляции 5 из огнеупорной массы, удерживаемой приваренными к панелям шлакодержателями. Одна из панелей выполнена с отверстием 8 для отвода печных газов. Центральная куполообразная часть 1 свода является съемной, она выложена из магнетитохромитовых кирпичей, удерживаемых водоохлаждаемым трубчатым опорным кольцом 9.

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

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

Помимо двух описанных практическое применение находят ряд других конструкций водоохлаждаемых сводов. На отечественных печах вместимостью до Ют иногда применяют цельносварные коробчатые плоские своды без огнеупорной вставки в их центре. На зарубежных заводах применяют выпуклые своды с центральной частью из огнеупоров и периферийной из плоских коробчатых панелей, расположенных наклонно с подъемом к центру. В этих панелях сделаны внутренние перегородки (схожие с показанными на рис. 24), заставляющие воду двигаться внутри панели по траектории змеевика, омывая всю нагреваемую поверхность панели. За рубежом начинают применять своды со спрейерным охлаждением. Такой свод имеет центральную огнеупорную часть и периферийную в виде полого коробчатого кольца куполообразной формы. Внутри кольцевой коробки расположена сис-

тема форсунок, подающих разбрызгиваемую воду на всю нижнюю нагревающуюся поверхность кольца. Вода, стекающая тонким слоем по куполообразной поверхности, отводится из нижней части кольца. Преимущества такого свода по сравнению с трубчатым — значительно меньшие (в 1,5—2 раза) расход воды и масса свода.

4. Механическое оборудование печей

Опора печи и механизмы ее наклона

Для опоры корпуса печи на фундамент и для наклона печи при сливе металла служит люлька. Она (рис. 126, 3) выполнена в виде горизонтальной сварной коробчатой плиты с двумя опорными сегментами 3а. Механизм наклона может быть с гидравлическим (рис. 126, а) или электромеханическим (рис. 126, б) приводами. В первом случае подаваемая в гидроцилиндры 1 под давлением жидкость вызывает выдвижение или опускание штоков 2, во втором — электродвигатели 6 с редукторами 4 обеспечивают продольное перемещение зубчатых реек 5. При перемещении штоков или реек опорные сегменты люльки перекачиваются по горизонтальным фундаментным балкам опорных станин 7 печи, что вызывает качение люльки и наклон печи.

Разновидности печей в зависимости от способа открывания для загрузки

Шихту в современные электродуговые печи загружают сверху с помощью корзин с открывающимся дном (см. рис. 136,5).

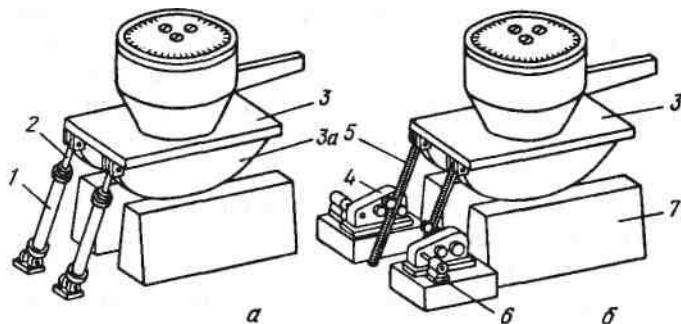


Рис. 126. Люлька и механизмы наклона печи с гидравлическим (а) и электромеханическим (б) приводом

В зависимости от способа открывания для загрузки сверху различаются печи с: а) поворотным сводом; б) выкатным корпусом; в) откатывающимся сводом. Эти печи отличаются компоновкой и устройством механического оборудования.

Печи с поворотным сводом бывают двух типов: с опорой механизма отворота свода на люльку и на отдельный фундамент. У современных печей первой разновидности (рис. 127, а) свод 3 подвешен к полупорталу 2, который вместе с электродами 5 и системой их перемещения закреплен на поворотном валу 8, опирающемся на люльку. Для загрузки шихты свод поднимают на 150-300 мм, подтягивая к полупорталу, а электроды поднимают из рабочего пространства. Затем вращением вала 8 отворачивают свод с электродами на угол 85°, открывая тем самым рабочее пространство. Наклон печи в сторону сливного желоба 11 и рабочего окна 4 обеспечивают качением люльки. Печь с опорой механизма отворота свода на отдельный фундамент показана на рис. 129.

У печи с выкатным корпусом (рис. 127, б) портал 6 жестко закреплен на люльке 9, к portalу подвешен свод 3 и на портале крепятся электроды 5 с системой их перемещения. Кожух 1 печи установлен на тележке 12, которая с по-

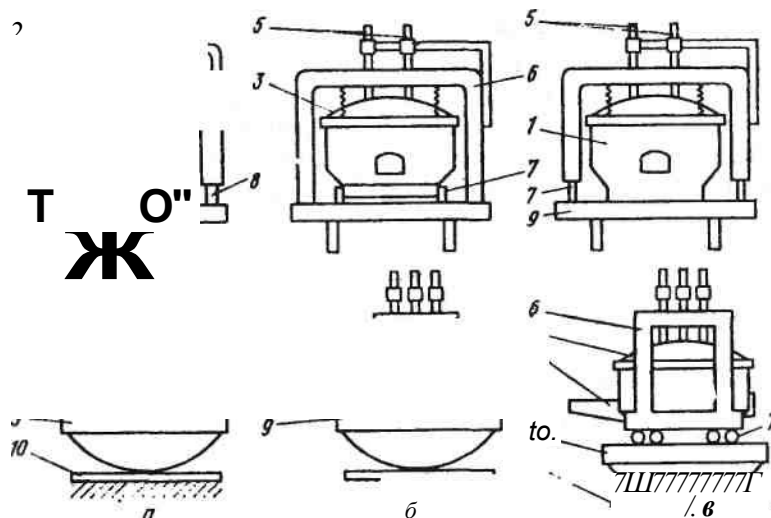


Рис. 127. Схемы устройства электропечей, загружаемых

мошью ходовых колес 7 может передвигаться по рельсам, уложенным на люльке. Перед загрузкой свод поднимают, электроды выводят из рабочего пространства, после чего кожух выкатывают из-под портала в сторону рабочего окна 4. Люлька обеспечивает наклон печи вместе с порталом.

Распространена и другая разновидность печей с выкатным корпусом. В них портал со сводом и электродами опирается на два отдельных опорных сегмента. Кожух печи закреплен на люльке и выкатывается из-под портала вместе с люлькой. При наклоне печи люльку замковым устройством жестко соединяют с опорными сегментами портала, сегменты люльки и портала имеют одинаковый радиус кривизны, чем обеспечивается совместный синхронный наклон кожуха и портала.

В печи с откатывающимся сводом (рис. 127, в) портал 6 и кожух 1 опираются на общую люльку 9, причем портал установлен на ходовых колесах 7, и может перемещаться по рельсам, уложенным на люльке; к portalу крепится свод 3 с электродами. Перед загрузкой свод с электродами 5 поднимают и портал откатывается, съезжая с люльки в сторону желоба 11 или рабочего окна 4. Качанием люльки обеспечивают наклон печи вместе с порталом; портал при наклоне жестко скрепляют с люлькой специальными упорами.

В настоящее время печи с выкатным корпусом и откатывающимся сводом считаются устаревшими. В последние годы строятся более совершенные печи с поворотным сводом. Многие печи вместимостью выше 25 т (кроме высокомошных печей) оборудуются механизмами поворота кожуха вокруг вертикальной оси и устройствами для электромагнитного перемешивания металла.

Механизмы подъема—поворота свода

Как отмечалось, печи с отворачиваемым сводом бывают двух разновидностей: с опорой механизма отворота свода с электродами либо на люльку, либо на отдельный фундамент.

Печи с опорой механизма отворота свода на люльку. Большая часть строившихся в последние десятилетия отечественных печей этого типа схожи с устройством 100-т печи, схематически показанной на рис. 128. Корпус печи (на рис. не показан) опирается на люльку 8 через четыре опорных тумбы 9. Свод 12 подвешен к полупорталу, состоящему из двух Г-образных стоек 14, с помощью цепей 11, переки-

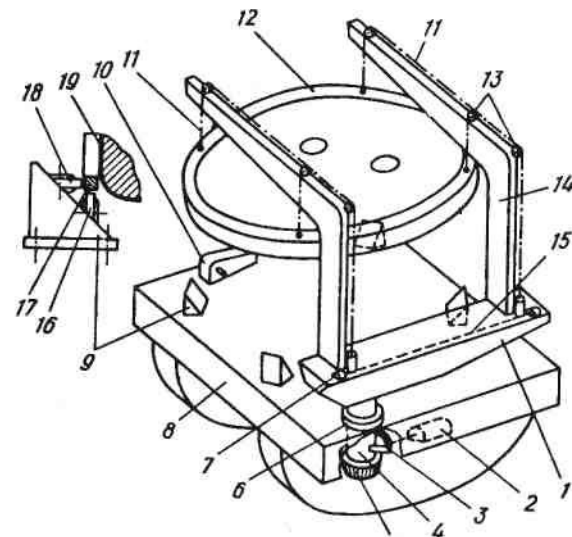


Рис. 128. Механическое оборудование печи с опорой механизмов подъема—поворота свода на люльку:

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

нутых через ролики 13. Концы цепей соединены с приводом 7 (электродвигатель и червячный редуктор с тяговым винтом), который перемещает цепи, обеспечивая подъем и опускание свода. Два привода 7 соединены синхронизирующим валом 15. Полупортал закреплен на литой стальной поворотной плите 1, которая одним концом насажена на поворотный вал 4 диаметром 750 мм. Вал закреплен в люльке, опираясь на подпятник 5 и верхний 6 и нижний роликовые подшипники. Нращение вала осуществляет электродвигатель с редуктором 2 через коническую шестерню, входящую в зацепление с коническим зубчатым сектором 3, закрепленным на валу 4. На поворотной плите 1 между Г-образными стойками закреплены три стойки механизма перемещения электродов (на рис. 128 не показаны).

При открывании печи для загрузки включают привод 7, приподнимая свод на 150-300 мм, и поднимают электроды, выводя их из рабочего пространства. Далее включают привод 2, поворачивая вал 4 на угол в 80° ; вместе с валом вокруг его оси поворачивается плита 1 и закрепленные на ней портал, свод и электроды, открывая рабочее пространство сверху.

Печь снабжена механизмом вращения ванны. Он предназначен для поворота печи вокруг вертикальной оси на 40° в одну и другую сторону относительно нормального положения. Это позволяет во время плавления при трех, положениях кожуха проплавлять в шихте девять "колодцев", что сокращает время расплавления шихты. Возможность вращения обеспечивается благодаря тому, что корпус 19 печи посредством прикрепленного к нему кольцевого рельса 17 опирается на ролики 16 опорных тумб 9. Один или два механизма вращения 10 установлены на люльке; каждый из них состоит из электродвигателя с редуктором, выходной вал которого входит в зацепление с закрепленным на корпусе печи зубчатым сектором, благодаря чему вращение вала вызывает поворот корпуса. При включении механизма 10 и вращении корпуса кольцевой рельс 17 катится по роликам 16, а ролики 18 предотвращают боковое смещение корпуса. На высокомошных печах в таком механизме нет необходимости, поскольку в процессе расплавления вокруг трех электродов образуется, общая плавильная зона или колодец (см. рис. 137), а не три отдельных проплавляемых колодца, характерных для Невысокомошных печей.

Печи с опорой механизма отворота свода на отдельный фундамент эксплуатируются уже много лет. Имеется несколько их разновидностей. Современных вариантов устройства рассмотрим (рис. 129) на примере отечественной высокомошной печи (ДСП-100И6). Корпус печи жестко закреплен на люльке 1. Он включает нижнюю часть 2 (опору ванны) из стального листа и стеновой каркас 3 из труб со стеновыми панелями 4 и рабочим окном 5. Водоохлаждаемый свод 6 с помощью четырех гибких тяг 7 подвешен к двум консолям 8, которые объединены в общую жесткую конструкцию с порталом 13 и шахтой 18. В нижнем положении Портал опирается на люльку через закрепленные на ней две тумбы 14, а свод 6 — на корпус печи. В шахте 18 размещены три гидроцилиндра, ко-

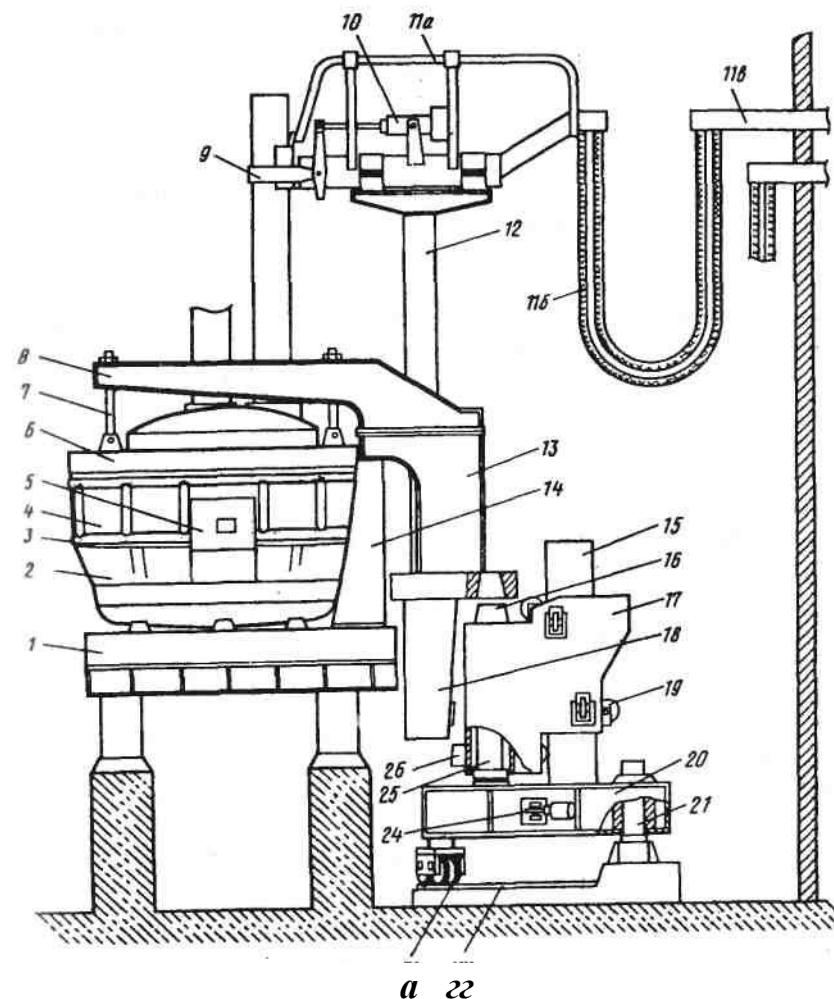


Рис. 129. Печь с опорой механизма подъема—поворота свода на отдельный фундамент:

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

торые перемешают телескопические стойки 12 электрододержателей. Электроды в электрододержателе зажимают с помощью хомута 9 и пружинно-гидравлического механизма 10; ток от гибких кабелей к электрододержателям подводят водоохлаждаемыми медными трубами 11 а.

Механизм отворота свода с электродами расположен на отдельном фундаменте и включает поворотную платформу 20 с закрепленными на ней двумя направляющими колоннами 15 и перемещаемую по ним вверх-вниз с помощью системы роликов 19 каретку 17. При открывании рабочего пространства печи вначале из него выводят электроды путем подъема стоек 12. Одновременно с помощью двух гидроцилиндров 25 перемещают каретку 17 вверх; при этом конический хвостовик 16 каретки входит в соответствующее отверстие портала, а выступ 26 прилегает к шахте. Движущаяся вверх каретка поднимает портал, консоли и шахту и закрепленные на них свод и электроды. После подъема свода на 200—300 мм каретку 17 останавливают и с помощью гидроцилиндра 24 начинают поворот платформы 20 вокруг опорного вала 21; опорные ролики 23 платформы при этом движутся по дугообразным рельсам 22. Вместе с платформой вокруг оси 21 поворачивается все приподнятое кареткой оборудование, включая свод и электроды; поворот ведут до полного открывания рабочего пространства печи.

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

5. Электроды и механизмы для их зажима и перемещения

Ток в плавильное пространство дуговой электропечи поступает по электродам. Выдерживать высокие температуры и сохранять в то же время достаточную прочность и хорошую электропроводность могут только изделия из углерода. Применяемые в электросталеплавлении производные так называемые графитированные электроды изготавливают из малозольных углеродистых материалов: нефтяного или пекового кокса с добавкой связующего — каменноугольного пека. Размолотый кокс после прокаливания при ~ 1300 °С смешивают с расплавленным пеком в обогреваемых (до 150 °С) смесителях. Далее смесь прессуют в заготовки и обжигают их в га-

зовых печах при 1300 °С, а затем в электрических печах при температурах 2500—2700 °С, достигаемых за счет пропускания через них тока силой 60—120 кА.

Обожженные заготовки подвергают механической обработке, придавая им форму цилиндра.

Удельное электросопротивление графитированных электродов равно 8—13 мкОм ■ м; в соответствии с ГОСТ допустимая плотность тока для электродов диаметром от 100 до 610 мм находится в пределах от 35 до 12—14 А/см², уменьшаясь с ростом диаметра электрода. Для высокомошных печей в последнее время организовано производство графитированных электродов с особо низким удельным электросопротивлением, допускающим в электродах диаметром 500-600 мм плотность тока до 25—30 А/см² (вместо 12—14 А/см² для обычных).

Диаметр электродов, см, рассчитывают по допустимой плотности тока ($\gg_{\text{доп}}$, А/см²):

$$D = \sqrt{4I/(ni_{\text{доп}})},$$

где I — сила тока в электроде, А.

Электроды изготавливают в виде цилиндрических секций диаметром от 100 до 610 мм и длиной до 1500 мм. Работающий на печи электрод получают соединением нескольких секций. Для этого в каждом торце секций имеется гнездо с винтовой нарезкой, куда ввинчивают ниппель, соединяющий две секции (рис. 130).

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

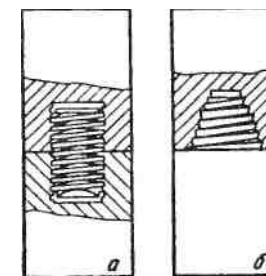


Рис. 130. Соединение электродов при помощи цилиндрического (а) и конического (б) ниппеля

кание" электрода: разжимают электрододержатель, поднимают его вверх и захватывают (зажимают) электрод на более высоком уровне, чтобы можно было вновь постепенно опускать его по мере укорачивания. Периодически производят также "наращивание" электродов — к верху укоротившегося электрода с помощью ниппеля присоединяют очередную секцию.

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

Механизмы для зажима и перемещения электродов

Каждый из трех электродов имеет свой независимый механизм зажима и перемещения. Механизм состоит из электрододержателя и устройств, обеспечивающих перемещение его с электродом в вертикальном направлении. Применяются механизмы перемещения электродов двух типов: с кареткой и с телескопической стойкой. В первом (рис. 131, а, б) электрододержатель рукавом 7 крепится к каретке 5, которая на направляющих роликах перемещается по неподвижной вертикальной стойке. Во втором (рис. 131, в) рукав 7 электрододержателя закреплен на подвижной стойке, перемещающейся внутри полой вертикальной неподвижной стойки. Подвижную часть механизмов снабжают противовесом, что позволяет уменьшить мощность привода. Привод, перемещающий электро-

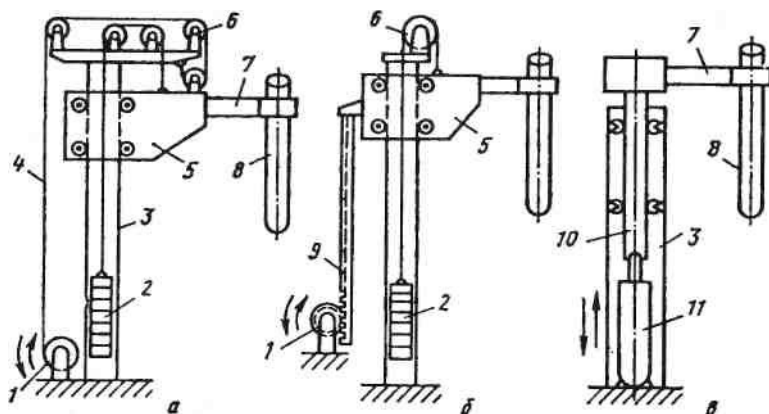


Рис. 131. Механизмы зажима и перемещения электродов с кареткой (а, б) и телескопической стойкой (в):

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

ды со скоростью 0,6—3 м/мин, может быть гидравлическим (рис. 131, в) или электромеханическим с передачей движения от электродвигателя с помощью системы канатов и блоков (рис. 131, а) или зубчатой рейки (рис. 131, б).

Электрододержатель служит для зажима и удержания электрода в заданном положении и для подвода к нему тока. Он состоит из рукава и закрепленных на нем головки, зажимного механизма и токоподвода. Наибольшее применение получили электрододержатели с пружинно-пневматическим механизмом зажима электрода. Конструктивное исполнение электрододержателей отличается многообразием, но в зависимости от способа зажима электрода в головке их можно свести к двум разновидностям.

В одной (рис. 132, а) головка выполнена в виде кольца или полукольца и подвижной нажимной колодки. Электрод в рабочем положении зажат в кольцо колодкой за счет усилия пружины. Если нужно освободить электрод, то в пневмо-цилиндр подают воздух, поршень и рычажный механизм сжимают пружину, перемещают колодку вправо, освобождая электрод. Во второй разновидности (рис. 132, б) головка состоит из неподвижной колодки и хомута, охватывающего электрод. Электрод прижат к токоведущей колодке с помощью хомута за счет усилия пружины, передаваемого рычажной системой 7. При подаче воздуха в пневмоцилиндр хомут смещается влево, освобождая электрод. На новых высокоомощных печах вместо пружинно-пневматических механизмов зажима электродов; общий вид такого механизма представлен на рис. 129.

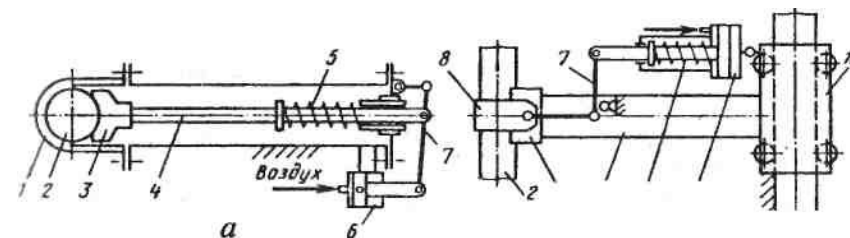


Рис. 132. Схема электрододержателей:

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

3 9 5 6 б

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

Рукав, изготавливаемый в виде толстостенной трубы или сварной коробчатой балки, соединяет головку с кареткой (см. рис. 131, а, б) или с подвижной телескопической стойкой (см. рис. 131, в).

За рубежом широко применяют так называемые тоководущие электрододержатели. В них рукав выполнен в виде полой прямоугольного сечения штанги из алюминия, служащей также токоподводом от гибких кабелей до головки электрододержателя; алюминий используют в связи с его высокой электропроводностью. При этом не требуются токоподводы из медных водоохлаждаемых труб (рис. 129, На).

6. Электрооборудование дуговой печи

Дуговые электропечи - мощные потребители электроэнергии, поэтому для уменьшения потерь ее подают к печам под высоким напряжением; для большинства печей оно составляет 6, 10 или 35 кВ, а для некоторых высокомоощных — 110 кВ. Рабочее же напряжение, подаваемое на электроды, должно быть в пределах 110—800 В, поэтому каждая печь имеет отдельный понижающий трансформатор и другое электрическое оборудование, обеспечивающие снижение напряжения до рабочего, подвод тока к электродам и регулирование подводимой электрической мощности. Упрощенная схема электропечной установки с трансформатором малой и средней мощности показана на рис. 133; от высоковольтной линии до электродов расположено следующее оборудование.

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

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

нения. В зависимости от способа гашения различают масляные, воздушные, электромагнитные и вакуумные выключатели. В масляном выключателе дугу размыкания гасит минеральное заполняющее бак выключателя. В воздушном дугу гасит поток сжатого воздуха; благодаря отсутствию масла он является пожаро- и взрывоопасным. В электромагнитных выключателях гашение дуги производится создаваемым в момент размыкания контактов поперечным

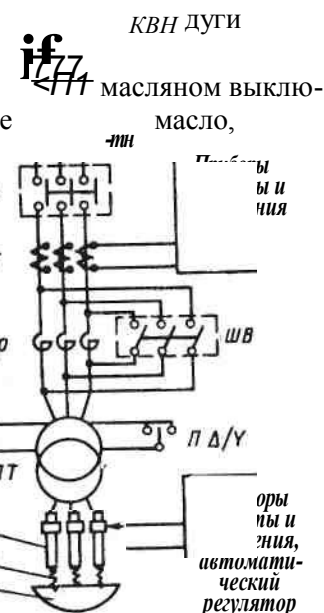


Рис.133. Схема электропитания дуговой печи: КВН — кабель высокого напряжения; Р — разъединитель; ГВ — главный выключатель; ТН — трансформатор напряжения; ТТ — трансформаторы тока; Др — дроссель (реактор); ШВ — шунтирующий выключатель; ПТ — печной трансформатор; ПСН — переключатель ступеней напряжения; ПД/У — переключатель "треугольник—звезда"; 1 — электрод; 2 — дуга; 3 — металлическая ванна

магнитным полем. Преимуществом этих выключателей является то, что они не нуждаются в сжатом воздухе и изоляционном масле. Вакуумные выключатели, используемые в цепях с напряжением 110 кВ и более, отличаются высоким сроком службы, поскольку их контакты расположены в запаянной вакуумной дугогасительной камере.

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

Дроссель или реактор служит для стабилизации горения дуг и ограничения токов короткого замыкания путем введения в цепь индуктивного сопротивления и выполнен в виде трех обмоток с сердечниками, помещенными в кожух с мас-

лом. Большое число витков в обмотках обеспечивает высокое индуктивное сопротивление дросселя. Иногда дроссель устанавливают в одном кожухе вместе с трансформатором.

При включенном дросселе коэффициент мощности $\cos \varphi$ установки снижается, поэтому после того, как в ванне накопится много жидкого металла и дуги начинают гореть устойчиво, дроссель отключают, шунтируя его с помощью вспомогательного масляного выключателя.

На печах с трансформатором мощностью $> 10 \text{ МВ} \cdot \text{А}$ индуктивное сопротивление трансформатора и короткой сети достаточно велико и в дросселе нет необходимости.

Печной трансформатор предназначен для преобразования электрической энергии высокого напряжения в энергию низкого напряжения. Трехфазный печной трансформатор состоит из трех связанных между собой сердечников, на каждом из которых закреплены обмотки высокого и низкого напряжения. Сердечник с обмотками помещены в кожух, заполненный трансформаторным маслом, являющееся изолятором и охлаждающее трансформатор. В трансформаторах мощностью $> 5 \text{ МВ} \cdot \text{А}$ применяют принудительную циркуляцию масла, которое пропускают через водяной маслоохладитель. У некоторых трансформаторов мощностью до $10 \text{ МВ} \cdot \text{А}$ в кожухе с маслом дополнительно размещен дроссель, а у многих высокомошных — переключатель ступеней напряжения, работающий под нагрузкой.

Мощность печных трансформаторов с течением времени увеличивают. Ранее мощность выбирали исходя из того, что полностью она используется только в период расплавления шихты, а в течение окислительного и восстановительного периодов — лишь на 30—70 %, так как после расплавления уменьшается потребность в подводимом в печь тепле. Поэтому из-за низкой степени использования дорогостоящего высокомошного трансформатора считали более экономичным ставить на печь более простой и дешевый маломощный трансформатор. В последние 10—15 лет сооружают дуговые печи преимущественно с высокомошными ($600\text{—}900 \text{ кВ} \cdot \text{А}$ на 1 т стали) трансформаторами, которые расплавляли бы шихту примерно за 1 ч. Эффективное использование высокой мощности обеспечивается при этом за счет изменения технологии плавки — вынесения основных операций рафинирования из печи в ковш. Данные о мощности трансформаторов на вновь сооружаемых и старых печах приведены ниже:

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

Печные трансформаторы конструируют так, что в период плавания они могут работать с перегрузкой в 20%. *Переключатель ступеней напряжения* служит для регулирования мощности, отдаваемой печным трансформатором, что достигается путем изменения вторичного выходного напряжения трансформатора, т.е. напряжения на его низкой стороне. Для регулирования выходного напряжения в первичной высоковольтной обмотке делают несколько отпаяк, выведенных на переключатель напряжения. Включая в работу большее или меньшее число витков первичных обмоток изменяют коэффициент трансформации и, тем самым, напряжение во вторичных обмотках, т.е. выходное напряжение трансформатора. Приводом переключателя обычно управляют дистанционно из пульта управления печи.

У печных трансформаторов мощностью 15—20 МВ · А и более применены переключатели с 23 ступенями напряжения, позволяющие производить переключение под нагрузкой и располагаемые в одном кожухе с трансформатором. Для менее мощных трансформаторов предусмотрены отдельные переключатели с 2—12 ступенями напряжения, они могут работать лишь при снятой нагрузке (отключенном главном выключателе).

На малых печах используют переключение обмоток высокого напряжения со схемы соединения "треугольник" на схему "звезда" и наоборот; переключение с "треугольника" на "звезду" уменьшает вторичное напряжение в 1,7 раза.

Короткой сетью называют токоподвод от трансформатора до головки электрододержателя. Она включает шины, идущие от трансформатора через стены трансформаторного отделения, гибкие кабели от стены до рукава электрододержателя и шины или водоохлаждаемые трубы над рукавом электрододержателя. На рис. 129 показаны элементы короткой сети 100-т дуговой печи — водоохлаждаемая тоководущая труба *Па*, гибкий кабель *116* и шина *lie*, идущая к трансформатору.

Поскольку на пути от трансформатора до электродов протекает ток большой силы (до 50—100 кА), а электрические

потери в цепи пропорциональны величине тока в квадрате, длину короткой сети стараются делать минимальной, а печной трансформатор устанавливают возможно ближе к печи. Длина гибкого участка должна обеспечить возможность наклона печи и подъема и опускания электродов; гибкие кабели на крупных печах делают водоохлаждаемыми.

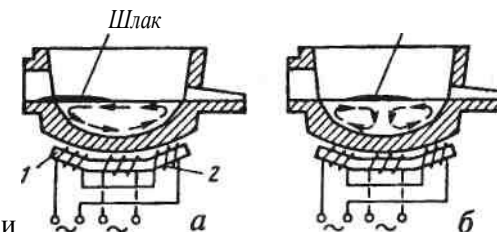
Автоматический регулятор мощности или регулятор положения электродов служит для поддержания заданной длины и мощности дуги на каждой ступени напряжения трансформатора. Мощность дуги при неизменной величине подводимого напряжения можно изменять, регулируя длину дугового промежутка (длину дуги); при увеличении длины дугового промежутка растет его электросопротивление, вследствие чего снижается сила тока дуги и, следовательно, ее мощность.

Автоматический регулятор, устанавливаемый на каждой фазе, используя в качестве входных сигналы, пропорциональные силе тока и напряжению короткой сети, поддерживает неизменным заданное соотношение между напряжением и силой тока фазы, что при постоянном напряжении трансформатора обеспечивает постоянство силы тока, длины и, тем самым, мощности дуги. Если длина и сила тока дуги по какой-то причине изменились, регулятор воздействует на привод, который перемещает электрод до тех пор, пока будет восстановлено заданное соотношение между током и напряжением, т.е. заданная мощность дуги.

Контрольная и защитная аппаратура. На стороне высокого напряжения в главной цепи установлены (см. рис. 133) трансформаторы тока и напряжения, которые служат для подключения контрольно-измерительной и сигнальной аппаратуры и реле максимального тока, отключающего установку при аварийных коротких замыканиях. От трансформаторов тока, расположенных на шинах после печного трансформатора, и подаваемого напряжения короткой сети питается еще одна группа аппаратов: контрольно-измерительные приборы, автоматический регулятор мощности (см. выше) и реле максимального тока, защищающее трансформатор от перегрузки (отключающее установку при полуторакратном увеличении тока в течение 10 с).

Устройство для электромагнитного перемешивания жидкого металла. Таким устройством оборудованы многие печи вместимостью более 25 т, работающие по традиционной технологии

Рис. 134. Схема электромагнитного перемешивания металла в дуговой печи в режиме скачивания шлака (а) и перемещения ванны (б): 1 — статор; 2 — обмотка



с окислительным и восстановительным периодами. Устройство обычно включают во время восстановительного периода и при сливе шлака. Перемешивание ускоряет выравнивание состава и температуры металла, раскисление, десульфурацию и удаление неметаллических включений, облегчает скачивание шлака.

Под днищем печи, выполненным из немагнитной стали, устанавливают (см. рис. 134) вытянутый сердечник (статор), изогнутый по форме днища, с двумя обмотками. Обмотки статора питаются двухфазным током низкой частоты (0,5—2 Гц) с углом сдвига фаз 90° , что создает в металле бегущее магнитное поле. Взаимодействие перемещающегося магнитного потока с наводимыми им в металле вихревыми токами вызывает перемещение нижних слоев металла в определенном направлении, верхние слои металла начинают при этом перемещаться в противоположном направлении. Изменение направления движения металла достигают переключением полюсов одной из обмоток. Расход электроэнергии на электромагнитное перемешивание составляет 5—20 кВт · ч/т.

5 2. ЭЛЕКТРИЧЕСКИЙ РЕЖИМ

Электрическая дуга является основным источником тепла в дуговой сталеплавильной печи. Электрическая дуга или дуговой электрический разряд в газовой среде — это поток электронов и ионов между анодом и катодом. При приложении к последним напряжения достаточной величины происходит эмиссия электронов с катода которые, соударяясь с молекулами газа в межэлектродном пространстве, вызывают их ионизацию; при этом положительно заряженные частицы движутся к катоду, а электроны к аноду, создавая дугу. Движущиеся к аноду электроны бомбардируют его, в результате

чего кинетическая энергия электронов превращается в тепловую и световую, аналогичный процесс идет на катоде, бомбардируемом положительно заряженными частицами; температура бомбардируемого пятна анода составляет 3600–4000 °С, катода 3200–3600 °С, а температура столба дуги достигает 6000 °С.

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

Мощность печного трансформатора и дуги. Как уже отмечалось (п. 5, § 1), в течение многих лет дуговые печи, работавшие по традиционной технологии с окислительным и восстановительным периодами, оснащали трансформаторами с невысокой удельной мощностью (от 130 до 200–400 кВ · А/т). В последние 10–15 лет, как правило, сооружают печи с высокомоощными трансформаторами (600–900 кВ · А/т). Требуемую мощность трансформатора определяют расчетом, задаваясь длительностью периода расплавления шихты, которую принимают в пределах 1,0–1,2 ч. Связь между этими параметрами следующая:

$$T \cdot \cos \varphi < p \cdot t_{\text{эл}} \cdot K'$$

где S — номинальная мощность трансформатора, кВ · А; T — масса металлической завалки, т; Q — удельный расход электроэнергии за период плавления (расплавление шихты и нагрев металла и шлака до ~ 1550 °С), кВт · ч/т; t — длительность расплавления, ч; $\cos \varphi$ — коэффициент мощности печной установки; $t_{\text{эл}}$ — электрический к.п.д. установки; K — коэффициент, учитывающий колебания электрического режима из-за неустойчивости горения электрических дуг ($K \ll 0,85$).

Величина Q на высокомоощных печах составляет 400–430 кВт · ч/т, на печах с трансформаторами невысокой мощности 450–480 кВт · ч/т. Значение $t_{\text{эл}}$ изменяется в пределах 0,95–0,8 и определяется величиной электрических потерь в короткой сети, снижаясь при росте этих потерь; $\cos \varphi$ изменяется в пределах от 0,9 до 0,7–0,6, его снижение означает ухудшение использования отбираемой трансформатором из сети электроэнергии (снижение активной подводимой в печь мощности p_a).

Подводимая от трансформатора в печь мощность (активная мощность p_a) определяется по известному для трехфазной

цепи соотношению: $p_a = \frac{3UI \cos \varphi}{\sqrt{3}}$, где U —

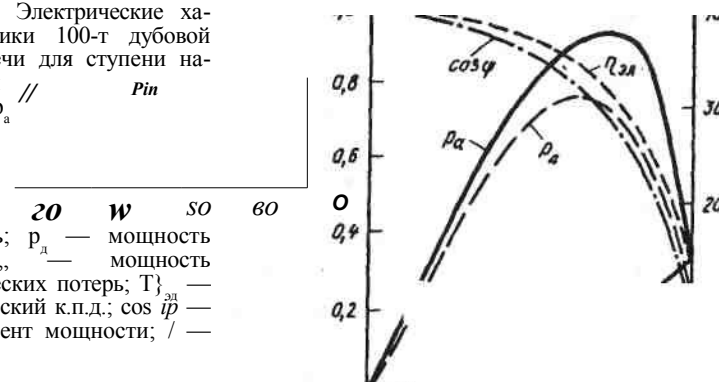
величина вторичного напряжения печного трансформатора, В; I — сила тока в короткой сети (сила тока дуги), А. Полезная мощность (суммарная мощность дуг) p_d меньше p_a и равна: $P_d = P_a \eta_{\text{д}}$. Таким образом, мощность дуг в основном определяется величиной питающего напряжения и силой тока дуги, а также значениями $\cos \varphi$ и $\eta_{\text{д}}$. Характер зависимости между этими величинами при постоянном значении вторичного напряжения трансформатора показан на рис. 135.

Регулирование подводимой в печь мощности и мощности дуг осуществляют двумя способами: путем переключения ступеней вторичного напряжения печного трансформатора (в пределах от 110 до 600–900 В) и изменением силы тока дуги I . Регулирование I основано на следующей закономерности: при неизменном вторичном напряжении величина I зависит от

$\cos \varphi$ и $\eta_{\text{д}}$

Рис. 135. Электрические характеристики 100-т дубовой электропечи для ступени напряжения 486 В: p_a — активная

мощность; p_d — мощность дуг; $p_{\text{эл}}$ — мощность электрических потерь; $T_{\text{эл}}$ — электрический к.п.д.; $\cos \varphi$ — коэффициент мощности; I — сила тока



чего кинетическая энергия электронов превращается в тепловую и световую, аналогичный процесс идет на катоде, бомбардируемом положительно заряженными частицами; температура бомбардируемого пятна анода составляет 3600–4000 °С, катода 3200–3600 °С, а температура столба дуги достигает 6000 °С.

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

Мощность печного трансформатора и дуги. Как уже отмечалось (п. 5, § 1), в течение многих лет дуговые печи, работавшие по традиционной технологии с окислительным и восстановительным периодами, оснащали трансформаторами с невысокой удельной мощностью (от 130 до 200–400 кВ · А/т). В последние 10–15 лет, как правило, сооружают печи с высокомошными трансформаторами (600–900 кВ · А/т). Требуемую мощность трансформатора определяют расчетом, задавая длительностью периода расплавления шихты, которую принимают в пределах 1,0–1,2 ч. Связь между этими параметрами следующая:

$$T \cdot \cos \varphi \cdot p_{\text{эл}} \cdot K'$$

где S — номинальная мощность трансформатора, кВ · А; T — масса металлической завадки, т; Q — удельный расход электроэнергии за период плавления (расплавление шихты и нагрев металла и шлака до ~ 1550 °С), кВт · ч/т; t — длительность расплавления, ч; $\cos \varphi$ — коэффициент мощности печной установки; $\eta_{\text{эл}}$ — электрический к.п.д. установки; K — коэффициент, учитывающий колебания электрического режима из-за неустойчивости горения электрических дуг ($K \approx 0,85$).

442

Величина Q на высокомошных печах составляет 400–430 кВт · ч/т, на печах с трансформаторами невысокой мощности 450–480 кВт · ч/т. Значение $\eta_{\text{эл}}$ изменяется в пределах 0,95–0,8 и определяется величиной электрических потерь в короткой сети, снижаясь при росте этих потерь; $\cos \varphi$ изменяется в пределах от 0,9 до 0,7–0,6, его снижение означает ухудшение использования отбираемой трансформатором из сети электроэнергии (снижение активной подводимой в печь мощности p_a).

Подводимая от трансформатора в печь мощность (активная мощность p_a) определяется по известному для трехфазной

цепи соотношению:
$$P_a = \sqrt{3} U I \cos \varphi$$
 где U — величина

вторичного напряжения печного трансформатора, В; I — сила тока в короткой сети (сила тока дуги), А. Полезная мощность (суммарная мощность дуг) p_d меньше p_a и равна: $P_d = P_a \eta_{\text{эл}}$. Таким образом, мощность дуг в основном определяется величиной питающего напряжения и силой тока дуги, а также значениями $\cos \varphi$ и $\eta_{\text{эл}}$. Характер зависимости между этими величинами при постоянном значении вторичного напряжения трансформатора показан на рис. 135.

Регулирование подводимой в печь мощности и мощности дуг осуществляют двумя способами: путем переключения ступеней вторичного напряжения печного трансформатора (в пределах от 110 до 600–900 В) и изменением силы тока дуги I . Регулирование I основано на следующей закономерности: при неизменном вторичном напряжении величина I зависит от

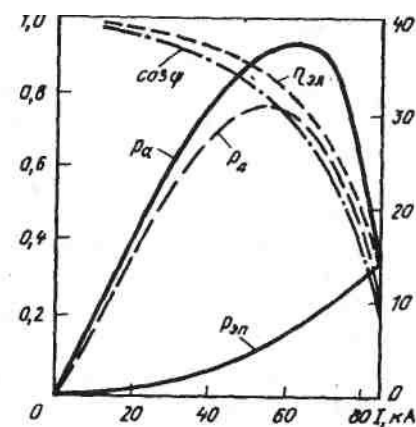


Рис. 135. Электрические характеристики 100-т дубовой электропечи для ступени напряжения 486 В: p_a — активная мощность; p_d — мощность дуг; $p_{\text{эл}}$ — мощность электрических потерь; $T/д$ — электрический к.п.д.; $\cos \varphi$ — коэффициент мощности; I — сила тока

$\cos \varphi$ и I ,

443
р.мвт

активного и реактивного сопротивлений короткой сети (на данной печи относительно постоянных) и от сопротивления воздушного промежутка между электродом и металлом. Изменяя величину последнего, т.е. длину дуги, достигают изменения $\cos \varphi$ (при увеличении дугового промежутка его сопротивление возрастает и поэтому $\cos \varphi$ уменьшается и наоборот).

Для каждой ступени вторичного напряжения находят оптимальные значения $\cos \varphi$, для чего строят полученные на основании расчетов графики, аналогичные показанному на рис. 135. Величину $\cos \varphi$ и соответственно длину дуги выбирают, стараясь обеспечить высокую мощность дуги при возможно больших значениях $m_{эл}$ и $\cos \varphi$. Учитывают также то, что в период плавления, когда излучение дуг передается окружающему их лому, желательно работать с длинными дугами, т.е. при увеличенной их излучательной поверхности, а при жидкой ванне — на более коротких дугах с тем, чтобы уменьшить облучение стен и свода печи. Выбранный оптимальный режим на каждой ступени напряжения поддерживают с помощью автоматических регуляторов мощности дуг.

Электрический режим печей, работающих по традиционной технологии, основывается на том, что по потреблению электроэнергии процесс плавки делится на два этапа: первый включает период расплавления, в течение которого расходуется $\sim 2/3$ общего количества электроэнергии (430—480 кВт · ч/т), второй — окислительный и восстановительный периоды, когда после расплавления металла потребность в подводимой мощности резко снижается. Во время окислительного периода подводимая мощность должна обеспечить нагрев металла до температуры выпуска и компенсацию тепловых потерь, а в восстановительный период преимущественно поддержание температуры металла на необходимом уровне и компенсацию тепловых потерь. Соответственно в период плавления работают на высших ступенях напряжения трансформатора и относительно длинных дугах, что обеспечивает высокую подводимую мощность и хорошую излучательную способность дуг, в окислительный период — на средних ступенях напряжения и в восстановительный период — на низших ступенях и укороченных дугах, что снижает подводимую мощность и уменьшает излучение на футеровку печи.

На высокомоощных печах технология плавки включает период плавления и короткий окислительный период, проводимый

с нагревом жидкого металла. Значительную часть периода плавления, когда излучение дуг поглощается стальным ломом, экранирующим стены печи, работают на высших ступенях напряжения и длинных дугах (при относительно небольших токах), что обеспечивает хорошую излучательную способность мощных дуг при высоких значениях $\cos \varphi$ ($\sim 0,9$). После формирования жидкой ванны, чтобы уменьшить облучение стен печи переходят на работу с короткими при больших токах и напряжении высокомоощными дугами. Такие дуги в значительной мере заглублены в ванну, что увеличивает передачу тепла жидкому металлу, но из-за больших токов сильно снижается $\cos \varphi$ (до 0,7—0,6). Чтобы повысить экономичность электрического режима разработана технология работы с "пенистыми" шлаками: во время плавления и окислительного периода на шлак загружают порции мелкого кокса, это вызывает вспенивание шлака пузырями CO, образующимися при окислении углерода кокса. Электрические дуги оказываются погруженными во вспененный шлак, что позволяет несколько увеличить длину дуг, уменьшив силу тока; при этом $\cos \varphi$ возрастает до 0,8—0,85. По такому режиму работают большинство высокомоощных печей.

§ 3. ВЫПЛАВКА СТАЛИ В ОСНОВНЫХ ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

1. Шихтовые материалы электроплавки

Основной составляющей шихты (75-100 %) электроплавки является стальной лом. Лом не должен содержать цветных металлов и должен иметь минимальное количество никеля и меди; желательно, чтобы содержание фосфора в ломе не превышало 0,05 %. При более высоком содержании фосфора продолжительность плавки возрастает. Лом не должен быть сильно окисленным (ржавым). Ржавчина — гидрат оксида железа, с ней вносится в металл много водорода. Лом должен быть тяжеловесным, чтобы обеспечивалась загрузка шихты в один прием (одной корзиной). При легковесном ломе после частичного расплавления первой порции шихты приходится вновь открывать печь и подсаживать шихту, что увеличивает продолжительность плавки.

В последние годы расширяется применение металлизированных окатышей и губчатого железа — продуктов прямого вос-

становления обогащенных железных руд. Они содержат 85—93% Fe, основными примесями являются оксиды железа, SiO_2 и Al_2O_3 .

Отличительная особенность этого сырья — наличие углерода от 0,2-0,5 до 2 % и очень низкое содержание серы, фосфора, никеля, меди и других примесей, обычно имеющих в стальном ломе. Это позволяет выплавлять сталь, отличающуюся повышенной чистотой от примесей.

Переплавление отходов легированных сталей позволяет экономить дорогие ферросплавы. Поэтому эти отходы собирают и хранят рассортированными по химическому составу в отдельных закромах. Их используют при выплавке сталей, содержащих те же легирующие элементы, что и отходы.

Для повышения содержания углерода в шихте используют чугун, кокс и электродный бой.

Основное требование к чугуну — минимальное содержание фосфора; с тем, чтобы не вносить много фосфора в шихту малых (< 40 т) печей вводят не более 10 % чугуна, а в большегрузных не более 25 %.

В качестве шлакообразующих в основных печах применяют известь, известняк, плавленый шпат, боксит, шамотный бой; в кислых печах — кварцевый песок, шамотный бой, известь.

В качестве окислителей используют железную руду, прокатную окалину, агломерат, железорудные окатыши, газообразный кислород.

К шлакообразующим и окислителям предъявляются те же требования, что и при других сталеплавильных процессах. В частности, известь должна содержать более 90 % CaO , менее 2 % SiO_2 , менее 0,1 % S и быть свежееобожженной, чтобы не вносить в металл водород. Железная руда должна содержать менее 8% SiO_2 , поскольку он понижает основность шлака, менее 0,05 % S и менее 0,2 % P; желателен руду с размером кусков 40—100 мм, поскольку такие куски легко проходят через слой шлака и непосредственно реагируют с металлом.

В плавленом шпате, применяемом для разжижения шлака, содержание CaF_2 должно превышать 85 %.

В электросталеплавильном производстве для легирования и раскисления применяются практически все известные ферросплавы и легирующие.

2. Традиционная технология с восстановительным периодом

Технология плавки с окислительным и восстановительным периодами или традиционная технология применяется в течение десятилетий на печах вместимостью ≈ 40 т для выплавки высококачественных легированных сталей. Эту технологию называют также *двухшлаковой*, а процесс плавки — *двухшлаковым*, поскольку по ходу плавки вначале (периоды плавления и окислительный) в печи наводят окислительный шлак, то есть содержащий много оксидов железа, а затем его сливают и в восстановительном периоде наводят новый (второй) шлак, не содержащий оксидов железа. До недавнего времени (до широкого внедрения процессов внепечной обработки) плавка в электродуговых печах по этой технологии была единственным способом получения легированных высококачественных сталей и такие стали назывались сталями "электрочного сортамента". Высокое качество металла обеспечивалось за счет того, что в окислительном периоде создавались условия для удаления до очень низких содержа-

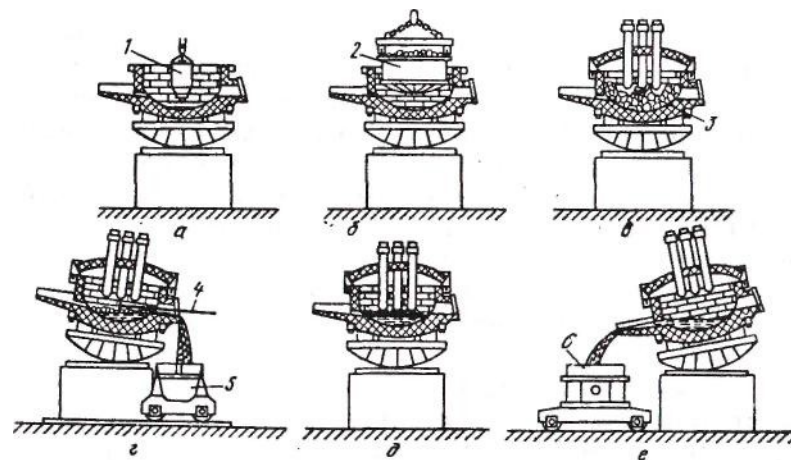


Рис. 136. Технологические операции электроплавки:
а — заправка; б — загрузка шихты; в — плавление; г — скачивание шлака; д — печь после расплавления шихты; е — выпуск стали; 1 — заправочная машина; 2 — загрузочная корзина; 3 — стальной лом; 4 — гребок для скачивания шлака; 5 — шлаковый ковш (чаша); 6 — сталеразливочный ковш

ний фосфора и для дегазации металла (удаления растворенных водорода и азота за счет кипения ванны), а в восстановительном периоде — условия для получения низких содержаний кислорода и серы и соответственно оксидных и сульфидных неметаллических включений, а также для ввода в металл легирующих добавок без их значительного угара.

Плавка состоит из периодов: 1) заправка печи; 2) загрузка шихты; 3) плавление; 4) окислительный период; 5) восстановительный период; 6) выпуск стали. На рис. 136 показан ряд выполняемых в процессе плавки операций.

Заправка заключается в том, что после выпуска плавки на поврежденные участки набивки пода или на всю ее поверхность забрасывают магнезитовый порошок (иногда порошок с добавкой пека или смолы), что позволяет поддерживать постоянной толщину изнашивающегося слоя набивки. Заправку ведут вручную и с помощью различных заправочных машин. Одна из них состоит из бункера, под которым имеется горизонтально расположенный вращающийся диск; машину опускают (см. рис. 136, а) сверху в открытую печь и высыпавшийся из бункера порошок разбрасывается диском по окружности. Длительность заправки 10—20 мин.

Загрузка шихты. При выплавке стали в малых и средних печах шихта на 90—100 % состоит из стального лома. Для повышения содержания углерода в шихту вводят чугун (< 10 %), а также электродный бой или кокс. Общее их количество должно быть таким, чтобы содержание углерода в шихте превышало нижний предел его содержания в готовой стали на 0,3 % при выплавке высокоуглеродистых сталей, на 0,3—0,4 % при выплавке среднеуглеродистых и на 0,5 % для низкоуглеродистых. Этот предел несколько снижается при росте емкости печи. Чтобы совместить удаление части фосфора с плавлением шихты в завалку рекомендуется давать 2—3 % извести.

Загрузку шихты ведут с помощью корзины (бадьи). Ее вводят (см. рис. 136, б) в открытую печь сверху и, раскрывая дно, высыпав шихту на подину печи. Загрузку всей шихты производят одной, а иногда двумя корзинами. Длительность загрузки одной корзины равна ~ 5 мин. В корзины шихту укладывают в следующей последовательности: на дно кладут часть мелочи, чтобы защитить подину от ударов тяжелых кусков лома, затем в центре укладывают крупный

лом, а по периферии средний и сверху — оставшийся мелкий лом. Для уменьшения угара кокс и электродный бой кладут под слой крупного лома.

Плавление. После окончания завалки электроды опускают почти до касания с шихтой и включают ток. Под действием высокой температуры дуг шихта под электродами плавится, жидкий металл стекает вниз, накапливаясь в центральной части подины. Электроды постепенно опускаются, проплавляя в шихте "колодцы" (рис. 136, в и рис. 137, б) и достигая крайнего нижнего положения. В дальнейшем по мере увеличения количества жидкого металла электроды поднимаются, так как автоматические регуляторы поддерживают длину дуги постоянной.

Плавление ведут при максимальной мощности трансформатора. На печах вместимостью 25 т и более для ускорения плавления осуществляют вращение ванны. Когда электроды проплавят в шихте три "колодца", свод и электроды приподнимают, печь поворачивают сначала в одну сторону на 40°, проплавляют колодцы в новых местах, а затем поворачивают печь в другую сторону на 80°. Таким образом проплавляют девять колодцев.

В период плавления необходимо обеспечить раннее образование шлака, предохраняющего металл от насыщения газами и науглероживания электродами. С этой целью, если в завалку не давали известь, в проплавляемые электродами колодцы несколькими порциями присаживают известь (1—3 % от массы металла).

Во время плавления происходит окисление составляющих шихты, формируется шлак, происходит частичное удаление в шлак фосфора и серы. Окисление идет за счет кислорода воздуха, окислы и ржавчины, внесенных металлической шихтой. За время плавления полностью окисляется кремний, 40—60 % марганца, частично окисляется углерод и железо. В

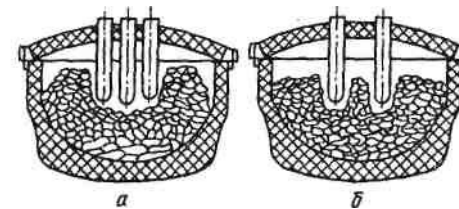


Рис. 137. Характер плавления шихты в высокоомной печи (а) и в печи с невысокоомным трансформатором (б)

формировании шлака наряду с продуктами окисления (SiO_2 , MnO , FeO) принимает участие оксид кальция извести. Шлак к концу периода плавления имеет примерно следующий состав, %: 35-40 CaO ; 15-25 SiO_2 ; 8-15 MgO ; 5-20 FeO ; 5-10 MnO ; 3—7 Al_2O_3 ; 0,5—1,2 P_2O_5 . В зоне электрических дуг за время плавления испаряется от 3 до 6 % металла, преимущественно железа.

Для ускорения плавления иногда применяют газокислородные горелки, вводимые в рабочее пространство через свод или стенки печи. За счет тепла, выделяющегося от сжигания газа, сокращается длительность плавления и расход электроэнергии (на 10-15%). С этой же целью часто применяют продувку кислородом, вводимым в жидкий металл после расплавления 3/4 шихты с помощью фурмы или стальных футерованных трубок. Окисление железа, а также марганца, кремния и других примесей металла газообразным кислородом протекает с выделением значительного количества тепла, которое ускоряет расплавление лома. При расходе кислорода 4—6 $\text{м}^3/\text{т}$ длительность плавления сокращается на 10—20 мин.

Продолжительность периода плавления определяется в первую очередь мощностью трансформатора и составляет от 1,2 до 3,0 ч. Расход электроэнергии за время плавления составляет 430—480 $\text{кВт} \cdot \text{ч}/\text{т}$.

Окислительный период. Задачи окислительного периода плавки: а) уменьшить содержание в металле фосфора до 0,01—0,015 %; б) уменьшить содержание в металле водорода и азота; в) нагреть металл до температуры, близкой к температуре выпуска (на 120-130 °С выше температуры ликвидуса); г) окислить углерод до нижнего предела его требуемого содержания в выплавляемой стали. Особо важную роль в этом периоде играет процесс окисления углерода, поскольку с образующимися при этом пузырями CO удаляются растворенные в металле водород и азот, и пузыри вызывают перемешивание ванны, ускоряющее нагрев металла и удаление в шлак фосфора.

Окисление примесей ведут, используя либо железную руду (окалину), либо газообразный кислород.

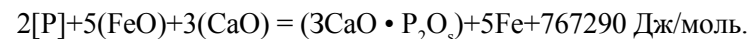
Окислительный период начинается с того, что из печи сливают 65—75 % шлака, образовавшегося в период плавления. Шлак сливают не выключая ток, наклонив печь в сторону рабочего окна на 10-12° (см. рис. 136, з). Слив шлака

производят для того, чтобы удалить из печи перешедший в шлак фосфор. Удалив шлак, в печь присаживают шлакообразующие: 1—1,5 % извести и при необходимости 0,15—0,25 % плавикового шпата, шамотного боя или боксита.

После сформирования жидкоподвижного шлака в ванну в течение всего окислительного периода вводят порциями железную руду с известью либо ведут продувку кислородом; печь для слива шлака в течение периода наклонена в сторону рабочего окна. Присадка руды или продувка кислородом вызывает интенсивное окисление углерода с выделением пузырей CO , вспенивающими шлак, в результате чего он стекает из печи через порог рабочего окна.

Общий расход руды составляет 3-6,5 % от массы металла. С тем, чтобы предотвратить сильное охлаждение металла, единовременная порция руды не должна быть более 0,5—1 %. Газообразный кислород вводят в металл по футерованным железным трубкам через рабочее окно или с помощью водоохлаждаемой фурмы через отверстие в своде печи. При этом трубки должны быть погружены в металл на глубину 150-200 мм. Скорость обезуглероживания газообразным кислородом в 3-5 раз больше, чем железной рудой, что дает возможность сократить продолжительность окислительного периода на 20-30 мин. Общая длительность продувки ванны составляет 10-20 мин, расход кислорода 3-15 $\text{м}^3/\text{стали}$. Наряду с углеродом окисляется марганец; всего за время плавления и окислительного периода окисляется 60—70% Мп, содержащегося в шихте.

В течение всего окислительного периода идет дефосфорация металла по реакции:



Для успешного протекания реакции необходимы высокие основность шлака и концентрация оксидов железа в нем, а также пониженная температура. Эти условия создаются при совместном введении в печь извести и руды. Полнота дефосфорации повышается в результате перемешивания шлака и металла при кипении и вследствие непрерывного обновления шлака (слив шлака и периодические добавки новых порций шлакообразующих). Коэффициент распределения фосфора между шлаком и металлом $(\text{P}_2\text{O}_5)/[\text{P}]$ изменяется в пределах 50—100, обычно возрастаая при росте основности и окисленности шлака.

Из-за высокого содержания оксидов железа в шлаках окислительного периода условия для протекания реакции десульфурации являются неблагоприятными, и десульфурация получает ограниченное развитие. Коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $(S)/[S]$ равен 3—5, а всего за время плавания и окислительного периода в шлак удаляется до 30 % серы, содержащейся в шихте.

При кипении вместе с пузырьками CO из металла удаляются водород и азот. Этот процесс имеет большое значение для повышения качества электростали, поскольку в электропечи в зоне электрических дуг идет интенсивное насыщение металла азотом и водородом. Это насыщение ускоряется в результате диссоциации молекул азота и водорода в зоне дуг, имеющих температуру свыше 4000 °C. В связи с этим электросталь обычно содержит азота больше, чем мартеновская и кислородно-конвертерная сталь.

Кипение и перемешивание обеспечивают также ускорение выравнивания температуры металла и его нагрев. За время окислительного периода необходимо окислить углерода не менее 0,2—0,3 % при выплавке высокоуглеродистой стали (содержащей > 0,6 % C) и 0,3—0,4 % при выплавке средне- и низкоуглеродистой стали (нижний предел указанных значений относится к большегрузным печам).

Шлак в конце окислительного периода имеет примерно следующий состав, %: 35-50 CaO; 10-20 SiO₂; 4-12 MnO; 6-15 MgO; 3-7 Al₂O₃; 6-30 FeO; 2-6 Fe₂O₃; 0,4-1,5 P₂O₅. Содержание оксидов железа в шлаке зависит от содержания углерода в выплавляемой марке стали; верхний предел характерен для низкоуглеродистых сталей, нижний — для высокоуглеродистых.

Окислительный период заканчивается тогда, когда углерод окислен до нижнего предела его содержания в выплавляемой марке стали, а содержание фосфора снижено до 0,010—0,015 %. Период заканчивают сливом окислительного шлака, который производят путем наклона печи в сторону рабочего окна, а также вручную с помощью деревянных гребков, насаженных на длинные железные прутки. Полное скачивание окислительного шлака необходимо, чтобы содержащийся в нем фосфор не перешел обратно в металл во время восстановительного периода. Окислительный период длится от 30 до 90 мин.

452

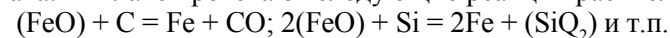
Восстановительный период. Задачами периода являются: л) раскисление металла; б) удаление серы; в) доведение химического состава стали до заданного; г) корректировка температуры. Задачи решаются параллельно в течение всего восстановительного периода; раскисление металла производят одновременно осаждающим и диффузионным методами.

После удаления окислительного шлака в печь присаживают ферромарганец в количестве, необходимом для обеспечения содержания марганца в металле на его нижнем пределе для выплавляемой стали, а также ферросилиций из расчета введения в металл 0,10—0,15 % кремния и алюминий в количестве 0,03—0,1 %. Эти добавки вводят для обеспечения осаждающего раскисления металла.

Далее наводят шлак, вводя в печь известь, плавиковый шпат и шамотный бой в соотношении 5:1:1 в количестве 2-4 % от массы металла. Через 10—15 мин шлаковая смесь расплавляется, и после образования жидкоподвижного шлака приступают к диффузионному раскислению ванны. Периодически, через 10—12 мин, в печь вводят порции раскислительной смеси из извести, плавикового шпата и раскислителя. Первые 15—20 мин в качестве раскислителя в этой смеси используют молотый кокс (углерод), далее вместо него молотый ферросилиций; иногда допускается дача порций чистого кокса или ферросилиция. На некоторых марках стали в конце восстановительного периода в состав раскислительной смеси вводят более сильные раскислители — молотый силико-кальций и порошкообразный алюминий.

Обычно расход кокса на раскисление под белым шлаком составляет 1—2 кг/т металла. Расход ферросилиция определяют с учетом того, что около 50 % кремния переходит в металл; в течение восстановительного периода содержание кремния в металле за счет присадок на шлак порошкообразного ферросилиция доводят до 0,25—0,35 % (что соответствует его содержанию в легированных кремнием сталях).

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

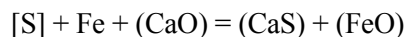


В результате содержание FeO в шлаке уменьшается и в соответствии с законом распределения $(\text{FeO})/[\text{FeO}] = \text{const}$ кислород (в виде FeO) начинает путем диффузии переходить из металла в шлак (диффузионное раскисление). Преимущество диффузионного раскисления заключается в том, что поскольку реакции раскисления идут в шлаке, выплавляемая сталь не загрязняется продуктами раскисления — образующимися оксидами, т.е. будет содержать меньше оксидных неметаллических включений.

По мере диффузионного раскисления постепенно уменьшается содержание FeO в шлаке и пробы застывшего шлака светлеют, а затем становятся почти белыми. Белый цвет шлака характеризует низкое содержание в нем FeO. При охлаждении такой шлак рассыпается в порошок.

Белый шлак конца восстановительного периода имеет следующий состав, %: 53-60 CaO; 15-25 SiO₂; 7-15 MgO; 5-8 Al₂O₃; 5-10 CaF₂; 0,8-1,5 CaS; < 0,5 FeO; < 0,5 MnO.

Во время восстановительного периода успешно идет десульфурация, что объясняется высокой основностью шлака ($\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 2,7-3,3$) и низким (< 0,5 %) содержанием в нем FeO, обеспечивающими сдвиг равновесия реакции десульфурации



вправо (в сторону более полного перехода серы в шлак). Коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $(\text{S})/[\text{S}]$ составляет 20-60.

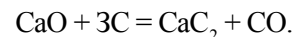
В конце восстановительного периода, когда шлак и металл раскислены, проводят легирование металла элементами, имеющими значительное химическое сродство к кислороду (подробнее см. ниже).

Для улучшения перемешивания шлака и металла и интенсификации медленно идущих процессов перехода в шлак серы* кислорода и неметаллических включений в восстановительный период рекомендуется применять электромагнитное перемешивание металла.

Длительность восстановительного периода составляет 40-100 мин. За 10-20 мин до выпуска проводят, если это необходимо, корректировку содержания кремния в металле, вводя в печь кусковой ферросилиций. Для конечного раскисления за 2—3 мин до выпуска в металл присаживают

0,4—1,0 кг алюминия на 1 т стали, расход алюминия в этих пределах возрастает при снижении содержания углерода в выплавляемой стали. Выпуск стали из печи в ковш производят совместно со шлаком. Интенсивное перемешивание металла со шлаком в ковше обеспечивает дополнительное рафинирование — из металла в белый шлак переходят сера и неметаллические включения. По ходу плавки в экспресс-лаборатории контролируют изменение состава металла и шлака, измеряют температуру металла термомпарами погружения.

Иногда восстановительный период проводят не под белым, а под карбидным шлаком, который отличается от белого наличием карбида кальция (CaC_2) и более высокой основностью. При этом наведенный в начале восстановительного периода шлак раскисляют повышенным количеством кокса (2—3 кг/т), после чего печь герметизируют. При таких условиях в зоне электрических дуг идет реакция



Образующийся карбид кальция является энергичным раскислителем, и наличие его в шлаке обеспечивает более полное, чем под белым шлаком, раскисление и десульфурацию. Выдержка под карбидным шлаком, который содержит 1,5—2,5 % CaC_2 , составляет 30-40 мин. Карбид кальция хорошо смачивает металл, поэтому при выпуске плавки в ковш под карбидным шлаком, металл загрязняется мелкими частичками шлака. Для предотвращения этого карбидный шлак за 20-30 мин до выпуска переводят в белый. Для этого в печь открывают доступ воздуху, открывая рабочее окно. Кислород воздуха окисляет карбид кальция с образованием CaO и CO, в результате чего карбидный шлак превращается в белый.

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

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

Вольфрам обладает большим сродством к кислороду, чем железо, он может окисляться и его обычно вводят в начале восстановительного периода. Особенность легирования вольфрамом заключается в том, что из-за высокой температуры плавления ферровольфрама (~2000°C) он растворяется медленно и для корректировки содержания вольфрама в металле ферровольфрам можно присаживать в ванну не позднее, чем за 30 мин до выпуска.

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

3. Выплавка стали методом переплава

На металлургическом заводе отходы легированной стали, разливаемой в изложницы, достигают 25—40 %. По мере накопления из этих отходов выплавляют сталь методом переплава. Плавку ведут без окисления (без окислительного периода) или с непродолжительной продувкой кислородом, что позволяет сохранить значительную часть содержащихся в отходах ценных легирующих элементов.

При плавке без окисления углерод и фосфор не окисляются, поэтому содержание фосфора в шихте не должно быть выше его допустимых пределов в готовой стали, а содержание углерода на 0,05—0,1 % ниже, чем в готовой стали, в связи с науглероживанием металла электродами. Допустимое количество остальных элементов в шихте определяют с учетом состава выплавляемой стали и того, что в период плавления они угорают в следующем количестве:

Элементы	Al	Ti	Si	V	Mn	Cr	W
Величина утара, %	100	80-90	40-60	15-2S	15-25	10-15	5-15

В шихту помимо легированных отходов вводят мягкое железо — шихтовую заготовку с низким содержанием углерода и фосфора и, при необходимости, феррохром и ферровольфрам.

Загрузку и плавление шихты производят как при обычной плавке; в период плавления загружают 1—1,5% извести или известняка. После расплавления шлак как правило не скачи-

вают, сразу приступая к проведению восстановительного периода. При этом раскисление, десульфурацию и легирование металла производят обычным способом. При диффузионном раскислении из шлака восстанавливаются хром, вольфрам и ванадий. Если после расплавления шлак получился густым из-за высокого содержания оксида магния, его скачивают и наводят новый.

При выплавке методом переплава сокращается расход ферросплавов, на 10—30 % возрастает производительность печи, на 10—20 % сокращается расход электроэнергии и электродов.

На плавках с продувкой кислородом угар элементов выше, но кратковременное кипение обеспечивает снижение содержания водорода и азота. Шихту подбирают так, чтобы содержание углерода было на 0,1-0,25 % выше заданного содержания в стали. Продувку ведут после расплавления шихты, окисляя избыточный углерод. После окончания продувки шлак скачивают. Если в шихте содержались хром, вольфрам и ванадий, шлак перед скачиванием раскисляют, восстанавливая эти элементы. Далее наводят новый шлак и проводят восстановительный период как на обычной плавке.

4. Разновидности технологии плавки и большегрузных печей

Описанная выше традиционная технология электроплавки с длительным (до 1,5 ч) восстановительным периодом применялась в течение десятилетий и до сих пор остается основной технологией, по которой выплавляют стали сложного электропечного сортамента в печах емкостью 5—40 т. В этой технологии высокое качество стали обеспечивалось в первую очередь за счет формирования во время восстановительного периода шлака с очень низким (< 0,5 %) содержанием оксидов железа и длительной выдержки под этим шлаком, необходимой для протекания медленно идущих процессов раскисления, десульфурации и удаления неметаллических включений.

Однако опыт эксплуатации сооружаемых в последние годы большегрузных (80—300 т) печей показал, что применение традиционной технологии не обеспечивает получения в этих печах сталей электропечного сортамента высокого качества. Это объясняется рядом факторов.

Одним из них является то, что в большегрузных печах приходится использовать менее качественный стальной лом, который отличается легковесностью, загрязненностью ржавчиной и различными примесями, а также непостоянством упомянутых характеристик его качества. Это приводит к нестабильности протекания периода плавления и значительным колебаниям в количестве образующегося за время плавления шлака, его основности и окисленности, а также к значительным колебаниям в содержании углерода и фосфора в металле к моменту расплавления шихты. Это не позволяет иметь стабильную технологию окислительного периода: в частности, существенно возрастает расход окислителей, а в конце периода металл и шлак более окислены, чем в малых печах.

Другим важным фактором, определившим выбор технологии плавки в большегрузных печах, стала малая эффективность восстановительного периода, поскольку трудно и зачастую невозможно получить шлак с низким содержанием FeO даже при интенсивной его обработке порошкообразными раскислителями. Причины этого следующие: из большегрузных печей не удастся полностью удалить окислительный шлак, содержащий много FeO; такие печи оборудованы мощными устройствами для отсоса печных газов через свод, работа которых вызывает подсос воздуха в печь, препятствуя созданию в печи восстановительной атмосферы; за время плавления магнезитовая набивка пода поглощает много FeO, и этот оксид во время восстановительного периода будет переходить из пода в шлак.

Условия проведения восстановительного периода ухудшаются также в связи с тем, что в крупных печах заметно меньше поверхность контакта шлак—металл, которая должна быть достаточно большой для обеспечения медленно протекающих процессов диффузии серы и кислорода из металла в шлак. Из-за большой глубины ванны удельная поверхность контакта шлак—металл для печи емкостью 100 т составляет около $0,2 \text{ м}^2/\text{т}$, в то время как для 10-т печи — около $6 \text{ м}^2/\text{т}$.

Еще одной неблагоприятной особенностью работы большегрузных печей является то, что при увеличении выдержки жидкого металла в печи наблюдается усиленное растворение в шлаке футеровки; шлак в результате этого содержит повы-

шенное количество MgO и становится густым, малореакционноспособным. Это обстоятельство снижает эффективность рафинирования металла и заставляет снижать длительность восстановительного периода.

Перечисленные выше факторы привели к тому, что в большегрузных печах вынуждены были отказаться от традиционной технологии с проведением длительного восстановительного периода и диффузионного раскисления. За время эксплуатации таких печей, оборудованных невысокомощными (400-500 кВт ' А/т и менее), разработан ряд разновидностей упрощенной технологии плавки. Ниже описаны разновидности такой технологии, применяемые на отечественных заводах. Для всех этих технологий характерны следующие особенности начальной стадии плавки:

для обеспечения требуемого содержания углерода в металле и в связи с непостоянным его угаром в период расплавления в шихту вводят повышенное количество чугуна (до 30 % от массы шихты при выплавке углеродистых сталей);

с тем, чтобы совместить дефосфорацию с расплавлением и с целью сокращения периодов плавления и окислительного в завалку вводят железную руду или агломерат в количестве до 2 % от массы шихты и известь (до 4 %);

шихту загружают в два приема, в связи с тем, что весь легковесный лом обычно не помещается в загрузочной корзине; сначала загружают основную массу лома и после его частичного расплавления и оседания делают "подвалку" — корзиной загружают оставшуюся часть лома. *Одношлаковый процесс*

Технологию выплавки под одним шлаком без восстановительного периода применяют для выплавки сталей упрощенного ("мартеновского") сортамента. Обычно это углеродистые и низколегированные стали с легированием хромом, кремнием, марганцем, никелем.

В шихту в зависимости от требуемого содержания углерода в стали вводят до 25—30% чушкового чугуна. С тем, чтобы совместить дефосфорацию с расплавлением в завалку дают 2—4 % извести и до 1,5 % железной руды (агломерата, окатышей).

После расплавления шихты из печи самотеком удаляют максимальное количество шлака и начинают продувку ванны

кислородом, подаваемым через фурму, которую вводят в рабочее пространство печи через свод; при этом происходят окисление углерода и дефосфорация металла. При повышенном содержании фосфора в металле перед продувкой в печь загружают известь и плавиковый шпат. Продувку ведут до получения заданного содержания углерода в металле. После прекращения продувки в печь загружают силикомарганец или ферромарганец и при необходимости феррохром в количестве, обеспечивающем получение заданного содержания в стали марганца и хрома. Затем сталь выпускают в ковш, куда для получения требуемого содержания кремния и для раскисления вводят ферросилиций и алюминий. Чтобы предотвратить переход из шлака в металл оксидов железа и снизить угар кремния и марганца за счет их реагирования с оксидами железа шлака, выпуск организуют, стараясь исключить контакт металла со шлаком: печь наклоняют так, чтобы металл в течение первой трети длительности выпуска шел без шлака. Никель вследствие низкого сродства к кислороду при плавке не окисляется и его можно вводить в завалку.

Выплавка низколегированных кремнистых сталей. Описанная выше технология не обеспечивает стабильного получения заданного содержания кремния в сталях, легированных этим элементом, обладающим более высоким сродством к кислороду, чем марганец и хром. Угар кремния колеблется в широких пределах вследствие больших колебаний в окисленности шлаков после окончания продувки.

Поэтому при выплавке легированных кремнием сталей применяют технологию плавки с частичным раскислением шлака. Основные ее отличия от описанной выше заключаются в следующем. После окончания продувки в печь вводят ферромарганец для получения заданного содержания марганца в стали и немного 65 %-ного ферросилиция (до 2 кг на 1 т стали) для частичного раскисления металла и на шлак дают раскислительную смесь из извести, плавикового шпата и молотого кокса с расходом кокса 1—2 кг/т, что снижает окисленность шлака. После непродолжительной выдержки металл выпускают в ковш, куда для окончательного раскисления и легирования дают ферросилиций и алюминий.

Технология одношлакового процесса позволяет сократить длительность плавки, расход электроэнергии, огнеупоров и шлакообразующих.

Технология с обработкой металла на выпуске печным шлаком

Технология находит применение на отечественных большегрузных печах при отсутствии в электросталеплавильном цехе установок вщепочной обработки, которые могли бы обеспечить в ковше процессы рафинирования, раскисления и доведения состава металла до заданного. Эта технология предусматривает проведение короткого восстановительного периода (короткой доводки), в течение которого раскисляют шлак, что позволяет снизить угар вводимых в печь легирующих добавок, и затем слив из печи в ковш раскисленного шлака вместе с металлом с целью рафинирования металла от серы и оксидных неметаллических включений.

Загрузку шихты ведут двумя корзинами. В завалку вводят до 25—30 % чугуна, иногда с добавкой кокса, 2—3 % извести и до 1-1,5 % железной руды (агломерата, окатышей). В конце плавления и в окислительном периоде ведут продувку нанной кислородом, подаваемым через сводовую фурму. После получения требуемого для данной марки стали содержания углерода продувку заканчивают и сливают большую часть шлака окислительного периода (75—80 % шлака). Далее в печь загружают ферросилиций из расчета ввести в металл около 0,15 % кремния, ферромарганец, вводя заданное количество марганца, немного алюминия и, если необходимо, феррохром. Наводят новый шлак добавками извести, плавикового шпата и шамота (30; 2—3 и 3—7 кг/т соответственно). За время восстановительного периода, длящегося 20—40 мин, шлак раскисляют молотым коксом (2—3 кг/т) и молотым 75 %-ным ферросилицием (до 2 кг/т) и иногда порошкообразным алюминием. В середине Периода на основании результатов анализа отбираемых проб металла в печь вводят корректирующие добавки! ферросплавов.

За 5—10 мин до выпуска шлак разжижают добавкой плавикового шпата (~ 4 кг/т) так, чтобы содержание CaF_2 в шлаке было 10—15 %. Столь высокое содержание CaF_2 необходимо для обеспечения малой вязкости и высокой рафинирующей способности шлака. Перед выпуском шлак дополнительно раскисляют порошкообразным алюминием (0,8 кг/т); необходимо, чтобы конечный шлак содержал менее 1 % FeO и более 50 % оксида кальция при основности 2,7—3,4. При выпуске в ковш сначала сливают шлак, а затем металл, что обеспечивает их

интенсивное перемешивание, десульфурацию и удаление неметаллических включений. Алюминий для окончательного раскисления вводят в ковш.

Плавка с рафинированием и доводкой металла вне печи

Технология применяется для выплавки высококачественных легированных сталей в цехах, оборудованных установками внепечной обработки металла в ковше.

Она предусматривает получение в печи жидкого полупродукта с требуемыми температурой и содержанием углерода и фосфора и после выпуска этого полупродукта в ковш, получение в нем стали необходимого состава и свойств методами внепечной обработки.

В электропечи расплавляют стальной лом с добавкой чугуна и проводят окислительный период с продувкой ванны кислородом, обеспечивая дефосфорацию, обезуглероживание и нагрев металла до требуемой температуры.

Эти операции проводят так же, как и в двух предыдущих вариантах технологии плавки в большегрузных печах.

После окончания продувки кислородом металл выпускают в ковш, стараясь предотвратить попадание в него из печи окислительного шлака, содержащего оксиды железа и фосфор, которые в процессе внепечной обработки будут переходить из шлака в металл. Для создания в ковше шлакового покрова в него загружают известь с плавиковым шпатом. Далее ковш с металлом транспортируют на установку внепечной обработки.

Такие установки в разных цехах обеспечивают те или иные виды внепечной обработки (продувку аргоном с обеспечением при этом перемешивания металла, ввода в него раскислителей и легирующих и корректировки температуры металла; вакуумирование с выполнением тех же операций и дополнительным удалением из металла водорода и азота; продувку порошкообразными материалами с целью десульфурации, раскисления и удаления неметаллических включений и др. (подробнее см. гл. 7).

Как минимум на этих установках проводят раскисление, доведение состава металла до заданного (легирование), усреднение состава металла и корректировку температуры.

5. Плавка в высокомоощных водоохлаждаемых печах

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

Другими особенностями этой технологии являются:

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

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

работа во второй половине периода плавления и в окислительном периоде со вспененным (пенистым) шлаком, который покрывает электрические дуги и экранирует их, уменьшая облучение стен печи. Такой режим применяют поскольку при облучении открытыми дугами оплавляется футеровка нижней части стен, возрастают потери тепла с водой, охлаждающей стеновые панели, и снижается стойкость стеновых панелей; кроме того, работа с погруженными в шлак дугами улучшает усвоение энергии дуг ванной, ускоряя ее нагрев, а также позволяет повысить коэффициент мощности печной установки (см. § 2 настоящей главы);

выпуск металла из печи без шлака, что обеспечивается эркерным или сифонным выпускным устройством. Попадание в

ковш печного окислительного шлака недопустимо, так как из него в процессе внепечной обработки в металл будут переходить фосфор и кислород;

нагрев лома в период плавления топливокислородными горелками, вводимыми в печь через стены (иногда через свод или рабочее окно), что сокращает длительность плавления и расход электроэнергии. Длительность нагрева не превышает 15—20 мин, достигаемая экономия электроэнергии составляет 15–40 кВт • ч/т.

Ход плавки

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

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

Плавление ведут используя максимальную мощность печного трансформатора на высших ступенях его вторичного напряжения. В начале периода работают на длинных дугах, у которых велика излучательная поверхность; в это время вокруг электродов формируется общая плавильная зона (см.

рис. 137, а) и излучение дуг поглощается окружающим их ломом. После расплавления части лома и его оседания в связи с нежелательностью сильного облучения стен печи переходят на работу с более короткими дугами, погруженными в специально вспениваемый шлак. Пенистый шлак, экранирующий дуги, поддерживают путем загрузки на него через отверстие в своде печи измельченного (размер частиц 2–10 мм) кокса, который реагирует с оксидами железа шлака, и образующиеся при этом пузыри СО вспенивают шлак. Кокс подают непрерывно или порциями через 3—5 мин; вместе с коксом обычно вводят известь.

Для ускорения плавления применяют продувку кислородом и топливокислородные горелки. Кислород подают с помощью вводимой через рабочее окно стальной трубки на небольшую глубину в жидкий металл или на границу металл—шлак, начиная вдувание через 5—10 мин после включения печи. Газообразный кислород окисляет железо и другие элементы с выделением тепла, которое ускоряет нагрев жидкого металла и плавления лома. Топливокислородные горелки включают в начале плавления примерно на 10 мин после загрузки первой и Второй корзины, обогревая лом у стен печи между электродами.

Плавление длится около 1 ч; за время плавления угар металла в результате испарения у электрических дуг и окисления составляет 6—10%.

Окислительный период длится как правило не более 20—25 мин. За этот период, как показал опыт, в высокомошных печах достаточно окислить 0,1—0,2 % углерода. На некоторых заводах окислительный период начинают со слива через рабочее окно печи части шлака, на других этого не делают. В обоих случаях ведут обезуглероживание, продолжая, как и в период плавления, вдувание кислорода с помощью вводимых через рабочее окно трубок (иногда через сводовые фурмы). Общий расход кислорода за время плавления и окислительного периода составляет 10—25 м³/т. В течение всего периода работают со вспененным шлаком, для чего через отверстие в своде печи непрерывно или порциями загружают измельченный кокс с известью; общий расход кокса за плавление и окисление достигает 5—6 кг/т.

Иногда окислительный период ведут с обновлением шлака, наклонив печь в сторону рабочего окна, что обеспечивает

сход шлака через порог окна самотеком. Обновление шлака (его слив при подаче новых порций извести) повышает полноту удаления фосфора из металла, а также серы.

После достижения заданного содержания углерода металл через эркерное или сифонное устройство выпускают в ковш, оставляя в печи шлак и 10—15 % жидкого металла. В ковш для создания изолирующего шлакового покрова вводят известь, плакировый шпат и измельченный кокс; их примерное количество равно 10; 2 и 1 кг/т соответственно; зачастую в ковш вводят ферросплавы, основу которых составляют слабоокисляющиеся, т.е. с малым химическим сродством к кислороду, элементы (марганец, хром). Далее ковш транспортируют на установку внепечной обработки, где проводят рафинирование от тех или иных примесей (в зависимости от требований к качеству стали), раскисление и доведение состава и температуры до заданных. Современные электросталеплавильные цехи оборудуют установками типа "печь-ковш", обеспечивающих весь необходимый комплекс внепечной обработки и одновременный нагрев металла.

Совершенствование процесса

В последние годы при плавке в высокомошных печах с целью сокращения длительности плавки и стоимости стали внедряется много новшеств. Широко используются элементы технологии и устройства, позволяющие сочетать преимущества другой плавки и кислородно-конвертерного процесса. К их числу относятся:

- вдувание нейтральных газов через дно с целью улучшения перемешивания металла со шлаком, ускорения нагрева металла и удаления растворенных в нем газов. Газы вдувают через пористые блоки в поду, либо через газопроницаемую набивку пода (основные составляющие набивной массы: 77% MgO; 18,5% CaO; 3,5% Fe₂O₃);

- вдувание кислорода в металл сверху для ускорения обезуглероживания и улучшения перемешивания ванны (с помощью стальных расходоуемых трубок, вводимых через рабочее окно или через водоохлаждаемую фурму, вводимую через свод);

- вдувание кислорода в ванну снизу через донные фурмы с кольцевой защитной оболочкой из углеводородов (для ускорения обезуглероживания и улучшения перемешивания ванн);

- вдувание через донные фурмы в кольцевой защитной оболочке смеси кислорода с топливом (природным газом, молотым углем) для дополнительного нагрева ванны и ее перемешивания продуктами

сгорания топлива);

- нагрев ванны за счет топливно-кислородных стеновых горелок, т.е. сжигание в печи топлива (природный газ, молотый уголь) в кислороде, вводимыми с помощью горелок, установленных в отверстиях в стенах печи. Горелки располагают горизонтально или с небольшим наклоном в сторону ванны, мощность одной горелки 2,5—4,0 МВт. Горелки включают при холодной шихте (на 10 мин после загрузки корзины);

- дожигание выделяющейся из ванны СО кислородом, подаваемым через горизонтальные стеновые фурмы на высоте ~ 1 м над ванной, либо через стеновые топливно-кислородные горелки, закрыв подачу топлива. Ванне передается до 60% тепла от дожигания;

- вдувание молотого угля в шлак, чаще расходоуемыми стальными трубками с покрытием из Al₂O₃, вводимыми через рабочее окно с целью вспенивания шлака пузырями СО - продуктами окисления угля в шлаке. Вспенивание должно обеспечить полное погружение электрических дуг в шлак.

- вдувание молотого угля в металл расходоуемыми стальными трубками с покрытием из Al₂O₃, наклонно пропущенными через стены печи. При сгорании угля выделяется тепло и СО, вспенивающее шлак;

- совместное вдувание угля в шлак и кислорода в металл и шлак. Фирма БСЕ (Германия) применяет специальный манипулятор, подающий через рабочее окно три наклонно расположенные друг над другом расходоуемые стальные трубки с покрытием из Al₂O₃. Нижняя трубка вводит кислород в металл, средняя —уголь в шлак, верхняя - кислород в шлак для окисления угля в шлаке с целью его вспенивания.

Применяется ряд разновидностей технологии плавки с использованием комплекса перечисленных приемов. Так по технологии фирмы БСЕ (Германия) на 80-т печи достигнута длительность плавки в 36 мин при расходе (на 1т): электроэнергии 380 кВт • ч, кислорода 44 м³, природного газа 5 м³, угля 12 кг, электродов 1,7 кг.

Подогрев лома. Отходящие из дуговой печи газы выносят 15-20% энергии, потребляемой технологическим процессом (100-150 кВт• ч/т). Это как физическое тепло газов, так и неиспользованная химическая энергия их горючих компонентов.

С целью сокращения расхода электроэнергии применяют несколько способов предварительного нагрева стального лома отходящими печными газами. Один из них - *нагрев в загрузочной корзине*; ее помещают в камеру, через которую отсасывают печные газы, нагревающие лом до 350-400 °С. Способ широко не применяют, так

как велики тешиопотери, происходит оплавление и сваривание лома, повреждаются загрузочные корзины.

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

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

В Греции работает шахтная печь постоянного тока, получившая название *печь КОНТИАРК*.

Кожух печи цилиндрический водоохлаждаемый, проходящий по оси печи вертикальный графитовый электрод окружен цилиндрической водоохлаждаемой шахтой. В зазор между шахтой и кожухом сверху непрерывно загружают лом, который опускается вниз и плавится под электродом, а при движении вниз нагревается отсасываемыми газами. Время от выпуска до выпуска (90 т) составляет 40 мин, расход электроэнергии 250 кВт • ч/т.

Процесс Консти. К отверстию в стене печи примыкает длинная горизонтальная футерованная камера с движущимся в ней конвейером (см. рис. 225). На конвейер загружают лом, который двигаясь через камеру нагревается отводными газами и горелками до 500—700 °С и непрерывно ссыпается в печь до получения нужной массы плавки. Расход электроэнергии равен 380 кВт • ч/т.

Применяют и ряд других процессов и печей.

6. Плавка с использованием металлизированных окатышей

В последние годы расширяется использование при выплавке стали в электропечах металлизированных окатышей, т.е. неплавленными восстановленными железорудными окатышей, получаемых методами прямого восстановления (см. гл. 6, часть I). Диаметр окатышей равен 3—20 мм, их основу составляет

железо с содержанием углерода от 0,2 до 2,0-2,4 %; они содержат также некоторое количество невосстановленных оксидов железа (3-12%) и пустую породу (в основном SiO_2 и Al_2O_3), количество которой должно быть не более 3-7% от массы окатышей. Важная характеристика окатышей - степень металлизации, т.е. отношение количества восстановленного (металлического) железа к его общему количеству в окатыше; обычно она составляет 0,88-0,97 (88-97%).

Отличительная особенность этого сырья — малое содержание серы, фосфора, меди, никеля, хрома и других примесей, обычно содержащихся в стальном ломе (Pb, Sn, Bi, Zn, As, Sb). Это упрощает процесс выплавки и обеспечивает получение стали высокой степени чистоты (суммарное содержание примесей в стали получается в 3-10 раз меньше, чем при выплавке из стального лома).

Если содержание металлизированных окатышей в шихте не превышает 25—30 % от ее массы, то технология электроплавки существенно не отличается от обычной. Переработка же шихты, основу которой составляют металлизированные окатыши, требует применения специфической технологии. Основы ее разработаны в последние годы, и отдельные элементы продолжают совершенствоваться. Существенными особенностями этой технологии являются: непрерывная загрузка окатышей со скоростью, пропорциональной подводимой в печь электрической мощности, причем загрузка должна начинаться после (формирования в печи ванны жидкого металла; совмещение периода плавления с окислительным (обезуглероживанием); упрощение технологии плавки в связи с малым содержанием в шихте вредных примесей - серы и фосфора. Оптимальное содержание окатышей в шихте составляет 60—70% от ее массы; при большем их содержании возрастает длительность расплавления и плавки в целом.

Ниже охарактеризована технология, применяемая на 150-т печах Оскольского электрометаллургического комбината. После заправки в печь корзиной загружают стальной лом в количестве 25—40% от массы шихты и немного извести и плавикового шпата для наведения первичного шлака. Иногда при выплавке углеродистых сталей, когда в металле по расплавлению нужно иметь повышенное количество углерода, а его содержание в окатышах невелико, для увеличения содержания углерода, являющегося восстановителем оксидов желе-

за окатышей, добавляют кокс; его загружают на под печи или в начале плавления в проплавленные в слое лома колодцы.

После завалки лома включают печь и примерно через 20 мин, когда в шихте проплавлены колодцы и образовалась жидкая ванна, начинают непрерывную загрузку окатышей; обычно их загружают в зону электрических дуг с помощью автоматизированной системы через отверстие в своде печи. Поступающие в ванну окатыши нагреваются и плавятся, а содержащиеся в них пустая порода и оксиды железа переходят в шлак; плавление окатышей сопровождается реагированием углерода металла с оксидами железа шлака, т.е. восстановлением железа углеродом с образованием CO, вызывающим кипение ванны. Вместе с окатышами непрерывно загружают известь для офлюсования пустой породы окатышей (SiO_2 и Al_2O_3); ее дают столько (~ 100—120 кг на 1 т окатышей), чтобы получался шлак с основностью 1,7—2,1. После про-плавления половины окатышей из печи сливают часть шлака.

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

После окончания плавления окатышей из печи сливают большую часть окислительного шлака и при необходимости проводят кратковременную продувку кислородом до получения заданного содержания углерода в жидком металле, а также нагревают металл до требуемой температуры. Далее металл без шлака выпускают в ковш, куда вводят раскислители и легирующие, а после них известь с плавиковым шпатом для создания в ковше шлакового покрова. Затем ковш передают на установки внепечной обработки.

7. Основные технические показатели

Годовую производительность электропечи (т свитков) можно подсчитать по формуле:

$$Y = \frac{7 \cdot T \cdot a \cdot n}{100},$$

где T — вместимость печи по жидкой стали, т; t — длительность плавки, ч; a — выход годных слитков по отношению к массе жидкой стали, %; n — число рабочих суток печи в году; 24 — число часов в сутках.

Длительность плавки в печах вместимостью 5—200 т с невысокоомощными трансформаторами на отечественных заводах составляет 3,5—6,5 ч. Длительность заправки возрастает с 15-20 до 35 мин при росте емкости печи, длительность завалки равна 5—10 мин. Продолжительность периода плавления составляет 1,2—3,0 ч, возрастая при увеличении емкости печи и снижаясь при увеличении удельной мощности трансформатора. Длительность окислительного периода изменяется в пределах 0,3—1,2 ч. Продолжительность восстановительного периода на печах вместимостью 5—40 т составляет 1-1,5 ч; на 80—200-т печах он либо отсутствует, либо делается укороченным (20-40 мин).

Для вновь сооружаемых печей длительность плавки рекомендуется принимать следующей:

6	12	25	50	100
4,8	9,6	15	50	80
155	155	180	85	90
105	105	120	45	50
10	10	20	20	20
55	55	55		
				150
				100
				100
				55 20

При этом имеется в виду, что печи вместимостью 6—25 т будут работать по двухшлаковой технологии с восстановительным периодом (рафинировкой), а печи большей вместимости — по одношлаковой.

Число рабочих суток (n) равно календарному времени за вычетом времени простоя печи на ремонтах огнеупорной футеровки и водоохлаждаемых элементов. Рекомендуемые для (переменных печей значения n следующие:

Вместимость
печи, т
6 12 25
50 100 150
Число рабочих
суток, сут/г

350 345 339
320 313 302

При этом имеется в виду, что печи вместимостью 6—25 т будут иметь рабочее пространство из огнеупоров, а печи большей вместимости— водоохлаждаемые свод и стены. Выход годных слитков по отношению к массе жидкой стали при сифонной разливке равен 98—98,5 % для слитков массой 4—6,5 т и 97—97,5 % для 1—2-т слитков; при непрерывной разливке 95—96%.

Выход годных слитков по отношению к массе шихты при выплавке конструкционных сталей и сифонной разливке составляет 90—91,5 % для 6—20-т печей и снижается до 88-90% для 80-200-т печей.

У неводоохлаждаемых печей расход электроэнергии составляет 600—800 кВт • ч на 1т стали, уменьшаясь с ростом емкости печи. Расход магнезиальных огнеупоров на ремонт печей равен 8—18 кг/т, кроме того на заправку расходуется 20—30 кг/т магнезитового порошка; с

увеличением емкости печи расход огнеупорных материалов снижается. Расход прочих материалов составляет, кг/т: извести 40—80; железной руды 25—75, плавикового шпата 5—9; расход кислорода равен 5—20м³/т. Расход электродов равен 4—6 кг/т.

У высокомошных водоохлаждаемых печей расход электроэнергии меньше; на зарубежных заводах при работе печей с предварительным подогревом лома, применением топливокислородных горелок, продувкой ванны кислородом и с донным перемешиванием ванны он составляет 300—400 кВт • ч/т.

У крупнотоннажных высокомошных водоохлаждаемых зарубежных печей сумарный расход огнеупоров в последние годы составляет около 6 кг/т, расход воды на охлаждение стен и сводов равен 8—16м³/т.

§ 4. ВЫПЛАВ КА СТАЛИ В КИСЛЫХ ДУГОВЫ Х

ЭЛЕКТРО ПЕЧАХ

Электрические печи с кислой футеровкой обычно используют в литейных цехах при выплавке стали для фасонного литья. Емкость их колеблется от 0,5 до 6—10 т.

Широкое распространение кислых электропечей в литейных цехах связано с тем, что кислая футеровка более термо-

стойка, чем основная, что позволяет эксплуатировать печь с перерывами, требуемыми по условиям работы многих литейных цехов (работа в одну или две смены).

Преимуществом кислых печей по сравнению с основными является более высокая стойкость футеровки; наряду с этим стоимость кислых огнеупоров примерно в 2,5 раза ниже стоимости основных. Поскольку при плавке стали для фасонного литья восстановительный период обычно отсутствует, длительность плавки в кислой печи меньше, чем в основной печи той же емкости; по этой причине, а также в связи с меньшей теплопроводностью кислой футеровки, более низким является и расход электроэнергии.

Основным недостатком кислых печей является то, что во время плавки из металла не удаляются сера и фосфор.

Завалка и расплавление шихты. Шихту составляют таким образом, чтобы содержание углерода по расплавлению на 0,15—0,20% превышало содержание углерода в выплавляемой стали.

Для повышения содержания углерода в

шихту, наряду со стальным ломом, вводят кокс, электродный бой или чугуны. Поскольку фосфор и сера под кислым шлаком не удаляются, используемый стальной лом должен содержать фосфора и серы примерно на 0,01 % меньше, чем допускается в выплавляемой стали. Металлический лом не должен быть ржавым, так как оксиды железа, растворяя кремнезем футеровки пода, разрушают ее. В остальном требования к шихтовым материалам и порядку загрузки их в печь такие же, как и при основном процессе.

Плавление в кислой печи длится 50—70 мин и протекает примерно так же, как и в основной печи. В

4
7

период плавления происходит окисление кремния, марганца, железа, углерода. Образующиеся оксиды принимают участие в формировании шлака.

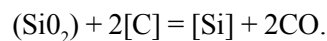
Поскольку количество этих оксидов сравнительно невелико, в печь во время плавления забрасывают шлак от предыдущей плавки, сухой песок, формовочную землю и известняк, чтобы покрыть металл шлаком и уменьшить угар составляющих шихты.

К моменту расплавления шихты шлак имеет следующий состав, %: 40-50 SiO_2 ; 15-30 FeO ; 10-30 MnO ; 2-6 Al_2O_3 ; 5-15 прочие оксиды.

Окислительный период. Задачами окислительного периода при кислой плавке являются дегазация металла за счет кипения и нагрев металла.

За время периода окисляется 0,10—0,20% углерода. Его окисление идет преимущественно за счет оксидов железа, содержащихся в шлаке. Благодаря высокому содержанию FeO в шлаке окисление углерода и вызываемое им кипение ванны начинаются без присадок окислителей, когда металл будет достаточно нагрет. При необходимости для интенсификации кипения присаживают железную руду порциями не более 0,2 % от массы металла каждая. Кипение можно интенсифицировать и небольшими присадками извести. Вводимый при этом оксид кальция вытесняет из содержащихся в шлаке силикатов оксид железа как более слабый основной оксид и тем самым высвобождает FeO, повышая окислительную способность шлака.

По мере окисления углерода содержание оксида железа в шлаке уменьшается, а содержание SiO₂ за счет разъедания футеровки возрастает; к концу окислительного периода оно составляет 55—60 %. При высоком содержании SiO₂ в шлаке и высокой температуре начинается восстановление кремния по эндотермической реакции:



Содержание кремния в металле в конце окислительного периода может достигать 0,2—0,4 %.

Раскисление стали. При выплавке стали для фасонного литья восстановительный период отсутствует, и сталь раскисляют осаждающим методом. Если содержание кремния в металле ниже, чем требуется в выплавляемой стали, то за 7—10 мин до выпуска в печь присаживают ферросилиций. Ферромарганец вводят либо в печь (за 3—5 мин до выпуска), либо в ковш. Алюминий для окончательного раскисления вводят в ковш.

§5. ЭЛЕКТРОДУГОВЫЕ ПЕЧИ ПОСТОЯННОГО ТОКА

Промышленное внедрение дуговых сталеплавильных печей постоянного тока началось в 1981-1985 гг., после того как были созданы мощные, недорогие и простые в эксплуатации выпрямители (преобразователи переменного тока в постоянный). В качестве последних в основном используют тиристорные выпрямители (преобразователи).

В печах постоянного тока электрическая дуга горит между вводимым в рабочее пространство сверху графитированным электродом (одним, иногда тремя) и жидким металлом или твердой шихтой, к которым напряжение подводят с помощью располагаемых в подине специальных токопроводящих устройств (подовых электродов). К верхнему графитированному электроду от источника питания подводят отрицательный, а к металлической ванне — положительный электрический потенциал, т.е. графитированный электрод постоянно является катодом, а металлическая ванна — анодом электрической цепи. Благодаря этому электрическая дуга постоянного тока горит более стабильно, так как нет ее затухания и зажигания, происходящих 50 раз в секунду в случае питания печи переменным током частотой 50 Гц.

К 1993 г. в мире эксплуатировалось около 80 печей постоянного тока вместимостью до 100—150 т и мощностью до 80—100 МВ • А. Внедрение печей постоянного тока связано с тем, что они обладают рядом достоинств в сравнении с печами переменного тока; к числу этих достоинств, наряду с более устойчивым горением дуги, относятся:

- уменьшение удельного расхода электродов на 50—60 % (на большинстве зарубежных печей он составляет 1,1—1,3 кг/т);

- небольшое увеличение производительности печи (~ на 5 %) и снижение расхода электроэнергии (на 5 %) и угара металла при плавлении;

- облегчение ведения плавки в связи с тем, что протекание тока по объему ванны вызывает электромагнитное перемешивание металла;

- снижение уровня создаваемого дугами шума (на 10—15 дБ) благодаря отсутствию перерывов в горении дуги;

- при наличии одного верхнего электрода, располагаемого по оси печи, обеспечивается равномерный износ футеровки стенки по ее периметру и снижение расхода огнеупоров (~ на 10 %);

- почти нет вибрации электродов, вызываемой перерывами горения дуг на печах, питаемых переменным током; такая вибрация передается механическому оборудованию и вызывает поломки электродов;

- уменьшение примерно вдвое обратного отрицательного воздействия печи на питающую сеть (работа мощных печей переменного тока вызывает мерцание тока и напряжения в

питающих печь электросетях, что ведет к нарушению нормальной работы других потребителей энергии);

некоторое упрощение конструкции печи в связи с наличием одного электрода.

Вместе с тем, усложняется конструкция и эксплуатация пода печи в связи с наличием подовых электродов и необходимостью их замены; более сложным и дорогостоящим является также источник электрического питания печи.

Устройство печи. По устройству рабочего пространства и основных механизмов (отвора свода, наклона печи, зажима и перемещения электродов и др.) печи постоянного тока аналогичны печам, питаемым переменным током. Отдельные печи постоянного тока имеют рабочее пространство из огнеупоров, а большинство — водоохлаждаемые своды и стены и эркерное устройство для выпуска металла; эти печи обычно оборудованы топливокислородными горелками и устройствами для вдувания кислорода трубками в ванну через рабочее окно, а также вдувания угольной пыли с целью вспенивания шлака. Большая часть печей постоянного тока — это вновь сооружаемые печи, но в ряде случаев это реконструированные печи, ранее работавшие на переменном токе.

Источник питания печи постоянного тока включает силовой понижающий трансформатор и за ним ряд параллельно включенных тиристорных преобразователей (выпрямителей), за каждым из которых установлен реактор постоянного тока; далее имеется вторичный токоподвод к графитовому и подовому электродам. Реактор, обладая высокой индуктивностью, предназначен для защиты тиристоров от толчков тока, могущих возникнуть при коротком замыкании в цепи (контакте верхнего электрода с плавящимся ломом и др.).

Большинство печей имеет один вводимый через свод графитированный электрод, отдельные печи оборудованы тремя такими электродами.

Возможность работы с одним электродом объясняется тем, что благодаря отсутствию характерного для переменного тока поверхностного эффекта допускается заметно большая плотность проходящего через электрод тока. Диаметр электрода на 100—130-т печах достигает 710 мм, сила тока 80-100 кА. Применение трех электродов, питаемых от индивидуальных (независимых) источников питания, позволяет существенно повысить мощность печи.

Основное конструктивное отличие печей постоянного тока — наличие в футеровке пода токоподводящих устройств (подовых электродов). Применяют электроды типа токопроводящая подина, стержневого, многостержневого и многопластинчатого типа. Электрод стержневого типа представляет собой (рис.138, в) проходящий через всю толщу футеровки пода стальной стержень 1 цилиндрической формы. Стержень крепят к кожуху днища печи через электрическую изоляцию 2. Нижнюю, выступающую из пода часть стержня, охлаждают водой (к ней подсоединен токоподвод 3). Низ стержня может быть выполнен из меди с каналами 4 для охлаждающей воды. Благодаря сужению кверху электрод можно извлекать со стороны кожуха пода без разрушения футеровки.

В подине устанавливают от одного до трех электродов. Подовый электрод располагают не под верхним электродом, а на расстоянии 500-600 мм от оси печи, с тем, чтобы удлинить путь тока в ванне и усилить тем самым электромагнитное перемешивание металла. Стойкость стержневых подовых электродов составляет 1300—1500 плавов.

Подовый электрод многостержневого типа состоит (рис. 138, б) из группы контактных стержней-штырей 5 из стали, замурованных в огнеупорную набивку 6, выполняемую на всю толщину пода. Число штырей в электроде может быть от 30 до 200. Нижние, выступающие из набивки, концы штырей охлаждают воздухом, подаваемым вентилятором в коробку 7. Стойкость такого электрода составляет 600-1000 плавов. После износа заменяют набивную часть пода вместе со штырями.

Подовый электрод пластинчатого типа (токопроводящая подина) выполнен следующим образом (рис. 138, в). На дни-

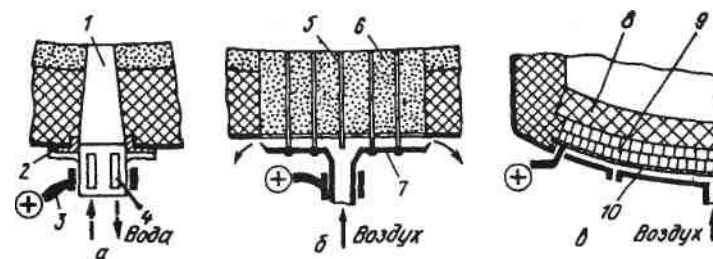


Рис. 138. Токопроводящая подина с подовыми электродами стержневого (а), многостержневого (б) и пластинчатого (в) типов

ще печи уложена медная пластина 10 толщиной 15-20 мм, диаметр которой равен ~ 80 % диаметра кожуха печи. Пластина изолирована от кожуха, и в зазор между ними подается охлаждающий воздух. Выше пластины расположен слой 9 электропроводных магнезитоуглеродистых кирпичей. Над ними имеется кладка 8 из магнезитовых кирпичей, между которыми размещены стальные пластины L-образной формы. Кирпичи кладут так, что пластины соседних рядов контактируют между собой, обеспечивая электрическую проводимость между верхним и нижним рядами кирпичей. Таким образом, токопроводящей является вся подина.

В другой разновидности токопроводящей подины на медной плите делают кладку из термообработанных магнезитоуглеродистых кирпичей и сверху набивку из магнезитоуглеродистой массы. Предварительная термообработка заключается в нагреве до 1000 °С в нейтральной атмосфере кирпичей, содержащих 10-12 % С, что повышает их электропроводность. Набивной слой обжигают в печи. Стойкость электропроводных подин составляет 1500-2000 плавов. Подовый электрод многопластинчатого типа состоит из смонтированных в футеровку вертикальных стальных пластин, нижнюю часть которых охлаждают воздухом. Располагают пластины по разному, например, в виде концентрично размещенных колец.

Технология плавки не имеет существенных отличий от технологии, применяемой на электропечах, питаемых переменным током.

Большая часть печей постоянного тока работает на зарубежных заводах. Они представляют собой высокомошные водоохлаждаемые печи с эркерным выпускным устройством и, соответственно, работают по технологии, предусматривающей загрузку шихты, расплавление и короткий окислительный период с последующим рафинированием, раскислением и доведением состава металла до заданного на установках типа "печь-ковш".

Плавка в печи предусматривает работу с пенистыми шлаками, применение в начале плавления топливокислородных горелок, вдувание в ванну кислорода и, зачастую, загрузку шихты на осталяемые в печи при выпуске предыдущей плавки металл и шлак (подробнее см. п. 5 § 3). Удельный расход электроэнергии при такой технологии на большинстве печей составляет 380-440 кВт • ч/т.

На одном из отечественных заводов 12-т печь постоянного тока с рабочим пространством из огнеупоров с 1981 г. используется для выплавки высококачественных легированных сталей в среде аргона.

§6. РАБОТА ЭЛЕКТРОДУГОВЫХ ПЕЧЕЙ И ЭКОЛОГИЯ

В электросталеплавильных цехах главным источником загрязнения атмосферы цеха и окружающей среды являются высокотемпературные пылегазовыделения, связанные с работой печей: выделения из печи во время плавки, при сливе металла и шлака, при загрузке печи. Основная часть пылегазовыделений— это выделения из печи при плавке, их удельное количество изменяется от 2,1 до 8—10 м³/(т • мин), причем наибольшее количество газов выделяется в период плавления и при продувке ванны кислородом.

В разные периоды плавки эти газы имеют температуру от 800 до 1400-1600 °С и содержат 4-68% СО, 30-79% N₂, до 30 % СО₂, до 21 % О₂; токсичные оксиды азота и серы, цианиды, диоксины и фториды; кроме того, газы содержат дисперсную пыль (в основном оксиды железа) в количестве 5-30, а при продувке кислородом до 60-100 г на 1 м³ газа.

Чтобы уменьшить загрязнение окружающей природной среды в разных цехах улавливают ту или иную часть пылегазовыделений и перед выбросом в атмосферу очищают их от пыли. В некоторых старых цехах с малыми печами выделяющиеся газы отсасывают через зонт, установленный над сводом с электродами и отворачиваемый при загрузке печи. Устраивают также местные отсосы от неплотностей рабочего пространства печи, например, устанавливая зонты над рабочим окном и выпускным желобом (рис. 139, а) или над рабочим окном и электродными отверстиями (рис. 139, б). Такие зонты громоздки и не улавливают все газовыделения.

На всех современных печах организован отсос печных газов через выполняемое в своде четвертое отверстие и закрепленный над ним на своде изогнутый футерованный патрубок (см. рис. 139, в). В ряде цехов наряду с отводом печных газов через сводовое отверстие над печью под крышей цеха устанавливают зонт больших размеров (рис. 139, д) для улавливания газов, выделяющихся через неплотности рабочего пространства, при сливе металла и шлака и за-

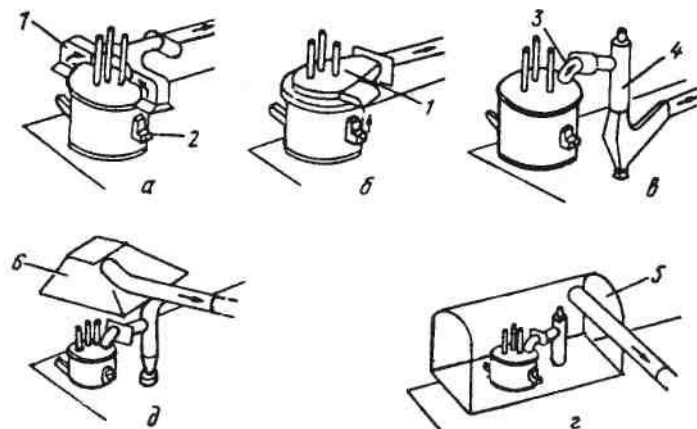


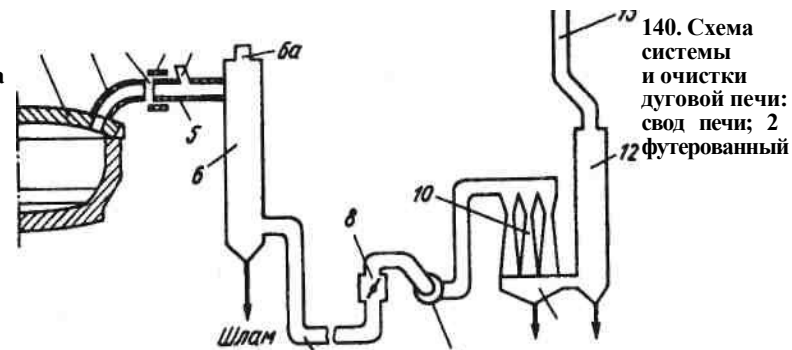
Рис. 139. Системы улавливания и отвода газов дуговых печей: 1 — зонт; 2 — рабочее окно; 3 — сводовый газоотводящий патрубок; 4 — газоочистка; 5 — дымошумоизолирующая камера; б — подкрышный зонт

грузке печи. Лучшим способом в настоящее время признан отвод печных газов через сводовое отверстие в сочетании с улавливанием всех остальных выделений с помощью сооружаемой вокруг печи герметичной шумодымоизолирующей камеры (рис. 139, г), которая вмещает также сталеразливочный ковш и чашу для слива шлака. Камера снабжена раздвижными дверями для подачи к печи загрузочной корзины, ковша и шлаковой чаши. Улавливаемые камерой газы так же, как и газы отводимые через свод, направляют на установку для очистки от пыли. Достоинством способа является то, что камера защищает персонал цеха от сильного шума электрических дуг.

Очистку газов от пыли на разных заводах ведут с использованием труб Вентури и реже либо электрофильтров, либо тканевых фильтров. Ниже описана применяемая на многих отечественных дуговых печах система отвода печных газов через свод и их очистки с применением труб Вентури (рис. 140). Образующиеся в печи газы за счет тяги, создаваемой дымососом 9, через отверстие в своде поступают в закрепленный на своде футерованный коленообразный патрубок 2 и из него в стационарный футерованный газоход (камеру дожигания СО) 5. Между сводовым патрубком и камерой дожигания имеется зазор 3, который позволяет отворачивать свод с патрубком 2 от печи и через который в каме-

Рис.

отвода
газов
1 —
—



140. Схема системы и очистки дуговой печи: 1 — свод печи; 2 — коленообразный патрубок; 3 — зазор; 4 — кольцевая муфта; 5 — газоход (камера дожигания СО); 6 — охладитель; 7 — подземный канал; 8 — дроссель; 9 — дымосос; 10 — трубы Вентури; 11 — бункер; 12 — каплеуловитель; 13 — труба выброса газов в атмосферу

ру 5 подсасывается воздух. Содержащийся в печных газах оксид углерода (СО), соединяясь с кислородом воздуха, сгорает, что делает газ взрывобезопасным.

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

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

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

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

§7. ВЫПЛАВКА СТАЛИ В ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧАХ

В индукционной бессердечниковой печи металл расплавляют в тигле, расположенном внутри индуктора, который представляет собой спираль с несколькими витками из токопроводящего материала. Через индуктор пропускают переменный ток; создаваемый при этом внутри индуктора переменный магнитный поток (рис. 141) наводит в металле вихревые токи, которые обеспечивают его нагрев и плавление.

Чтобы чрезмерно не увеличивать мощность питающего печь генератора, в схему печи включают конденсаторы, компенсирующие индуктивное сопротивление индуктора. Как известно, наличие индуктивного сопротивления в цепи переменного тока вызывает сдвиг фаз (величина силы тока отстает от величины напряжения), в результате чего снижается коэффициент мощности установки $\cos \varphi$. Емкость вызывает обратный сдвиг фаз; подбирая емкость конденсаторов, добиваются настройки установки в резонанс, когда угол сдвига фаз φ приближается к нулю, а $\cos \varphi$ к единице. Чем выше частота, тем меньше требуется емкость конденсаторной батареи.

Существуют также печи с железным сердечником, применяемые в цветной металлургии.

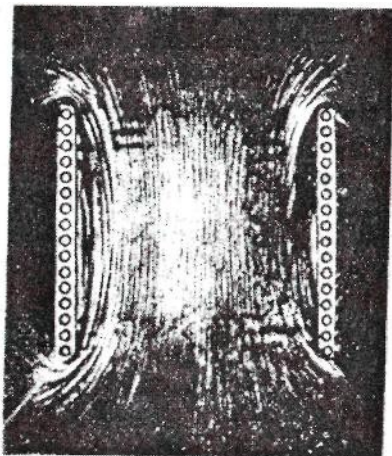


Рис. 141. Магнитные силовые линии в индукционной печи без сердечника

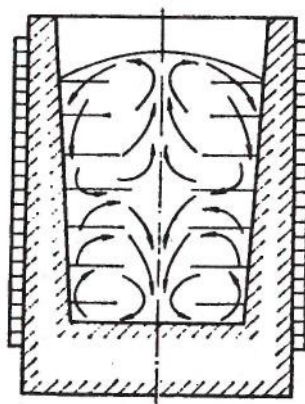


Рис. 142. Электродинамическая циркуляция металла в тигле индукционной печи

Важная особенность индукционных печей — интенсивная циркуляция жидкого металла, вызываемая взаимодействием электромагнитных полей, возбуждаемых, с одной стороны, токами, проходящими по индуктору и, с другой, вихревыми токами в металле. Характер циркуляционных потоков показан на рис. 142. Положительная сторона этого явления в том, что благодаря перемешиванию ускоряются плавление и выравнивание состава и температуры металла, отрицательная — в том, что поверхность металла получается выпуклой и может оголяться, так как шлак стекает к стенкам тигля. Интенсивность перемешивания «пропорциональна квадрату ампер-питков $(In)^2$ и обратно пропорциональна частоте питающего тока. Еще одной особенностью индукционных печей является то, что плотность индуктируемых токов достигает максимума на поверхности металла у стенок тигля и снижается по направлению к оси тигля ("поверхностный эффект"). В этом поверхностном слое выделяется наибольшее количество тепла, за счет которого плавится шихта. Толщина слоя металла с большой плотностью индуктируемых токов обратно пропорциональна корню квадратному из частоты. Индукционные печи имеют следующие преимущества по сравнению с дуговыми:

- 1) отсутствуют высокотемпературные дуги, что уменьшает поглощение водорода и азота и угар металла при плавлении;
- 2) незначительный угар легирующих элементов при переплаве легированных отходов;
- 3) малые габариты печей, позволяющие поместить их в закрытые камеры и вести плавку и разливку в вакууме или в атмосфере инертного газа;
- 4) электродинамическое перемешивание, способствующее получению однородного по составу и температуре металла.

Основными недостатками индукционных печей являются малая стойкость основной футеровки и низкая температура шлаков, которые нагреваются от металла; из-за холодных шлаков затруднено удаление фосфора и серы при плавке.

Индукционные печи делят на два типа: 1) питаемые током повышенной частоты; 2) питаемые током промышленной частоты (50 Гц). В печах первого типа частота питающего тока обычно снижается по мере роста емкости и диаметра тигля; малые (несколько килограмм и менее) печи питаются током с частотой от 50 до 1000 кГц, средние и крупные (емкостью до десятков тонн) токами с частотой 0,5—10 кГц.

1. Устройство индукционной печи повышенной частоты

Индукционная плавильная установка состоит из печи с механизмом наклона и питающего электрооборудования (генератора повышенной частоты, батареи конденсаторов, щита управления и на крупных печах — автоматического регулятора электрического режима). Вместимость индукционных печей достигает 60 т. Основные элементы печи — каркас, индуктор и огнеупорный тигель, который иногда закрывают крышкой.

Каркас (кожух) печей небольшой емкости ($< 0,5$ т) делают в форме прямоугольного параллелепипеда, используя асбоцемент, дерево, выполняя несущие ребра из уголков и полос немагнитной стали, дюралюминия. В местах соединения металлических элементов укладывают изоляционные прокладки для исключения возникновения кольцевых токов. Индуктор в таком каркасе крепят к верхней и нижней опорным асбоцементным плитам (рис. 143).

В печах средней и большой емкости каркас выполняют из стали в виде сплошного кожуха цилиндрической формы (рис. 144) и иногда в виде "беличьей клетки", представляющей собой группу вертикальных стоек, приваренных к верхнему и нижнему опорным кольцам. Для уменьшения нагрева таких каркасов индуктируемыми токами и потерь с потоками рассеивания используют следующие конструктивные решения: а) каркас выполняют из немагнитной стали; б) между

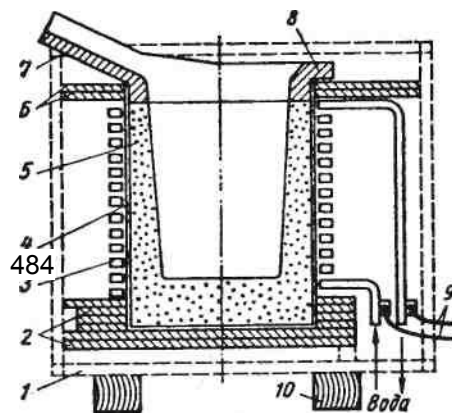


Рис. 143. Индукционная печь вместимостью 60 кг: 1 — каркас; 2 — подовая плита (асбоцементные плиты); 3 — индуктор; 4 — изоляционный слой; 5 — тигель; 6 — асбоцементная плита; 7 — сливной носок; 8 — воротник; 9 — гибкий токопровод; 10 — деревянные брусья

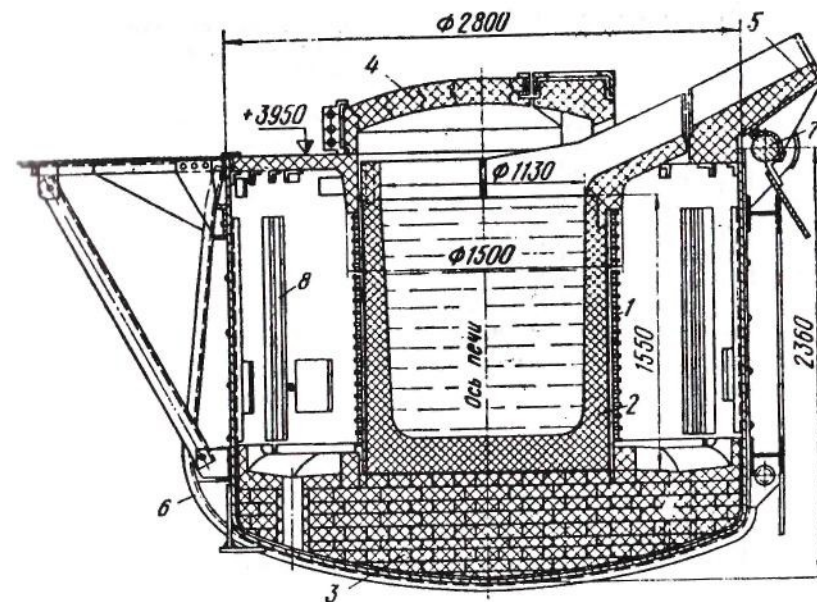


Рис. 144. Индукционная печь вместимостью 8 т:

1 — индуктор; 2 — тигель; 3 — подовая плита; 4 — съемный свод; 5 — сливной носок; 6 — стальной кожух; 7 — ось поворота; 8 — магнитопровод из трансформаторной стали

каркасом из обычной стали и индуктором размещают магнитопровод из нескольких пакетов трансформаторной стали, располагаемых вдоль индуктора (рис. 144, 8); в) между индуктором и каркасом размещают замкнутый электромагнитный экран из металла с низким удельным сопротивлением (меди, алюминия).

В каркасе жестко крепят индуктор, подовую плиту, верхнюю керамику, пакеты магнитопровода. К передней части каркаса на уровне сливного носка прикрепляют две цапфы, что необходимо для поворота печи при сливе металла.

Индуктор имеет форму полого цилиндра и образован уложенными в виде спирали витками из медной трубки. Профили применяемых медных трубок показаны на рис. 145, а; равностенные трубки используют обычно для печей повышенной частоты, а разностенные — для печей промышленной частоты. Для исключения электрического пробоя витки, как правило, изолируют (на малых печах с небольшим напряжением доста-

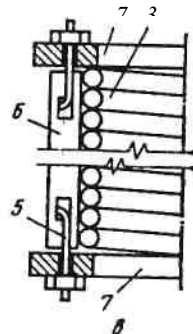
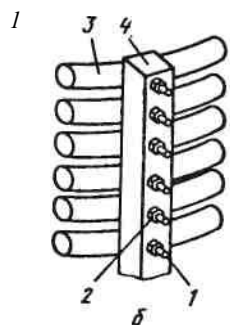


Рис. 145. Профили трубок для изготовления индуктора (я) и способы крепления витков индуктора (б, в):

— латунная шпилька; 2 — гайка; 3 — витки индуктора; 4 — стойка из изоляционного материала; 5 — стяжной болт; 6 — вертикальная рейка; 7 — нажимной фланец

точно воздушная изоляция, достигаемая зазором между витками в 10—20 мм). Широко применяют следующие виды

изоляции:

обмоточную, когда витки покрывают изоляционным лаком и затем обматывают лентой из диэлектрического материала (стеклоленты, микаленты);

прокладочную, когда между покрытыми лаком витками закрепляют диэлектрические прокладки (например, из стекло-текстолита);

напыленную, когда на поверхность трубки газопламенным или плазменным способом наносят слой оксида алюминия или двуоксида циркония с последующим покрытием лаком.

Иногда применяют монолитную изоляцию — покрытие лаком витки заливают полимерным материалом (полиэфирным компаундом), после застывания которого образуется монолитная конструкция.

Прочность и жесткость индуктора, являющегося опорой футеровки тигля, обеспечивают применяя индукторы двух следующих разновидностей: с креплением витков шпильками и стяжные индукторы. В первых к виткам индуктора приваривают латунные шпильки; с помощью шпилек и латунных гаек витки крепят к нескольким вертикальным стойкам (см. рис. 145, б) из изоляционного материала — текстолита, асбоцемента, дерева; стойки в свою очередь крепят к опор-

ным плитам каркаса, расположенным над индуктором и под ним. В стяжных индукторах над верхним и под нижним витками размещают нажимные фланцы, которые стягивают в осевом направлении с помощью специальных болтов и вертикальных реек из изоляционного материала (см. рис. 145, в); вертикальные рейки препятствуют смещению витков в поперечном направлении. Для придания жесткости индуктору и его крепления в каркасе дополнительно используют пакеты магнито-провода, которые прижимают к индуктору через изолирующие прокладки с помощью специальных нажимных болтов.

Если индуктор выполнен монолитным, то в нем не требуется дополнительного крепления витков, однако такие индукторы применяют редко из-за сложности ремонта трубки в случае ее повреждения.

Высоту индуктора выбирают в пределах 1,1—1,2 высоты расплава в тигле, внутренний диаметр определяют из соотношения: $D = D_r + 2B_{\phi} + 2B_u$, где D_r и B_{ϕ} — соответственно внутренний диаметр и толщина футеровки в середине тигля; B_u — толщина изоляционного слоя («5—6 мм»). Число витков индуктора определяют расчетом; плотность токов в индукторе достигает 20—40 А/мм². Подвод тока к индуктору чаще всего осуществляют с помощью гибких кабелей.

По внутренней полости медной трубки пропускают охлаждающую воду. Для обеспечения равномерного охлаждения на средних и больших печах индуктор делят на 2—4 секции с самостоятельным подводом воды. Поступление воды контролируется реле, отключающем питание печи при перерыве в подаче воды.

Футеровка индукционной печи состоит из следующих основных элементов: футеровки тигля, подовой плиты (подины), верхней керамики (воротника) со сливным носком. Подовая плита служит основанием для футеровки тигля и для индуктора; на средних и крупных печах ее выполняют из шамотных блоков или кирпичей, иногда на крупных печах — из огнеупорного бетона. На малых печах подовую плиту делают также из нескольких асбоцементных плит, уложенных одна на другую (см. рис. 143).

Футеровку тигля, как правило, делают набивной, при плавке она спекается в монолит; на больших печах тигель иногда выкладывают из кирпичей. Воротник, т.е. футеровку выше верхнего витка индуктора, которая не может спекаться

за счет тепла жидкого металла, делают из фасонных кирпичей (шамота, хромомagneзита) или из огнеупорных масс с повышенным количеством связующих. Сливной носок представляет собой фасонное изделие из шамота.

Футеровка тигля должна обладать следующими свойствами: высокой огнеупорностью и шлакоустойчивостью; высокой термостойкостью, так как при загрузке шихты она сильно охлаждается; высокой механической прочностью, чтобы выдерживать удары шихты при загрузке; минимальной толщиной, поскольку металл должен находиться как можно ближе к индуктору, т.е. в зоне наибольшей плотности индуктируемых токов.

Футеровка может быть основной или кислой. Набивную кислую футеровку изготовляют из дробленого кварцита (фракции размером менее 3,5 мм) или кварцевого песка с добавкой в качестве связующего борной кислоты (1,5—4 %) без увлажнения. Для основных тиглей применяют огнеупорные смеси разных составов, наиболее часто магнезитовый порошок; в качестве связки используют огнеупорную глину, жидкое стекло, плавиковый шпат, борную кислоту и др. Применяют как увлажненные, так и сухие смеси.

Перед набивкой тигля внутреннюю поверхность индуктора покрывают тонким изолирующим слоем, например, нанося специальную изоляционную обмазку с последующей обклейкой стеклолентой; иногда дополнительно укладывают теплоизоляционный слой из асбеста. На дно индуктора засыпают слой футеровочной массы, утрамбовывают ее и затем устанавливают на нее железный шаблон, наружные размеры которого соответствуют внутренним размерам тигля. В пространство между шаблоном и индуктором засыпают футеровочную смесь и уплотняют ее трамбовками. Затем выполняют воротник из фасонных кирпичей или специальных масс с повышенным количеством связующих.

После окончания набивки футеровку сушат и спекают. Для этого, не вынимая шаблона, включают плавильную установку; тепло, выделяемое в шаблоне, нагревает футеровку. В зависимости от емкости тигля спекание длится от 1 до 4 ч для кислого тигля и от 2 до 10 ч для основного. Окончательное спекание с расплавлением шаблона происходит во время первой плавки. Спекание можно проводить, вставив в тигель соответствующих размеров кусок графитового электрода.

488

Тигли емкостью до 300 кг иногда набивают увлажненной массой в специальной разборной прессформе. После сушки на воздухе такой тигель устанавливают в индуктор на подовую плиту, а пространство между индуктором и тиглем засыпают мелким огнеупорным порошком.

Стойкость кислых тиглей составляет 20—250 плавов. Основная футеровка обладает меньшей термостойкостью, и стойкость основных тиглей значительно ниже (10—100 планок; меньшая величина - для печей большой емкости).

Средний внутренний диаметр тигля D_T и высоту расплава h_p определяют исходя из заданной емкости печи (объема металла) с учетом того, что величина отношения h_p/D_T должна составлять 1,6—2,0 для 100-кг печи и снижаться при увеличении емкости (до 1,1—1,4 для 6-т печи). Толщину футеровки (м) в середине тигля определяют по формуле:

$B_\phi \sim 0,08V T$, где T - емкость печи, т. Примерные соотношения между размерами тиглей и индукторов сталеплавильных печей приведены в табл. 11.

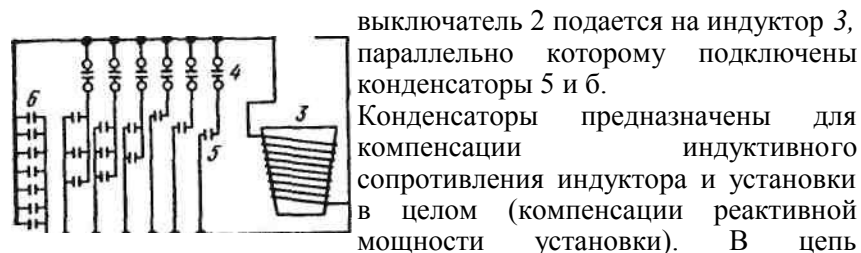
Т а б л и ц а 11. Размеры индуктора и тигля индукционных чечен

Емкость, кг	Размеры индуктора, мм			Размеры тигля, мм		
	высота	внутренний диаметр	глубина	толщина дна	толщина стенок сверху	толщина стенок снизу
100	490	410	440	165	50	80
500	790	700	610	215	70	100
1400	830	760	720	200	90	130
3000	1300	1380	1200	200	110	150

Механизм наклона предназначен для наклона печи при сливе металла. Металл из тигля сливают через сливной носок, поворачивая установленный на двух цапфах каркас печи на угол 95°. Наклон печи осуществляют лебедками, тельферами, а на крупных печах устанавливают гидравлический механизм наклона.

Электрическое оборудование служит для подачи питания на индуктор индукционной печи. Упрощенная электрическая схема индукционной печи повышенной частоты, питаемой от машинного или лампового генератора, показана на рис. 146. Переменный ток высокой частоты от генератора I через

Рис. 146. Упрощенная электрическая схема индукционной печи



включены две группы конденсаторов: конденсаторы первой группы б подключены постоянно; а конденсаторы второй группы 5 включают в случае необходимости. В процессе плавки по мере нагрева шихты изменяются ее удельное сопротивление и магнитная проницаемость, что изменяет индуктивное сопротивление установки. Включая или отключая дополнительные конденсаторы добиваются равенства индуктивного и емкостного сопротивлений, т.е. величины $\cos^2 \varphi$ установки, близкой к единице.

В качестве источников питания (преобразователей частоты) используют ламповые и машинные генераторы, тиристорные преобразователи. Для питания малых печей (< 30-50 кг) применяют ламповые генераторы, вырабатывающие ток с частотой от 30 кГц до несколько мегагерц; их мощность изменяется от 0,3 до 1000 кВт. Большая часть промышленных печей с тиглями емкостью 60—100 кг и более питаются от машинных генераторов. Их выпускают мощностью от 12 до 2500 кВт с частотой вырабатываемого тока 0,5; 1; 2,4; 4; 8 и 10 кГц. Соотношение между емкостью печи и мощностью генератора примерно следующее:

Емкость, т	0,06	0,4	1,0	6	10	16	25
Мощность, кВт	50	250	500	2500	3000	5000	6000

В последние годы в качестве источников питания все шире применяются тиристорные преобразователи частоты. Промышленность выпускает тиристорные преобразователи мощностью до 3200 кВт с частотой вырабатываемого тока 0,5—10 кГц.

490

Эти преобразователи обладают по сравнению с машинными генераторами следующими преимуществами: более высокий электрический к.п.д.; высокая готовность к работе; возможность автоматического поддержания оптимального электрического режима без переключения в силовой цепи (не требуется переключения конденсаторов, что упрощает конструкцию конденсаторной батареи); отсутствие вращающихся частей и бесшумность в работе.

В состав электрооборудования индукционной печи входят подключаемые к силовой цепи через трансформаторы тока и напряжения электроизмерительные приборы и приборы защиты (от перегрузок по току и напряжению и в случае отключения охлаждающей воды). Крупные индукционные печи снабжены автоматическим регулятором, который поддерживает оптимальный электрический режим путем взаимосвязанного регулирования коэффициента мощности, напряжения и силы тока. Основные параметры работы электрооборудования (мощность генератора, емкость конденсаторов, требуемая частота тока и др.) определяют расчетом исходя из заданных емкости печи, длительности плавления, температуры жидкого металла.

Индукционные печи промышленной частоты

Футеровка и индуктор печей промышленной частоты такие же, как у печей повышенной частоты. В схеме электропитания отсутствует генератор тока повышенной частоты; печь включается в сеть через ступенчатый понижающий трансформатор со вторичным напряжением от 100 до 1000 В. Ввиду отсутствия преобразователя частоты для этих печей характерен меньший (на 5-10 %) удельный расход электроэнергии и (шлее высокий коэффициент мощности.

Однако при низкой частоте питающего тока (50 Гц) у >тих печей интенсивность электродинамического перемешивания металла значительно выше, чем в печах повышенной частоты. Чтобы избежать чрезмерной циркуляции металла, печи промышленной частоты рассчитывают на меньшую удельную мощность, чем печи повышенной частоты; такой мощности недостаточно для быстрого расплавления стальной шихты. Поэтому печи промышленной частоты обычно используют для плавки металлов с более низкой температурой плавления (чугуна, цветных металлов). Мощность печи емкостью 1 т составляет 360 кВт • А, емкостью 25 т - 4800 кВт • А.

2. Технология плавки

Плавку в индукционных печах обычно ведут без окисления примесей и не ставят задачу удаления фосфора и серы, так как из-за "холодных" шлаков дефосфорация и десульфурация затруднены. Стали и сплавы выплавляют либо из легированных отходов (метод переплава), либо из чистого шихтового железа и лома с добавкой ферросплавов (метод сплавления).

Выбор установки. В печи с основной футеровкой можно выплавлять сталь любого состава, но стойкость этой футеровки значительно ниже, чем кислой. В печах с кислой футеровкой нельзя выплавлять стали с высоким содержанием марганца, алюминия, титана, циркония, так как оксиды марганца, взаимодействуя с кремнеземом футеровки, быстро разрушают ее, а алюминий, титан и цирконий восстанавливают кремний из кремнезема футеровки.

Плавка в печи с основной футеровкой. Продолжительность плавки в индукционной печи очень небольшая, что не позволяет многократно проверить состав металла путем его анализа. Поэтому получение стали с заданным составом базируется на предварительном расчете шихты, для чего необходимы точное знание ее состава и взвешивание. В частности, содержание углерода, серы и фосфора не должно превышать допустимых в выплавляемой стали пределов.

Шихту составляют из мелких и крупных кусков, что обеспечивает плотность ее укладки и сокращение длительности плавления. Наиболее крупные куски укладывают у стенок тигля, где плотность токов максимальная. Тугоплавкие ферросплавы загружают в нижнюю половину тигля.

После включения тока следят за тем, чтобы куски шихты не сварились в "мосты", препятствующие оседанию плавящихся кусков вниз. Периодически шихту "осаживают" с помощью лома. По мере оседания шихты догружают ту ее часть, которая не вместились при завалке. После появления жидкого металла в тигель вводят шлакообразующую смесь из извести, плавленого шпата и магнезита в соотношении 4:1:1. Назначение наводимого шлака — уменьшить насыщение металла газами из атмосферы и окисление легирующих элементов. При плавлении поддерживают максимальную мощность генератора и высокий $\cos \varphi$ путем подключения конденсаторов. Длительность плавления изменяется от 30—

40 мин на малых печах (емкостью около 50 кг) до 2 ч на крупных.

После расплавления отбирают пробу металла на анализ и сливают плавильный шлак, чтобы предотвратить восстановление из него фосфора, после чего наводят новый шлак, добавляя шлакообразующую смесь того же состава, что и в период плавления. Мощность, подаваемую на индуктор, снижают на 30—40 %. После получения результатов анализа проводят легирование, корректировку состава металла и его раскисление путем введения в тигель соответствующих ферросплавов, после чего металл сливают из тигля в ковш. Иногда при выплавке высококачественных сталей проводят диффузионное раскисление металла. Для этого в шлак вводят раскислительные смеси, состоящие из извести, молотого ферросилиция, порошкообразного алюминия, делая выдержку в течение примерно 30 мин; циркуляция металла в тигле индукционной печи ускоряет раскисление.

Ферросплавы при плавке в индукционной печи присаживают в следующем порядке: феррохром, ферровольфрам и ферромolibден вводят в завалку; ферромарганец, ферросилиций и феррованадий — за 7—10 мин до выпуска; алюминий перед выпуском. При таком порядке введения угар элементов следующий: вольфрама около 2 %, хрома, марганца и ванадия — 5-10 %, кремния - 10-15 %, титана 25-35 %.

Плавка в печи с кислой футеровкой. Содержание серы, фосфора и углерода в шихте не должно превышать допустимых и выплавляемой стали пределов. При выплавке сталей, легированных хромом, вольфрамом и молибденом, в завалку вводят феррохром, ферровольфрам, ферромolibден. Загрузку шихты и расплавление ведут так же, как и в тигле с основной футеровкой. Шлак во время плавления шихты наводят добавками боя стекла, шамота и извести.

После расплавления и анализа отбираемой пробы металла проводят легирование (корректировку состава) и раскисление. Ферромарганец, ферросилиций и, если необходимо, феррованадий вводят в металл на 7—10 мин до выпуска, алюминий непосредственно перед выпуском. Угар марганца составляет 10 %, кремний практически не угорает, угар вольфрама и молибдена около 2 %, хрома 5 %. Расход электроэнергии при выплавке стали в индукционных печах составляет 500—700 кВт·ч/т.

3. Плавка в вакуумных индукционных печах

Плавка в вакуумных индукционных печах позволяет получать сталь и сплавы с малым содержанием газов, неметаллических включений и примесей цветных металлов, легировать сплав любыми элементами, в том числе обладающими высоким сродством к кислороду, без их потерь на окисление.

Устройство печи. Первые печи были периодического действия. После выпуска плавки вакуумную систему отключали и печь открывали для извлечения слитков и загрузки шихтовых материалов. Позже были созданы более совершенные печи полунепрерывного действия. Эти печи позволяют загружать шихту, устанавливать изложницы и извлекать слитки без нарушения вакуума в плавильной камере. Емкость существующих печей достигает 50 т.

На рис. 147 показана схема вакуумной индукционной печи полунепрерывного действия. Плавильная камера 2 имеет сверху съемную крышку 11. В камере установлен индуктор с тиглем 3, закрепленный на цапфах; наклон тигля для слива металла производят с помощью привода, расположенного с наружной стороны камеры. В крышке плавильной камеры над тиглем размещена шлюзовая загрузочная камера 8, отделяе-

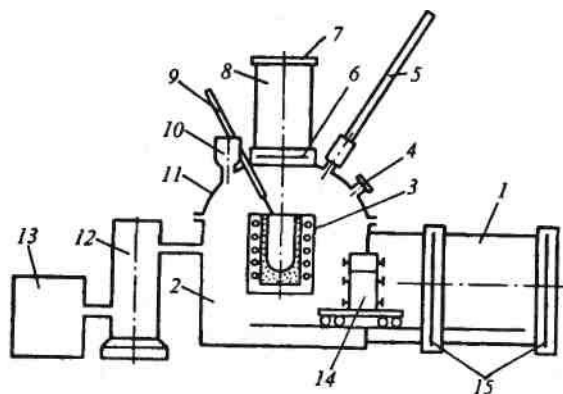


Рис. 147. Схема вакуумной индукционной печи полунепрерывного действия: 1 - камера изложниц; 2 - плавильная камера; 3 - индуктор с тиглем; 4 - гляделка; 5 - термопара; 6 - затвор; 7 - крышка; 8 - шлюзовая камера; 9 - ломик для осаждения шихты; 10 - шлюзовой дозатор; 11 - съемная крышка; 12 - бустерные насосы; 13 - форвакуумные насосы; 14 - изложницы; 15 - задвижки

мая от плавильной вакуумным затвором 6 и закрываемая крышкой 7, что позволяет загружать шихту без нарушения вакуума. В загрузочную камеру ставят бадью с раскрывающимся дном, заполненную шихтой. Закрыв крышку 7, в камере 8 создают вакуум, после чего открывают затвор 6, и шихта из бадьи высыпается в тигель.

Камера изложниц 1 отделена от плавильной камеры и от помещения цеха задвижками 15. Через нее, как через шлюзовое устройство, в плавильную камеру подают изложницы 14, установленные на тележке, и после слива в них металла из тигля возвращают обратно.

На крышке 11 смонтирован шлюзовой дозатор 10 для введения добавок по ходу плавки и гляделка 4. Через крышку 11 с помощью герметичных уплотнителей вводят термопару 5 и ломик 9 для осаждения шихты.

Печь питается током повышенной частоты. Вакуумная система состоит из группы форвакуумных 13 и бустерных 12 насосов, обеспечивающих вакуум порядка 1,33—0,13 Па.

Процесс плавки в вакуумной индукционной печи. Для плавки в вакуумных печах применяют шихтовые материалы, очищенные от масла и окалины; состав их должен быть точно известен. В шихту вводят никель, ферромolibден, ферровольфрам и кобальт, если этого требует состав выплавляемой стали. После загрузки шихты включают ток, а на печах периодического действия предварительно из печи откачивают воздух.

Плавление ведут, непрерывно откачивая насосами из плавильного пространства выделяющиеся газы. За время плавления удаляется большая часть вносимых шихтой газов — водород, часть азота, а также влага; жидкий металл при плавлении кипит, что является результатом выделения пузырьков оксида углерода, получающегося при взаимодействии углерода с растворенным в металле кислородом.

После расплавления делают выдержку в течение 20—40 мин, во время которой происходит рафинирование от ряда примесей, раскисление и легирование металла. В печи в этот период поддерживают давление 1,3—0,13 Па. Раскисление металла происходит углеродом по реакции $[C] + [O] = CO$, равновесие которой в условиях вакуума сдвинуто вправо, поскольку продукт реакции непрерывно удаляют (откачивают). Преимуществом такого раскисления

является то, что металл не загрязняется его продуктами. Обычно выдержка длится до полного успокоения ванны (то есть до прекращения выделения CO).

Раскисление идет либо за счет содержащегося в металле углерода, либо за счет углерода, вводимого в начале рафинирования в виде графита, чугуна.

Помимо рафинирования от кислорода в период выдержки удаляются азот и водород и испаряются примеси цветных металлов (Zn, Sn, Pb, As, Bi).

В период выдержки проводят легирование и окончательное раскисление кусковыми раскислителями, которые вводят через дозаторы. В начале выдержки вводят феррохром, феррованадий, в конце выдержки ферросилиций, ферротитан, алюминий, ферромарганец.

Перед выпуском, если это потребуется, вводят кальций, магний и редкоземельные металлы.

Выплавленный металл разливают в изложницы как правило в вакууме.

Иногда в процессе плавки ведут десульфурацию металла. С этой целью на дно тигля до начала заварки шихты загружают десульфурующую шлакообразующую смесь (например, из 90% CaO и 10% CaF₂).

Основные преимущества вакуумной индукционной плавки обусловлены наличием вакуума, обеспечивающего рафинирование от ряда примесей и раскисление углеродом, а также отсутствием контакта металла с окислительной атмосферой. Выплавляемые при этом сталь и сплавы содержат пониженные количества азота, примесей цветных металлов, кислорода и неметаллических включений, почти не содержат водорода; все это повышает целый ряд служебных свойств сталей.

Отсутствие контакта с кислородом атмосферы позволяет выплавлять стали и сплавы, содержащие легкоокисляющиеся элементы без их угара.

Недостатком вакуумных индукционных печей является следующий фактор: при длительной выдержке в результате реагирования с окислами футеровки металл загрязняется кислородом и неметаллическими включениями, а также восстанавливаемыми из футеровки элементами (кремнием, алюминием и др.).

Глава 5. СЛИТКИ И РАЗЛИВКА СТАЛИ

После окончания плавки в сталеплавильном агрегате (печи) металл выпускают в сталеразливочный ковш и затем, иногда после внепечной обработки в ковше, разливают в изложницы или на установках непрерывной разливки. В результате затвердевания жидкой стали получают литые заготовки — слитки, которые в дальнейшем подвергают обработке давлением (прокатке, ковке).

На слитки разливают большую часть стали, выплавленной во всех сталеплавильных агрегатах; лишь около 2 % всей стали идет на фасонное литье.

Разливка — важный этап сталеплавильного производства. Технология и организация разливки в значительной степени определяют качество готового металла и количество отходов при дальнейшем переделе стальных слитков. Неправильно организованной разливкой можно испортить качественно выплавленную сталь. Даже незначительная небрежность в подготовке разливочного оборудования часто ведет к большим потерям металла при разливке.

Совершенствование технологии разливки может служить резервом увеличения производства стали. Достаточно сказать, что от 5 до 18 %, а иногда и до 25 % всей выплавляемой стали возвращается в переплаз из-за дефектов, возникающих в процессе разливки и кристаллизации слитка.

§1. СПОСОБЫ РАЗЛИВКИ СТАЛИ. РАЗЛИВКА СИФОНОМ И СВЕРХУ

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

При разливке сверху (рис. 148) 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.

Иногда при разливке сверху применяют двухстопорные ковши; это позволяет одновременно заполнять две изложницы

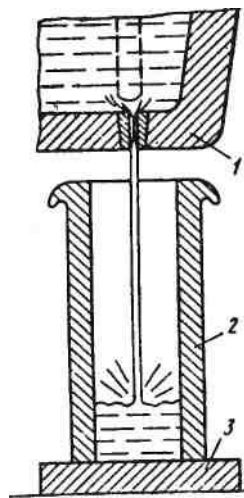


Рис. 148. Схема разливки стали сверху

и сократить длительность разливки. С целью уменьшения напора струи и разбрызгивания металла на стенки изложниц разливку сверху иногда ведут через промежуточные ковши (рис. 149, с) и в отдельных случаях через промежуточные воронки (рис. 149, б).

При сифонной разливке, основанной на принципе сообщающихся сосудов, сталью одновременно заполняют несколько (от двух до шестидесяти) изложниц. Жидкая сталь из ковша поступает (рис. 150) 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.

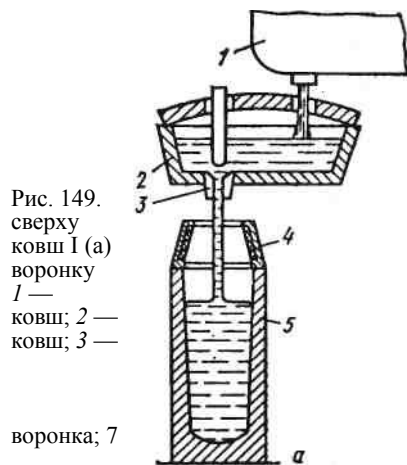
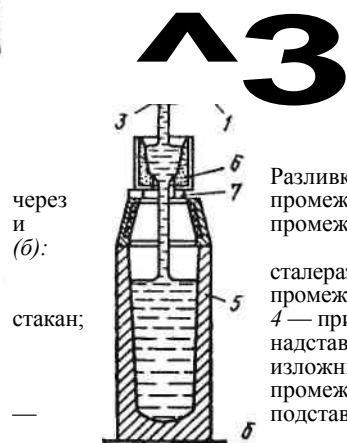
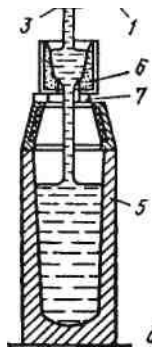


Рис. 149. сверху ковш I (а) воронку I — ковш; 2 — ковш; 3 —

воронка; 7

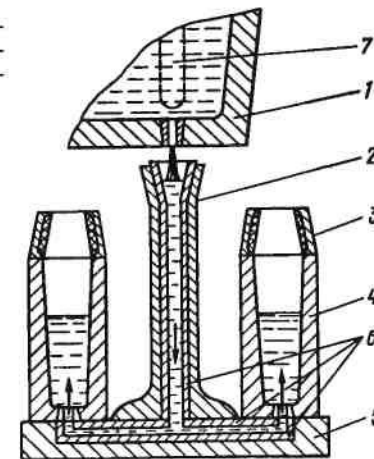


через и (б): стакан;



Разливка стали промежуточную стелеразливочный промежуточный 4 — прибыльная надставка; 5 — изложница; 6 — промежуточная подставка

Рис. 150. Схема сифонной разливки стали: 1 — стелеразливочный ковш; 2 — центровая; 3 — прибыльная надставка; 4 — изложница; 5 — поддон; 6 — сифонный кирпич; 7 — стопор



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 позволяя! 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 плен 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 применяют. 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 2,5 т. 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.

§2. КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ И СТРОЕНИЕ СТАЛЬНЫХ СЛИТКОВ

1. Кристаллизация стали

Сталь в изложницах кристаллизуется или затвердевает в виде кристаллов древовидной формы - дендритов (рис. 151). 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 — на 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 фаз равны и образование зародыша невозможно, так как нет источника для компенсации затрат энергии на образование поверхности раздела фаз. Поэтому для образования зародыша необходимо неко-

торое 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:

$$r_{кр} = (2(\sigma_{ж-тв} T_{кр}) / \Delta T) / Q_{кр}$$

где $\sigma_{ж-тв}$ — межфазное натяжение на границе жидкой и твердой фаз; $T_{кр}$ — 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 ограниченную 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

объемноцентрированной 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, см. рис. 151, а) вырастают оси A 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 (см. рис. 151, с). При направленном теплоотводе кристаллы имеют вытянутую форму. На рис. 151, б показана схема дендрита, растущего от плоской поверхности охлаждения. Вначале вдоль направления теплоотвода возрастает основная ось A , затем оси или ветви m второго порядка, на них оси n третьего порядка и т.д.

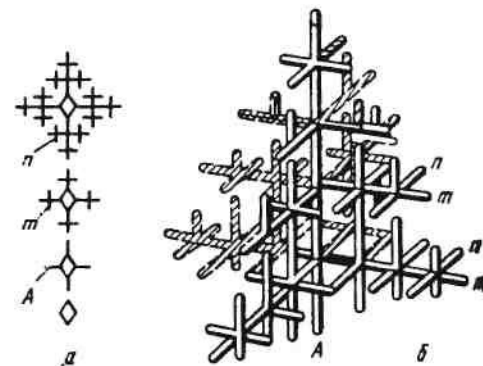


Рис. 151. Схема (плоская) роста равноосного дендрита (а) и схема дендрита, выросшего в условиях направленного теплоотвода (б)

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

где D — толщина закристаллизовавшегося металла, см; f_3 — 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 $t_{нз} = 0.112R^2$, где $t_{нз}$ — продолжительность полного затвердевания, мин; R — радиус окружности, вписанной в поперечное сечение слитка, см.

2. Слиток спокойной стали

Структура слитка спокойной стали, выявляемая травлением его продольного осевого разреза, представлена на рис. 152. Слиток имеет следующие структурные зоны, отличающиеся формой кристаллов и их размерами: тонкая наружная корка из мелких равноосных кристалликов; зона вытянутых крупных столбчатых кристаллов; центральная зона крупных неориентированных кристаллов и зона мелких неориентированных кристаллов внизу слитка, имеющая конусообразную форму ("конус осаждения").

Наружная зона образуется в момент соприкосновения жидкой стали с холодными стенками изложницы. Резкое переохлаждение металла вызывает образование очень большого числа зародышей и их быстрый рост, в связи с чем кристаллы не успевают вырасти до значительных размеров и принять определенную ориентацию. Толщина корковой мелкокристаллической зоны невелика (6–15 мм), поскольку охлаждение жидкого металла с большой скоростью длится очень недолго.

В дальнейшем условия теплоотвода изменяются и формируется новая кристаллическая зона. Существенно уменьшается скорость охлаждения, так как отвод тепла замедляют корка затвердевшего металла, нагрев стенок изложницы и воздушный зазор, образующийся между стенками изложницы и слитком вследствие его усадки. Вместе с тем теплоотвод остается строго направленным, поскольку тепло отводится кратчайшим путем, т.е. перпендикулярно стенкам изложницы.

Вследствие замедления теплоотвода уменьшается переохлаждение и новых кристаллов почти не образуется. Продолжается рост кристаллов корковой зоны, причем растут главные оси кристаллов, направленные перпендикулярно стенке изложницы (поверхности охлаждения). Главные оси с иным направлением "выклиниваются", т.е. прекращают свой рост после встречи с опережающими их осями, перпендикулярными стенке изложницы (подобное опережение объясняется тем, что путь роста кристалла по нормали всегда короче, чем у

наклонно направленного). Поэтому продолжают расти лишь кристаллы, главные оси которых направлены перпендикулярно поверхности изложницы и, таким образом, формируется зона столбчатых кристаллов, вытянутых параллельно направлению теплоотвода. В крупных слитках с большим поперечным сечением наблюдается отклонение кристаллов к головной части слитка (к тепловому центру слитка). По мере утолщения слоя затвердевшего металла и прогрева стенок изложницы отвод тепла замедляется, и скорость роста столбчатых кристаллов постепенно снижается; они перестают расти после встречи с неориентированными кристаллами в средней части слитка.

Образование крупных неориентированных кристаллов в осевой части слитка объясняется условиями теплоотвода здесь, отличными от тех, что были при затвердевании столбчатых кристаллов. Из-за большой толщины слоя затвердевшей стали и нагрева стенок изложницы отвод тепла от жидкого металла осевой части слитка идет очень медленно; поэтому нет заметного перепада температур между затвердевшей и жидкой фазой и переохлаждения жидкой фазы, отсутствует и направленный теплоотвод, так как металл здесь удален от всех стенок изложницы примерно на одинаковое расстояние. В таких условиях вся масса жидкого металла медленно остывает до температуры кристаллизации и после ее достижения во всем объеме жидкой фазы зарождаются кристаллы. Поскольку нет существенного переохлаждения, количество вновь образующихся кристаллов невелико, и поэтому они вырастают до значительных размеров. Из-за отсутствия направленного теплоотвода кристаллы не имеют определенной ориентировки и получаются равноосными.

Образование "конуса осаждения" в нижней части слитка обычно объясняют опусканием на дно изложницы кристаллов, зародившихся в объеме жидкого металла у фронта кристаллизации, а также обломившихся под воздействием потоков жидкого металла непрочных ветвей столбчатых кристаллов. Это опускание кристаллов происходит в силу разности плотностей затвердевшего и жидкого металла.

Структурная неоднородность слитков затрудняет получение стальных изделий с одинаковыми механическими свойствами в различных частях. В слитке наименее прочной является зона параллельных, относительно слабо связанных меж-

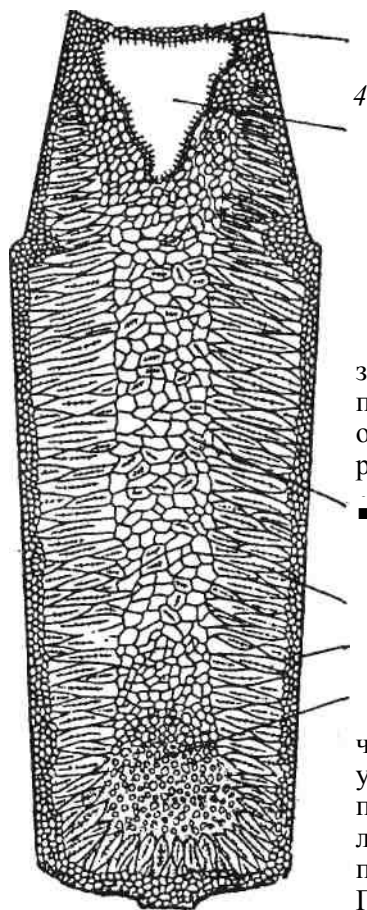
ду собой, столбчатых кристаллов. Протяженность столбчатых кристаллов возрастает при увеличении перегрева жидкой стали, при росте скорости отвода тепла от затвердевшей части слитка и увеличении поперечного сечения слитка; она зависит также от состава стали. В частности, протяженные столбчатые кристаллы наблюдаются в слитках никелевой и хромоникелевой сталей.

Важной особенностью затвердевания слитка является наличие двухфазной зоны между жидким и полностью затвердевшим металлом. Это зона, где сосуществуют оси растущих кристаллов и незатвердевший металл в межосных пространствах. Протяженность двухфазной зоны тем больше, чем больше интервал кристаллизации стали, определяемый ее составом. При увеличении протяженности двухфазной зоны возрастает время пребывания металла в двухфазном состоянии и сильнее развивается химическая неоднородность.

Необходимо отметить наличие в затвердевающем слитке конвективных потоков жидкого металла. У фронта кристаллизации поток направлен вниз, в осевой части слитка — вверх. Движение вниз возникает потому, что у фронта кристаллизации жидкий металл переохлажден и имеет бблыпую плотность чем остальная его масса. Скорость потоков достигает 0,35 м/с; она тем больше, чем выше перегрев жидкой стали, поскольку при этом возрастает разность в температуре и плотности металла в объеме слитка и у фронта кристаллизации. По мере затвердевания слитка величина перегрева жидкого металла, а с ней и интенсивность потоков снижаются. Наличие конвективных потоков ведет к усилению химической неоднородности слитка.

Усадочная раковина в слитке спокойной стали

В верхней части слитка находится полость — так называемая усадочная раковина (см. рис. 152). Причиной ее образования является усадка стали в процессе затвердевания, т.е. увеличение плотности при переходе из жидкого в твердое состояние. Величина усадки в зависимости от состава стали изменяется в пределах 2,0—5,3 %. Усадочная пустота в слитке, как и в любой другой кристаллизующейся отливке, всегда образуется в месте затвердевания последних порций металла. Раковина бывает закрытой (см. рис. 152), если в прибыльной надставке из-за недостаточной теплоизоляции



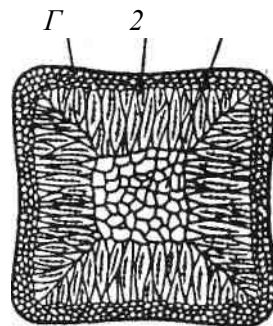
затвердевает верхний слой металла; при применении экзотермических засыпок и обогреве верха слитка усадочная раковина получается открытой. Ту

■ 5 ковиной

часть слитка, в которой расположена усадочная раковина, отрезают при прокатке и отправляют в переплав. Величину усадки, определяемую природой стали, уменьшить нельзя. Поэтому, чтобы свести обрезь металла к

минимуму, усадочную раковину концентрируют в верхней части слитка и стремятся уменьшить глубину ее проникновения в слиток. Для этого в обычной практике прибегают к следующим мерам, обеспечивающим более позднее затвердевание верхней части слитка:

1) спокойную сталь, как правило, разливают в ножницы, уширяющиеся кверху. Большая масса жидкого металла в верхней части слитка способствует замедленному его охлаждению;



2) теплоизолируют боковые поверхности верха слитка. Обычно для этого на изложницу устанавливают прибыльную надставку, которую и при разливке как и изложницу заполняют жидким металлом. Боковые стенки надставки футерованы огнеупорами или снабжены теплоизоляционными вставками, благодаря чему охлаждение металла здесь замедляется.

3) после наполнения слитка поверхность жидкого металла в прибыльной надставке засыпают теплоизолирующими или разогревающими смесями. В качестве теплоизолирующих засыпок используют асбест, обожженный вермикулит, коксошлаковую смесь и др. Более эффективно применение разогревающих примесей — люнкеритов, которые представляют собой порошкообразную смесь горючих и нейтральных компонентов. В качестве первых используют алюминий (14–28 %), ферросилиций (0–15 %), коксик или древесный уголь (0–50 %), в качестве вторых — шамот, боксит, вермикулит. В прибыльной надставке горючие компоненты медленно окисляются с выделением тепла, обогревающего жидкий металл, а нейтральные составляющие и продукты окисления образуют теплоизоляционный слой, замедляющий отвод тепла от верха слитка. Расход люнкерита составляет 0,5–2,0 кг/т стали.

При применении перечисленных мер величина головной обрезь слитков спокойной углеродистой стали составляет 12–16 %, а для мелких слитков и легированных сталей достигает 20 % (донная обрезь слитков спокойной стали равна 1–4 %). Иногда применяют специальные методы обогрева верха слитка (см. п. 3, § 6).

3. Слиток кипящей стали

Кипящая сталь раскислена одним марганцем, т.е. неполностью, и содержит некоторое количество растворенного кислорода. Поэтому во время разливки и после ее окончания сталь в изложнице "кипит", т.е. происходит окисление углерода по реакции $[C] + [O] = CO$ с выделением пузырей CO.

Окисление углерода и образование пузырей CO происходит на поверхности формирующихся при затвердевании стали кристаллов (на поверхности раздела твердой и жидкой фаз). Значительная часть пузырей CO, выделяющихся при кипении, остается в слитке. В дальнейшем они завариваются при прокатке.

Для уменьшения неоднородности состава готовой стали кипение вскоре после наполнения изложницы прекращают, накрывая слиток массивной металлической крышкой (механическое закупоривание) или раскисля металл в верхней части изложницы алюминием (химическое закупоривание).

В слитках кипящей стали не образуется концентрированной усадочной раковины. Усадка здесь рассредоточена по многочисленным газовым полостям. Форма слитка кипящей стали отличается от формы слитка спокойной стали. Поскольку в слитке отсутствует усадочная раковина нет необходимости применять изложницы, расширяющиеся кверху. Кипящую сталь разливают в сквозные изложницы, расширяющиеся книзу. Это упрощает процесс раздевания слитков — изложницу просто тянут вверх, стягивая со слитка.

Механически закупоренный слиток кипящей стали, так же как и слиток спокойной стали, имеет снаружи корку из мелких равноосных кристаллов, далее зону столбчатых кристаллов и в середине крупные неориентированные кристаллы. Наряду с этим слиток характеризуется расположением газовых пузырей (пузырей СО) в определенном порядке. На продольном темплете слитка можно отметить следующие зоны (рис. 153, а): наружную корку 1 без пузырей; зону 2 продолговатых сотовых пузырей; промежуточную плотную зону 3; зону 4 вторичных округлых пузырей; плотную среднюю зону 5 со скоплением пузырей в ее верхней части.

Наружная мелкокристаллическая корка толщиной в разных слитках от 2—8 до 25—40 мм получается плотной потому, что при ее затвердевании создаются благоприятные условия для всплывания пузырей СО из

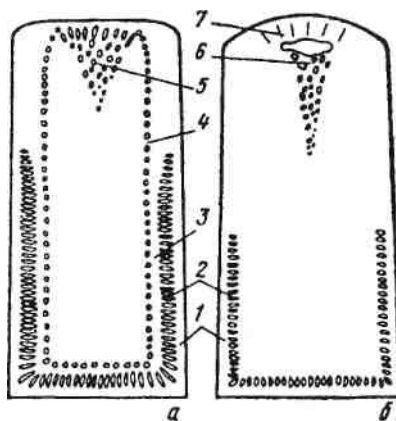


Рис. 153. Строение, слитка кипящей стали:

а — механически закупоренного; б — химически закупоренного; 1 — плотная наружная корочка; 2 — зона сотовых пузырей; 3 — промежуточная плотная зона; 4 — зона вторичных пузырей; 5 — скопление пузырей СО; 6 — скопление пузырей и усадочных пустот; 7 — мост плотного металла

металла. В этот момент высота вышележащего слоя поднимающегося в изложнице металла и создаваемое им ферростатическое давление малы, поэтому при достаточной окисленности стали легко и в большом количестве образуются пузыри СО. Всплывание даже части из них создает поток, увлекающий те пузыри, которые застревают между осями растущих кристаллов; отрыву и всплыванию пузырей способствует то, что благодаря малым размерам кристаллов поверхность фронта кристаллизации является сравнительно гладкой. Таким образом формируется слой металла, не содержащий пузырей.

Затем вместе с ростом столбчатых кристаллов образуется зона вытянутых сотовых пузырей. Начало их формирования (более раннее или позднее) зависит от интенсивности кипения и определяющих ее факторов — окисленности жидкой стали и скорости разливки. Чем меньше в металле растворенного кислорода и чем быстрее из-за высокой скорости разливки нарастает ферростатическое давление вышележащих слоев металла, тем хуже условия зарождения пузырей СО и тем меньше их образуется. При значительном уменьшении числа выделяющихся пузырей (уменьшении интенсивности кипения) не будет мощного потока всплывания СО, увлекающего все пузыри, и часть их будет оставаться в месте зарождения между кристаллами, причем тем раньше, чем меньше интенсивность кипения; беспузыристая корка при этом будет все тоньше. Каждый из оставшихся пузырей по мере дальнейшего выделения СО увеличивается лишь в продольном направлении, поскольку росту в поперечном направлении препятствуют начинающие расти столбчатые кристаллы — идет быстрый рост (врастание в жидкий металл) их главных, параллельно расположенных осей. Поэтому пузыри приобретают вытянутую форму, их длина достигает 70-100 мм. Прекращение роста сотовых пузырей и образование зоны 3 плотного металла объясняют следующим образом. После формирования зоны сотовых пузырей, теплопроводность которой из-за большого количества газовых полостей очень мала, скорость теплоотвода сильно снижается и поэтому прекращается быстрый, опережающий рост главных осей столбчатых кристаллов, и фронт кристаллизации выравнивается. Поэтому образующиеся газы вымываются с более ровного фронта кристаллизации и формируется плотная промежуточная зона, состоящая из неориентированных кристаллов небольших размеров.

Появление цепочки вторичных округлых пузырей связано с накрыванием слитка крышкой. После опускания в изложницу крышки (замораживания его верха) кипение прекращается, поскольку пузырьки СО не могут образовываться, так как при выделении им приходилось бы преодолевать громадное давление внутри закупоренного слитка. Вследствие прекращения циркуляции формировавшиеся в момент закупоривания пузыри фиксируются на границе затвердевания, образуя цепочку вторичных пузырей, равноудаленных от стенок изложницы (если крышку накрывают рано, в период роста сотовых пузырей, то после закупоривания прекращается их рост; вторичные пузыри образуются рядом с сотовыми, а зона плотного металла между сотовыми и вторичными пузырями в слитке отсутствует).

Затвердевание центральной части слитка идет без заметного газовыделения и циркуляции металла. Лишь в результате усадки кристаллизующейся стали давление внутри слитка немного снижается и создаются условия для образования отдельных пузырей. Скопление их в верхней части слитка обусловлено повышением содержания здесь кислорода и углерода, вследствие ликвации, а также всплыванием пузырей снизу. Это скопление пузырей образует головную рыхлость, которая в осевой части слитка может распространяться на глубину до 25 % его высоты.

Следует отметить, что в верхней части слитка сотовых пузырей нет, так как они вымываются потоком газа, поднимающегося снизу. Высота зоны сотовых пузырей обычно равна $1/2—2/3$ высоты слитка; она возрастает при повышении скорости наполнения изложницы, снижении интенсивности кипения и уменьшении окисленности металла.

Верх слитка с пузырями и скоплением серы и фосфора вследствие их ликвации отрезают при прокатке; величина головной обреза составляет 5-9% от массы слитка для рядовой стали и достигает 10-13 % для качественной стали.

Химически закупоренный слиток (рис. 153, б) имеет в нижней части зону коротких сотовых пузырей и в верхней ~ скопление усадочных пустот и пузырей, над которыми, как правило, расположен мост плотного металла. До начала закупоривания и во время разливки сталь в изложнице кипит, формируется наружная беспузыристая корка и начинается рост сотовых пузырей так же, как в слитке при механи-

ческом закупоривании. Толщина здоровой корки такая же, как в механически закупоренном слитке и определяется уровнем окисленности стали и скоростью подъема металла в изложнице.

Сразу же или через 1-1,5 мин после окончания наполнения изложницы проводят закупоривание слитка алюминием (иногда ферросилицием). Вводимый алюминий связывает растворенный в стали кислород, поэтому прекращается кипение и рост сотовых пузырей. Сотовые пузыри в слитке получаются недоразвитыми (см. рис.153, б), их длина тем меньше, чем раньше был введен алюминий.

Расход алюминия на закупоривание выбирают таким, чтобы при дальнейшем затвердевании наблюдалось незначительное газовыделение, которое должно компенсировать усадку стали и предотвращать образование концентрированной усадочной раковины. Пузыри СО образуются в верхней части слитка, поскольку здесь вследствие ликвации повышается концентрация кислорода и углерода. Глубина сужающейся книзу зоны скопления пузырей и усадочных пустот (см. рис.153, б) может достигать 30—45 % высоты слитка.

При оптимальной раскисленности (оптимальном расходе алюминия на закупоривание) над областью усадочной рыхлости образуется "мост" плотного металла толщиной около 10 % высоты слитка. Он изолирует пустоты от атмосферы, благодаря чему последние завариваются при прокатке. Головная обрезь слитка при этом составляет 3,5—6 %.

Показателем оптимальной степени раскисленности является образование выпуклой гладкой поверхности слитка.

При недостаточной раскисленности металла наблюдаются прорывы поверхности слитка пузырями СО. Сплошность верхнего "моста" плотного металла нарушается и возрастает величина головной обреза, так как часть полостей в головной части слитка не заваривается при прокатке из-за окисления их внутренней поверхности.

Если металл перераскислен, то образуется недостаточно изолированная сверху глубокая усадочная раковина со скоплением ликватов и неметаллических включений. Головная обрезь при этом сильно возрастает, так как в прокате образуются несплошности в местах скопления ликватов и включений, а также в результате окисления внутренней поверхности раковины.

Толщина здоровой корки — важный критерий качества слитков кипящей стали. Эта толщина может достигать 40 мм и не должна быть менее 8 мм. Более тонкая корка может окисляться при нагреве слитков перед прокаткой. Сотовые пузыри при этом облажаются, их поверхность окисляется и поэтому они не завариваются при прокатке. В результате на поверхности проката образуются рванины. Здоровая корка формируется во время наполнения изложницы металлом и ее толщина определяется интенсивностью кипения стали в этот период. Как было показано ранее, интенсивность кипения и толщина здоровой корки будут тем больше, чем выше окисленность жидкой стали и чем ниже скорость наполнения изложницы металлом. Толщина здоровой корки зависит и от состава стали. Поскольку, как известно, углерод и марганец снижают количество растворенного в стали кислорода (ее окисленность), получение достаточно толстой здоровой корки в сталях с повышенным содержанием этих элементов затруднено. Поэтому кипящие стали обычно содержат не более 0,27% С и 0,60% Мп.

Как показал опыт, окисленность жидкой стали, получаемая при существующих методах выплавки, позволяет разливать кипящую сталь со скоростью, не более 1,0 м/мин; при большей скорости наполнения изложницы толщина здоровой корки получается менее допустимой (<8—10 мм).

Если необходимо разливать сталь с большей скоростью, то прибегают к использованию так называемых интенсификаторов кипения. В изложницу во время разливки вводят порошкообразные смеси, содержащие оксиды железа. Поступающий из интенсификатора в сталь кислород обеспечивает повышение интенсивности кипения и позволяет получать слиток с достаточной толщиной здоровой корки: при скоростях разливки до 2,0—2,5 м/мин.

В последние годы начинают применять следующий метод решения "проблемы здоровой корки" — сочетание скоростной разливки с химическим закупориванием. Разливку ведут со скоростью 3—5 м/мин; при этом образование пузырей начинается у поверхности слитка, т.е. здоровая корка не образуется. Благодаря раннему химическому закупориванию размеры пузырей малы и при нагреве под прокатку наружный слой слитка с пузырями окисляется, вследствие чего на поверхности проката рванин не образуется.

4. Слиток полуспокойной стали

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 % С; 0,35–1,6 % Мп и менее 0,12% Si.

Полуспокойную сталь разливают в сквозные расширяющиеся к низу 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—40 с.

В верхней части слитка этой стали (рис. 154) 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 (литка, где велико ферростатическое давление, пузыри из-за недостаточной окисленности металла не образуются.

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

Рис. 154. Слиток полуспокойной стали

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 40 с) 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—40 мм, 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.

§ 3. ХИМИЧЕСКАЯ НЕОДНОРОДНОСТЬ СЛИТКОВ

Жидкая сталь представляет собой однородный раствор углерода, кремния, марганца, фосфора, серы, кислорода и газов в жидком железе, но содержание этих примесей в различных точках стального слитка неодинаково. Химическая неоднородность (ликвация) возникает при затвердевании слитка.

Причиной возникновения ликвации является то, что растворимость ряда примесей в твердом железе ниже, чем в жидком. Вследствие этого растущие при затвердевании оси кристаллов содержат меньшее количество примесей, чем исходная сталь (так называемый процесс "избирательной кристаллизации"), а остающийся жидкий металл обогащается примесями.

Склонность к ликвации различных элементов, содержащихся в стали, неодинакова. Степень ликвации обычно характеризуют следующим выражением:

$$\frac{C_{\max} - C_{\min}}{C_{\text{ж}}} - 100\%,$$

где C_{\max} и C_{\min} — максимальное и минимальное содержание элемента в той или иной части слитка; $C_{\text{ж}}$ — содержание элемента в жидкой стали.

Различают ликвацию двух видов: дендритную и зональную.

Дендритная ликвация — это неоднородность стали в пределах одного кристалла (дендрита); она возникает в результате избирательной кристаллизации. Наибольшей склонностью к дендритной ликвации обладают сера, фосфор и углерод. Вместе с тем дендритной ликвации подвержены также кремний, марганец, вольфрам, хром, молибден и ряд других элементов. Величина дендритной ликвации, т.е. различие между содержанием отдельных элементов в осях и меж-осных пространствах дендритов достигает существенных значений, так степень дендритной ликвации в 3-т слитке составляет, %: серы около 200, фосфора 150, углерода 60, кремния 20, марганца 15.

Отрицательное влияние дендритной ликвации проявляется в том, что она вызывает появление в готовой стали полосчатой структуры: при прокатке оси дендритов и межосные участки вытягиваются, образуя волокна или полосы, обладающие неодинаковым составом и свойствами. Структурная же полосчатость, а также вытягивающиеся вдоль волокон неметаллические включения вызывают анизотропию механических свойств металла в продольном и поперечном относительно оси прокатки направлениях: пластические свойства стали в поперечном направлении оказываются более низкими, чем в продольном.

Зональная ликвация— это неоднородность состава стали в различных частях слитка. Она достигает ббльных значений, чем дендритная ликвация, и представляет существенно ббльшую опасность. К образованию зональной ликвации склонны сера, фосфор, углерод и кислород. Зональной же ликвации марганца, кремния, хрома, никеля, вольфрама, ванадия и титана практически не наблюдается. Наибольшей склонностью к зональной ликвации обладает сера, несколько меньшей фосфор и еще меньшей— углерод.

Зональная ликвация вызывает неоднородность свойств в различных частях стальных изделий и может вызывать отбраковку металла вследствие отклонения состава металла от заданного.

В возникновении зональной неоднородности наряду с избирательной кристаллизацией важную роль играют процессы, приводящие к перемещению ликвирующих элементов из одной части слитка в другую. Такими процессами являются: диффузия примесей из двухфазной области в объем оставшегося жидкого металла; конвективные токи металл в изложнице, приводящие к выносу ликваторов в верхнюю и среднюю части слитка; всплывание объемов загрязненного примесями металла вследствие того, что их плотность меньше плотности остального металла. По этим причинам верхняя и осевая части слитка, кристаллизующиеся в последнюю очередь, обычно обогащаются примесями.

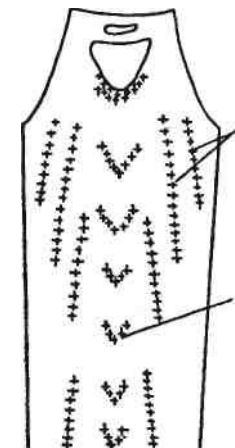
Зональная ликвация в слитке спокойной стали. В наружной корковой зоне слитка ликвация отсутствует и состав металла здесь не отличается от состава жидкой стали, поскольку из-за быстрой кристаллизации поверхностных слоев слитка ликвационные процессы здесь не успевают развиваться.

В остальном объеме слитка ликвация серы, фосфора и углерода подчиняется следующей закономерности: в верхней части слитка содержание элементов возрастает в направлении к оси; в средней по высоте части слитка ликвация незначительна; в нижней части наблюдается обратная ликвация — содержание серы, фосфора и углерода убывает в направлении к оси слитка. Отрицательную ликвацию в нижней части слитка объясняют всплыванием и перемещением примесей в верхнюю часть слитка.

Наряду с отмеченной общей закономерностью распределения ликвирующих примесей в слитке спокойной стали наблю-

Рис. 155. Схема ликвации в слитке спокойной стали:

/ — А-образная ликвация; 2 — V-образная ликвация; плюс — зоны положительной ликвации; минус — зона отрицательной ликвации



даются (рис. 155) специфические виды ликвации: V-образная ликвация под усадочной раковиной и скопление примесей в виде нитей или полос — Л-образная ликвация или "усы". Образование V-образной ликвации объясняют опусканием в усадочные пустоты осевой части слитка загрязненного примесями металла из прибыли. Причина образования Л-образной ликвации не выяснена. Одни металлурги считают "усы" следами выделявшихся при кристаллизации пузырьков водорода, которые увлекали за собой примеси; другие видят причину в опускании загрязненного примесями металла в усадочные полости низа слитка по узким каналам между осями дендритов.

Наибольшее количество ликвирующих элементов обнаруживается в подприбыльной осевой части слитка, где металл затвердевает в последнюю очередь, а также в районе "усов". В слитках легированной стали массой 2,5—4,5 т степень ликвации под усадочной раковиной составляет, %: серы 170-300, фосфора 150-260, углерода 150-200. Обычно эта часть слитка отрезается при прокатке.

Зональная ликвация развивается тем сильнее, чем больше масса и поперечное сечение слитка и чем больше длительность его затвердевания. В связи с этим высококачественные и легированные стали, используемые для изготовления деталей ответственного назначения, разливают в слитки небольшой массы (« 6,5 т).

При увеличении содержания легирующих элементов в стали ликвация несколько уменьшается. Существенно снижает ликвацию серы, фосфора и углерода никель; при содержании никеля в стали более 4% ликвация этих элементов в слитке незначительна.

Зональная ликвация в слитке кипящей стали. В механически закупоренном слитке наружный слой здоровой корки вследствие очень быстрого затвердевания по составу не отличается от жидкой стали. В остальном объеме до вторичных пузырей наблюдается отрицательная ликвация серы, фосфора и углерода. Это объясняется тем, что при активном кипении ликваты выносятся в верхнюю часть слитка.

Центральная часть слитка внутри вторичных пузырей, затвердевающая после закупоривания, загрязнена ликватами. При этом содержание серы, фосфора и углерода возрастает в направлении от поверхности к оси и от низа к верху слитка. Максимальное скопление примесей — "ликвационный центр" — находится в середине верхней части слитка на расстоянии 5—15 % высоты от его верха.

Зональная ликвация в слитках кипящей стали в связи с интенсивной циркуляцией металла выражена значительно сильнее, чем в слитках спокойной стали. В центре скопления примесей крупных механически закупоренных слитков степень ликвации серы может достигать 800 %, фосфора 500%, углерода 300%. В связи с этим при производстве качественных кипящих сталей для удаления скопления вредных примесей головную обрешь приходится увеличивать до 10—13 % от массы слитка (вместо 5—9 % для рядовой стали).

В связи с сильным развитием ликвации при механическом закупоривании его в последние годы заменяют химическим. В этом случае зональная неоднородность выражена значительно слабее из-за раннего прекращения кипения, т.к. химическое закупоривание производят через 1—1,5 мин после окончания наполнения изложницы, а механическое — через 7—15 мин.

В химически закупоренном слитке быстро затвердевающая корковая зона и зона слабо развитых сотовых пузырей не имеют заметной ликвации. В остальном объеме слитка отмечается слабо заметное повышение содержания примесей в направлении от низа к верху и от поверхности к оси слитка. Имеется слабо выраженные А-образная ликвация и V-образная, располагающаяся под зоной пустот и пузырей. На оси слитка на расстоянии 25—35% высоты от верха находится ликвационный центр — локальное скопление примесей.

В слитке полуспокойной стали характер ликвации примерно такой, как в химически закупоренном слитке кипящей стали.

§4. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ РАЗЛИВКИ СТАЛИ

Сталеразливочный ковш

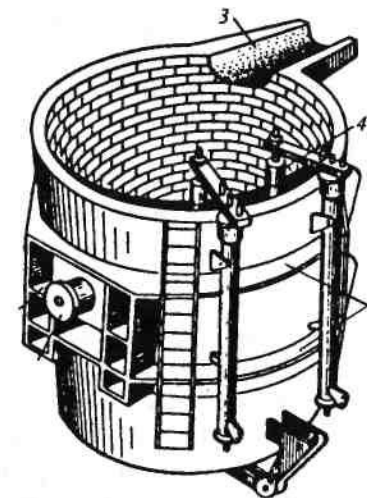
Ковш, в который выпускают металл из сталеплавильного агрегата после окончания плавки, служит для разливки стали в изложницы или на установках непрерывной разливки, а в последние годы зачастую и для проводимой перед разливкой внепечной обработки жидкого металла.

На рис. 156 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 30 мм. 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 480 т. 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 (рис.156).

Основные размеры некоторых ковшей приведены в табл. 12. Отношение диаметра кожуха к высоте находится в пределах $\frac{1}{2}$ 0,75—0,90; конусность стен составляет 3—3,5 %.



Таблица

Размеры сталеразливочных ковшей

Параметр	Значения параметра для разной емкости ковша, т							
	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 ковша, т	5,5	23	30	43	48	86	110	156

При выпечной 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 300-500 мм.

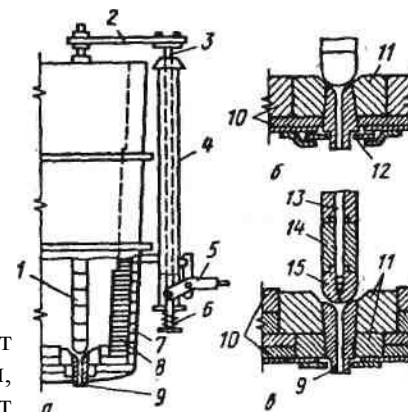
Для разлива стали из ковша по изложницам служит стакан со стопором или шиберным (скользящим) затвором.

Стакан и стопор. *Стакан*, через который жидкая сталь вытекает из ковша, вставляют в днище ковша в специальный гнездовой кирпич (см. рис.157, б, в); иногда вместо гнездового кирпича делают набивное гнездо, заполняя зазор между стаканом и футеровкой днища огнеупорной массой. Стакан имеет форму усеченного конуса с отверстием для струи жидкого металла. Обычно это отверстие имеет круглое сечение, его диаметр ("диаметр стакана") составляет 25—120 мм, высота стакана в зависимости от емкости ковша равна 120—440 мм. Наибольшее распространение получили стаканы из магнезита и шамота. В ковшах большой емкости применяют магнезитовые стаканы, так как в процессе разлива они размываются металлом медленнее шамотных. В больших ковшах применяют сужающиеся книзу стаканы, которые устанавливают изнутри ковша (см. рис. 157, в), в малых ковшах — сужающиеся сверху, которые вставляют и закрепляют с помощью упорной шайбы снаружи ковша (см. рис.157, б).

Стопор служит для закрывания и открывания отверстия стакана. Он представляет собой (см. рис. 157, в) металлический стержень диаметром 40-60 мм, защищенный от воздействия жидкой стали и шлака шамотными трубками (катушками). Нижний конец стержня имеет нарезку, на которую навинчивают огнеупорную пробку 15 (см. рис. 157, в) обычно из высокоглиноземистого шамота. При длительной разливке

Рис. 157. Стопорный механизм (а) и установка в сталеразливочном ковше (б, в):

1 — стопор; 2 — вилка; 3 — ползун; 4 — направляющая; 5 — рычаг; 6 — пружина; 7,8 — арматурный и рабочий слои футеровки соответственно; 9 — стакан; 10 — футеровка дна ковша; 11 — гнездовой кирпич; 12 — упорная шайба; 13 — стержень; 14 — шамотная трубка; 15 — пробка



стержень стопора теряет прочность и может изгибаться, поэтому иногда применяют воздухоохлаждаемые стопоры. В этом случае стержень стопора делают полым; в полость вставляют трубку, через которую подают сжатый воздух. Двухстопорные ковши (см. рис. 156) применяют при разливке сверху; одновременное наполнение двух изложниц позволяет существенно сократить длительность разлива.

Для подъема и опускания стопора служит стопорный рычажный механизм (см. рис.157, а). Ползун с вилкой и закрепленным в ней стопором перемещают с помощью рычага 5 вручную, а иногда дистанционно посредством гидравлического или механического привода.

Стакан и стопор служат одну разливку, после чего их заменяют. Перед установкой в ковш набранный стопор тщательно просушивают.

Шибберный затвор крепят к кожуху днища ковша под разливочным стаканом, вставляемым с наружной стороны ковша.

Одна из конструкций шибберного затвора показана на рис.158. Он включает неподвижный корпус 9 с вмонтированной в него огнеупорной плитой 3, подвижный шиббер 8, с вмонтированными огнеупорной плитой 4 и стаканом-коллектором 5 и рамку 7, скрепленную прижимными болтами с корпусом. Рамка направляет движение шиббера и прижимает его к корпусу 9, тем самым прижимая огнеупорные плиты друг к другу; силу прижатия можно регулировать, вращая гайки прижимных болтов. В огнеупорных плитах имеется круглое отверстие; когда плиты расположены так, что отверстия в

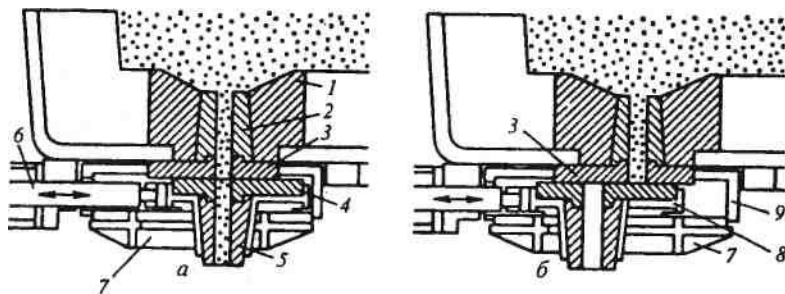


Рис. 158. Шиберный затвор в открытом (а) и закрытом (б) положении: 1 — гнездовой кирпич; 2 — разливочный стакан; 3 — неподвижная огнеупорная плита; 4 — подвижная огнеупорная плита; 5 — стакан-коллектор; 6 — шток гидроцилиндра; 7 — направляющая рамка; 8 — подвижный шибер; 9 — неподвижный корпус

них совпадают, сталь вытекает из ковша; сдвинув нижнюю плиту прерывают струю. Перемещение шибера с огнеупорной плитой осуществляют с помощью гидроцилиндра, управление которым дистанционное. Стакан-коллектор 5 формирует вытекающую из ковша струю стали.

Плиты обычно выполняют бикерамическими — основу ее, например, составляет спеченный магнезит, а рабочий контактный слой сделан из плавленного магнезита; для изготовления плит применяют корунд и другие огнеупоры. Поверхность скольжения плит шлифуют и смазывают (например, графито-смоляной смазкой). Шиберный затвор устанавливают на ковш в собранном виде; его собирают в специализированном отделении цеха. Затвор служит без замены от одной до трех плавов, чаще его заменяют после каждой разливки. В ряде цехов ковш оборудуют двумя шиберными затворами; после разливки плавки через первый затвор ковш сразу подают под следующую плавку, которую разливают через второй затвор, что исключает длительную операцию подготовки ковша к каждой второй из разливаемых плавов.

Иногда применяют поворотные затворы, в которых совмещение отверстий в огнеупорных плитах достигают путем вращения нижней плиты.

Шиберный затвор работает в менее тяжелых условиях, чем стопор (стопор находится в объеме жидкой стали), и поэтому более надежен в эксплуатации. Это особенно важно в связи с широким внедрением в последние годы внепечного

рафинирования стали в ковше; при рафинировании возрастает продолжительность пребывания стали в ковше и стопор подвергается воздействию активных по отношению к огнеупорам шлаков и рафинирующих добавок.

Футеровка стале разливочных ковшей

Футеровка ковша может быть из формованных огнеупоров (кирпичей) либо монолитной из огнеупорных масс.

Ковши для разливки без внепечной обработки. Такие ковши в течение десятилетий футеруют шамотным кирпичом, в последние годы все шире внедряют монолитную футеровку из масс на основе SiO_2 .

Футеровка из шамотного кирпича. Футеровку стен ковша делают (рис. 157, а) из двух слоев: арматурного слоя кирпича, примыкающего к кожуху, и рабочего, соприкасающегося с жидким металлом и шлаком; днище ковша выкладывают кирпичом в три-пять рядов. Толщину футеровки стен в нижней части ковша делают большей, чем в верхней, так как здесь она более длительное время находится под воздействием жидкого металла. Эта толщина достигает 350 мм.

Арматурный слой футеровки служит 12—18 мес. Рабочий слой изнашивается и его заменяют через 10—19 плавов, выполняя кладку вручную (в течение 4—8 ч). После выкладки нового рабочего слоя футеровку просушивают в течение 6-20 ч, нагревая докрасна горелками. Расход ковшевого кирпича составляет 5—12 кг/т стали.

Монолитная футеровка. Арматурный слой и днище в этом случае выкладывают из шамотного кирпича, а рабочий слой выполняют монолитным из огнеупорной массы на основе SiO_2 .

По способу изготовления различают набивные и наливные монолитные футеровки. Для набивной футеровки на отечественных заводах обычно применяют кварцеглинистую смесь, содержащую > 91 % SiO_2 и 5-8 % Al_2O_3 с добавкой 7-9 % влаги и 0,5—2 % связующих (ортофосфорной кислоты, сульфитно-спиртовой барды). Массу набивают между шаблоном и арматурным слоем кирпича с помощью пескометных или трамбовочных машин; набивка большегрузного ковша длится 30—40 мин, в то время как выкладка рабочего слоя шамотным кирпичом продолжается около 8 ч.

Наливную футеровку получают заливкой жидкоподвижной самотвердеющей смеси в зазор между шаблоном и арматурной

кладкой ковша. Основу смеси составляет песок, к которому добавляют связующее — водный раствор жидкого стекла (до 25 % от массы песка), отвердитель — шлак феррохромового производства (2-6 %), обеспечивающий быстрое затвердевание смеси, и иногда пенообразующие добавки (ПАВ) для повышения текучести смеси.

Наливка футеровки длится около часа, твердение массы ~ 1 ч. После изготовления набивного или наливного слоя ковш сушат в течение 8—16 ч. Стойкость монолитной футеровки составляет 10—20 плавов. Преимущества монолитной футеровки — сокращение длительности ремонта ковша и удешевление за счет снижения расхода шамотного кирпича, существенное снижение затрат ручного труда на футеровку. Расход массы составляет 2—4 кг/т стали.

Ковши для разливки и внепечной обработки оборудованы шибберными затворами и иногда имеют в футеровке днища вставки из пористых огнеупоров для подачи в металл нейтральных газов. При внепечной обработке жидкой стали условия службы футеровки ковша ухудшаются в связи с большей температурой металла, значительным увеличением длительности его пребывания в ковше, активным перемешиванием металла и наличием при этом основного шлака; зачастую в металл также вдувают агрессивные по отношению к футеровке добавки. В этих условиях стойкость шамотной и монолитной кремнеземистой футеровки оказалась низкой; кроме того, не обеспечивалось высокое качество металла вследствие поступления в него кислорода из восстанавливаемых оксидов футеровки.

Поэтому в цехах с внепечной обработкой стали используют основную и высокоглиноземистую футеровку ковшей. В качестве последней на отечественных заводах применяют муллитокорунд, основными составляющими которого являются Al_2O_3 (~ 70 %) и SiO_2 , футеровку делают как из кирпичей, так и монолитной. Для изготовления основной футеровки на отечественных и зарубежных заводах применяются или находятся в стадии опробования и внедрения много различных материалов: магнезитохромит, подвергнутые термообработке и без нее изделия из смолодоломитомagneзита и смолomagне-зита, обожженные изделия на основе доломита, безобжиговые магнезитоуглеродистые изделия и др.; некоторые из них используются как набивные массы.

Основная и высокоглиноземистая футеровки более дороги, обладают низкой термостойкостью и высокой теплопроводностью. Поэтому для предотвращения растрескивания футеровки при колебаниях ее температуры (нагрев в момент приывания стали в ковш и охлаждение при подготовке ковша к следующей разливке), а также с целью предотвращения сильного охлаждения жидкой стали в ковше при выпуске и разливке применяется так называемая высокотемпературная жсплуатация таких ковшей. Она заключается в том, что после окончания кладки футеровки, ее нагревают до ~ 1100 °С горелкой, ковш подают под разливку и затем при дальнейшей эксплуатации ковша не допускают снижения температуры футеровки ниже 800 °С. При этом после каждой разливки ковш ставят на стенд, оборудованный манипулятором для замены шибберных затворов, накрывают футерованной крышкой и обогревают горелкой до подачи под разливку следующей плавки. Для уменьшения охлаждения ковш также накрывают футерованной крышкой при ожидании выпуска металла из печи и во время разливки.

Стойкость футеровки при горячей эксплуатации ковшей достигает на отечественных заводах 40—50 плавов, на некоторых зарубежных заводах она доведена до 140 плавов.

Промежуточные ковши

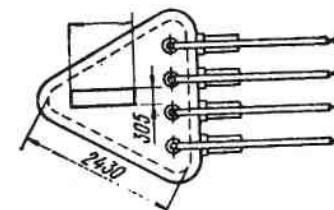
Промежуточные ковши и воронки применяют при разливке спокойной стали сверху для уменьшения разбрызгивания струи металла при ее ударе о дно изложницы, что позволяет

ия f

уменьшить количество плен на слитках. Многостопорные промежуточные ковши (рис. 159) используют также для одновременной отливки

кверху нескольких слитков.

Ковш имеет стальной кожух и футерован изнутри шамотным кирпичом. В днище установлен один или несколько стаканов, снабжен-



ковш для одновременной отливки четырех слитков

ных стопорами. Для уменьшения теплопотерь ковш накрывают футерованной крышкой. Емкость промежуточных ковшей достигает 35 т.

Промежуточная воронка (см. рис. 149, 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 40 мм. 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°C.

Торкретирование осуществляют последовательным нанесением нескольких слоев толщиной по 5—10 мм 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, видный 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 ваграночного чугуна следующего состава, %: 3,3-4,0 C; 0,9-2,2 Si; 0,4-4,0 Mn; <0,20P и <0,12S.

Размеры изложниц зависят от массы и размеров слитка. Масса слитков, отливаемых для прокатки на станах, изменяется от 200 кг до 30 т, при этом для прокатки на блюмингах отливают слитки массой до 13 т, а для: прокатки на слябингах — до 30 т. Масса слитков для поковок доходит до 350 т. 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 30 т; легированную и высококачественную стали — от 0,5 до 6,5 т, а некоторые высоколегированные стали — в слитки массой в несколько сот килограммов. Конфигурация изложниц, характеризующая формой поперечного и продольного сечений, определяется сортом выплавляемой стали и дальнейшим переделом слитка.

Поперечное сечение изложниц может быть (рис. 160) 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 груб, бандажей, колес. В многогранные изложницы отливают слитки для кузнечных поковок.

По форме продольного сечения изложницы бывают двух типов: с уширением кверху (рис. 161, а) для разливки спокойной стали и с уширением книзу (рис. 162) для разливки кипящей стали. В отдельных случаях спокойную сталь неотвеченного назначения разливают в уширяющиеся книзу изложницы; верх таких изложниц утепляют изнутри футеровкой или теплоизоляционными вкладышами (см. рис. 161, б).

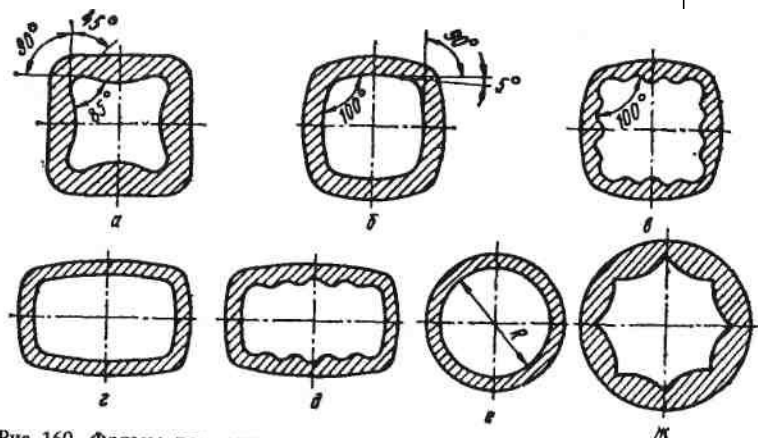


Рис. 160. Формы поперечного сечения изложниц

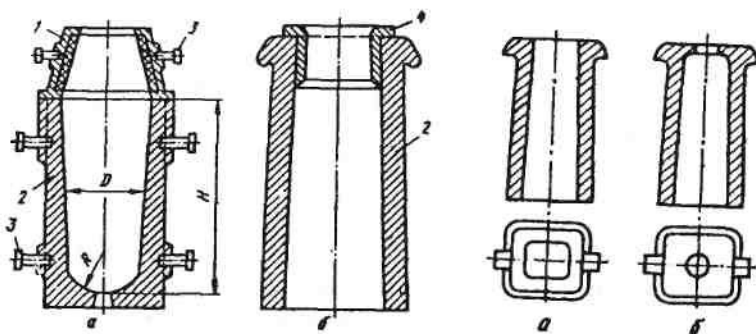


Рис. 161. Изложницы для разлива спокойной стали:
1 — прибыльная надставка; 2 — изложница; 3 — цапфы; 4 — теплоизоляционные вкладыши

Рис. 162. Изложницы для разлива кипящей стали: а — сквозная; б — бутылочная

Для разлива кипящей и полуспокойной стали иногда применяют изложницы бутылочной формы (см. рис. 162), верхнее отверстие которых после наполнения 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 вверх — чаще всего с дном. В дне изложниц находится отверстие (рис. 161, а). 530

При разливке сифоном в него вставляют шамотный стаканчик, через который сталь поступает в изложницу, а при разливке сверху — стальной вкладыш (пробку), предохраняющий дно изложницы от размывания струей металла. При отливке крупных слитков спокойной стали массой более 9 т часто применяют изложницы без дна. В этом случае вкладыши вставляют в выемки поддонов.

В квадратных и прямоугольных изложницах в углах предусмотрены закругления, чтобы уменьшить опасность образования плоскостей слабины на стыке дендритов, растущих от смежных стенок изложницы. Стенки прямоугольных и квадратных изложниц обычно делают с небольшой вогнутостью или выпуклостью (рис. 160). Это придает корочке кристаллизующегося слитка форму арки, что способствует увеличению ее прочности и уменьшает вероятность образования горячих продольных трещин.

Внутреннюю поверхность изложниц иногда делают волнистой. При этом увеличивается поверхность соприкосновения слитка с изложницей, в результате чего быстрее нарастает толщина затвердевшей корочки в начальный момент кристаллизации слитка и существенно понижается пораженность слитков продольными наружными трещинами.

Важной характеристикой слитка и изложницы является величина отношения высоты H изложницы к ее среднему внутреннему диаметру \bar{d} , т.е. величина отношения высоты слитка (до прибыльной части) к среднему диаметру. 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 < 100 мм), т.е. при повышенных степенях обжатия, применяют изложни-

цы, 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 (< 1 т) 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 тра-пцевидности 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 разделение 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.

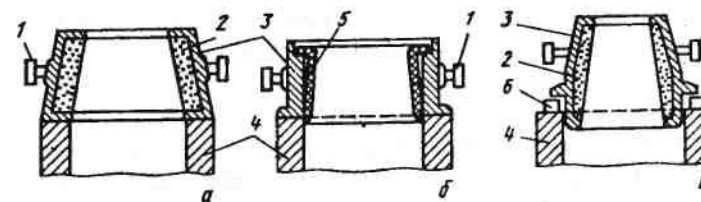
Стойкость изложниц составляет 60—100 плавов (разливок), расход изложниц равен 1,0—3,0 % от массы разливаемой стали.

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 сверху изложницы при разливке спокойной стали; они могут быть стационарными (рис. 163: а, б) и плавающими (рис. 163, в). Футеровка или теплоизоляционные вкладыши надставок замедляют охлаждение верха слитка, что способствует выводу сюда усадочной раковины.

Широко применяются стационарные надставки (см. рис. 163, а), имеющие чугунный корпус, футерованный изнутри



Гис. 163. Прибыльные надставки:

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

шамотным кирпичом или массой из шамотного порошка с огнеупорной глиной; на постоянный слой футеровки изнутри наносят обмазку толщиной около 10 мм, 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 обрезки крупных слитков рядовой стали составляет при использовании таких надставок 12—16% общей массы слитка, а для мелких слитков и для слитков легированной стали она достигает 20 %.

В последние годы расширяется применение стационарных надставок (см. рис. 163, б) с теплоизоляционными вкладышами; они имеют стальной или чугунный корпус с вертикальными стенками для удобства крепления вкладышей, заменяемых после каждой разливки. 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 меньшую высоту и объем и при их использовании величина головной обрезки 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 (см. рис. 163, в). 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 подвисяние слитка и образование поперечных трещин.

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

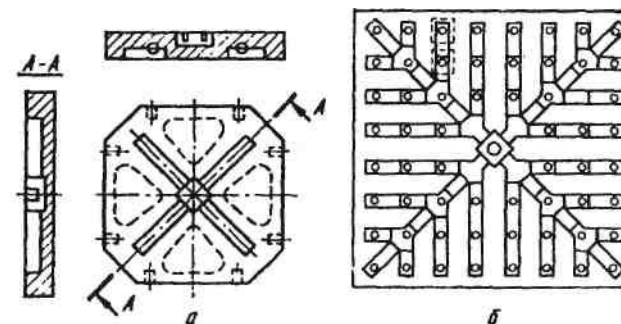


Рис. 164. Поддоны для сифонной разливки стали:
а — четырехместный; б — 60-местный

В поддонах для сифонной разливки (рис. 164) 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.

При разливке сверху применяют поддоны, размер 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 (см. позицию 2 на рис. 150) 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—400 мм выше изложниц с прибыльными надставками. Расход центровых составляет 0,05—0,5 % от массы разливаемой стали.

Сифонный кирпич предотвращает размывание поддона, центральной и дна изложниц жидкой сталью при разливке. Разновидности сифонного шамотного кирпича представлены на рис. 165.

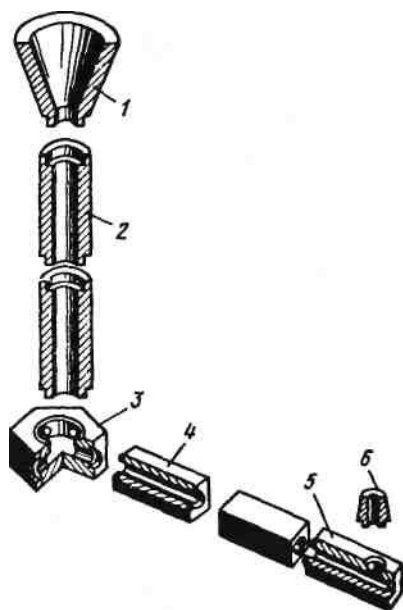


Рис. 165. Разновидности
фонного кирпича

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—50 мм; диаметр отверстия центровых труб равен 70—100 мм.

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 ликви-

онных дефектов в затвердевающих слитках состав выдерживают в разливочном пролете без движения в течение 20—120 мин (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.

§ 5. 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:

$$t_{л} = 1539 - 79C - 12Si - 5Mn - 1,5Cr - 4Ni - 2Mo - 2V - 3OP - 25S,$$

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

Перегрев необходим для обеспечения нужной температуры стали при разливке, а 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—1,5 ч. 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 получают 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—5 м/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.

§ 6. ОСОБЕННОСТИ РАЗЛИВКИ СПОКОЙНОЙ СТАЛИ

Спокойную сталь разливают и сифоном и сверху, как правило, в изложницы, расширяющиеся кверху с прибыльными надставками.

1. Технология разливки

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 4,5 м/мин). Длительность наполнения тела слитков массой 2—20 т составляет 0,5—8 мин.

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 вант 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 13 т изменяется в пределах от 1,5 до 9 мин.

После окончания разливки слитка спокойной стали поверхность металла в прибыльной надставке засыпают люнкетом или теплоизолирующими смесями. Состав с изложницами с затвердевающими в них слитками выдерживают в разливочном пролете без движения от 30 мин до 2 ч (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.

2. 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—3 мм) 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—200 мм; расход шлака составляет 5—10 кг/т стали. Обычно применяют шлаки системы $\text{SiO}_2\text{—CaF}_2\text{—CaO—Al}_2\text{O}_3$ с высоким содержанием SiO_2 (30—40 %) и CaF_2 (30—45 %). Иногда в состав шлаков вводят Na_2O , MgO , TlO_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 др.). 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 медленносгорающие. Первые содержат магний и селитру и сгорают с образованием шлака в течение 20—40 с; вторые, без магния и селитры, сгорают и расплавляются за время наполнения изложницы на 1/3 высоты и более. Брикет сгорает полностью лишь в конце наполнения изложницы.

Быстрого 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 (SiO_2 и Na_2O) 20, доменный шлак 10. Один из составов медленносгорающих 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—6 кг/т стали. Вследствие дороговизны их используют при разливке легированных и высококачественных сталей; особенно дорогостоящи быстростгорающие 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, графито-опилочной смеси и др. Диски во время заполнения изложницы плавают на поверхности поднимающегося металла. Более широкое применение нашли частично плавящиеся смеси: зольно-графитовая, перлитно-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 Al_2O_3 . Вермикулит и перлит — природные минералы; обожженный вермикулит содержит, %: 35—40 SiO_2 ; 13—20 Al_2O_3 ; 5-20 Fe_2O_3 ; 15-27 MgO ; 0,8-3,5 CaO ; состав обожженного перлита, %: 72-76 SiO_2 ; 13-15 Al_2O_3 ; 3-9 ($\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$), остальное оксиды железа и CaO . Смеси или вермикулит загружают на дно несмазанных изложниц в бумажных мешках. При соприкосновении с жидким металлом смесь под-плавляется 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, перлитно- и вермикулито-графитовых 1,0-1,5, вермикулита 1,5—2,5 кг на 1 т 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—1,0 кг/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.

3. 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 обрезки 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 об-резь 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 обреза 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 8 т изменяется в пределах 0,5—2,2 ч. Способ позволяет повысить выход годного на 5—8 % при расходе электроэнергии 15—40 кВт • ч на 1 т стали.

Газовый обогрев. После наполнения слитка в прибыльную надставку засыпают шлаковую смесь и над поверхностью металла устанавливают газо-кислородную 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 Al_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.

§ 7. ОСОБЕННОСТИ РАЗЛИВКИ 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 центральной. 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—0,6 м/мин, что обеспечивает достаточную толщину здоровой корочки в слит-

ке (15—40 мм). 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—1,0 м/мин и при скорости около 1,0 м/мин получают здоровую корочку минимально допустимой толщины (8—10 мм). Продолжительность отливки слитков массой 5—20 т 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 6-8 т. 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 обреза 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 4-30 мм), 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—600 г на 1 т стали и увеличивает-

ся 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 1 м/мин, поскольку при большей скорости толщина здоровой корочки слитка получается недостаточной (< 8-10 мм). 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 200-850 г на 1 т стали, возрастая при увеличении содержания в ней углерода. Применение интенсификатора кипения позволяет получать здоровую корочку достаточной толщины при увеличении скорости разливки до 2,0-2,5 м/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 ма-

териала (например, из антрацита: с каменноугольным пеком). Взаимодействие углерода этого материала с кислородом жидкой стали вызывает активное кипение с пронизыванием пузырями СО 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 заупориваемой и полуспокойной сталей со скоростью наполнения изложниц до 4-5 м/мин. При разливке кипящей стали со столь большой скоростью подъема металла в изложнице пузыри начинают формироваться у самой поверхности слитка, а благодаря быстрому заупориванию 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.

§8. ДЕФЕКТЫ СТАЛЬНЫХ СЛИТКОВ

Дефекты или пороки стальных слитков разделяют на естественные, т.е. неизбежные, которые возникают при затвердевании и охлаждении слитка, и технологические, которые возникают из-за несовершенства технологии разливки, а также выплавки стали. К числу первых относятся усадочная раковина, осевая рыхлость, химическая и структурная неоднородность, сотовые пузыри, эндогенные неметаллические включения; к числу вторых — трещины, плены, завороты корки, подкорковые пузыри в слитках спокойной стали, "голенища" и рослость слитков кипящей стали, малая толщина в них здоровой корочки и некоторые другие. Часть дефектов рассмотрены при описании строения слитков, наиболее важные из остальных рассматриваются ниже.

Поперечные горячие трещины. Образование наружных поперечных трещин - результат препятствия свободной усадке затвердевающего слитка. Наиболее часто трещины возникают вследствие местного зависания слитка в изложнице.

При наличии выбоин в стенках изложницы или зазора между изложницей и прибыльной надставкой жидкий металл заполняет эти углубления и застывает в них. В дальнейшем полужатвердевший слиток зависает в этом месте, так как его длина уменьшается вследствие усадки стали. Корочка затвердевшего металла может разорваться в месте зависания под действием веса слитка.

Для предупреждения образования этого порока необходимо обеспечивать плотное прилегание прибыльной надставки к изложнице и отбраковывать изложницы с дефектными стенками.

Продольные наружные горячие трещины^ Они возникают при разливке перегретой стали и при повышенных скоростях разливки. Их ширина составляет 1-3 мм, длина достигает 1м и более.

Трещины образуются следующим образом. В результате усадки корки затвердевающего слитка и теплового расширения изложницы между ними образуется зазор. Жидкий металл оказывается как бы в сосуде, стенками которого служит корка затвердевшего металла. Тонкая корка может не выдержать ферростатического давления жидкой стали; ее разрыв в продольном направлении и представляет собой продольную трещину. Вероятность разрыва тем выше, чем выше температура стали и скорость разливки, так как в этих случаях из-за избытка тепла медленнее нарастает толщина корки затвердевшего металла. Продольные трещины чаще образуются у углов слитка и иногда на его гранях.

Склонность к образованию продольных трещин зависит от свойств стали (пластичности в горячем состоянии) и формы поперечного сечения слитка. Наибольшей склонностью к трещинообразованию обладают слитки круглого сечения, поскольку в этом случае поверхность соприкосновения слитка и изложницы, т.е. поверхность теплоотдачи оказывается наименьшей и медленнее нарастает толщина корки затвердевающего металла. Наименьшей склонностью к образованию продольных трещин обладают слитки, отливаемые в изложницы прямоугольного сечения с вогнутыми и волнистыми гранями.

Мерами борьбы с образованием продольных горячих трещин обычно служат: предотвращение перегрева стали, уменьшение скорости разливки, применение изложниц с вогнутыми и волнистыми стенками.

Возможно также образование горячих продольных трещин на грани слитка в результате неправильного центрирования струи металла при разливке сверху. Если струя металла отклоняется от центра изложницы, то она будет размывать корку затвердевающего металла и в месте ее утоньшения образуется трещина.

Продольные холодные наружные трещины. Они образуются в процессе охлаждения затвердевшего слитка на его гранях при температуре ниже 600 °С. Они возникают при слишком быстром охлаждении слитков в результате термических и фазовых напряжений. Для предотвращения их образования следует медленнее проводить охлаждение слитков. Наиболее действенное средство против образования термических трещин — посадка слитков в нагревательные колодцы в горячем состоянии.

Склонность стали к образованию холодных трещин возрастает при ее легировании хромом, марганцем, кремнием, а также при содержании в стали более 0,4 % С.

Внутренние трещины в осевой части слитков спокойных легированных сталей. Они иногда образуются в результате термических напряжений при слишком быстром охлаждении слитка в конце кристаллизации. В прокатанном металле они могут вызывать расслоения (нарушения сплошности металла).

Плены. Они обычно образуются при разливке сверху и преимущественно в нижней части слитка. В результате удара струи металла о дно изложницы сталь разбрызгивается. Брызги и заплески застывают на стенках изложницы, причем поверхность их окисляется и поэтому они не растворяются в поднимающейся жидкой стали и не свариваются с основной массой слитка, образуя дефект поверхности слитка — плены. Плены не свариваются с металлом и при прокатке, вследствие чего поверхность прокатанных заготовок приходится подвергать зачистке.

Для уменьшения разбрызгивания заполнение изложниц начинают медленно при неполностью открытом стопоре или затворе. С целью уменьшения пленообразования применяют также разливку через промежуточные ковши и воронки (см.

рис. 149). Вследствие малой высоты столба жидкой стали в воронке или ковше уменьшается напор струи и ослабляется удар о дно изложницы и разбрызгивание.

Заворот корки. Это дефект поверхности слитков, образующийся преимущественно при сифонной разливке вследствие окисления и охлаждения поверхности жидкой стали в изложнице.

Обычно поверхность поднимающегося в изложнице металла покрывается пленкой оксидов, образующихся в результате окисления составляющих стали кислородом воздуха. Затвердевающий под пленкой металл образует вместе с ней корку, которая поглощает также всплывающие из жидкой стали неметаллические и шлаковые включения. Если корка пристаёт к стенкам изложницы, то поднимающийся снизу металл прорывает ее, заворачивает к стенке изложницы и заливает. В месте заворота корки в слитке обнаруживаются скопления неметаллических включений и газовые пузыри, образующиеся в результате взаимодействия оксидов корки с содержащимся в стали углеродом. В процессе прокатки в месте заворота корки возникают разрывы металла (рванины), поэтому требуется зачистка поверхности проката или поверхности слитков перед прокаткой, что усложняет производство и вызывает дополнительные потери металла.

Интенсивность роста корки и пораженность слитка заворотами увеличиваются при низких температуре разливаемой стали и скорости разливки и, в особенности, при наличии в стали легкоокисляющихся элементов (хрома, алюминия, титана). Определенного снижения интенсивности образования корки достигают путем повышения температуры и скорости разливки, однако возможности подобного метода ограничены в связи с повышением при этом вероятности образования продольных трещин. Если регулированием температуры и скорости разливки предотвратить образования корки не удастся, то прибегают к специальным мерам защиты поверхности металла в изложнице от окисления (см. с. 540).

Осевая {центральная} пористость или рыхлость — это мелкие усадочные пустоты в осевой части слитка. Особенно много их под усадочной раковинкой.

Прокатка металла не всегда обеспечивает заваривание осевых пор, особенно при производстве заготовок крупного сечения вследствие меньшей степени обжатия. Наличие осе-

вой пористости обнаруживают при контроле макроструктуры прокатанных заготовок. При выявлении недопустимой центральной пористости металл не может быть использован для изготовления деталей ответственного назначения.

Осевая пористость образуется следующим образом. При кристаллизации слитка осевая зона незатвердевшего металла все время сужается и в отдельных местах происходит срастание кристаллов, растущих с противоположных боков этой зоны. Под сросшимися кристаллами затвердевание идет без доступа жидкого металла сверху из прибыльной части слитка и поэтому в этих местах образуются мелкие усадочные пустоты.

Увеличению осевой рыхлости способствует понижение температуры разливаемого металла, увеличение массы слитка, наличие в стали элементов, повышающих усадку при затвердевании (в особенности углерода), наличие элементов (хрома, титана), увеличивающих вязкость жидкой стали.

На развитие осевой рыхлости большое влияние оказывает конусность слитка. Чем она больше, тем дольше длится затвердевание вышележащего слоя по сравнению с нижележащим и вследствие этого улучшается питание жидким металлом нижележащих слоев осевой части слитка и уменьшается осевая пористость. Однако обычно конусность слитков ограничивается 2—4%, так как увеличение конусности, как уже указывалось, затрудняет прокатку слитков.

Улучшение обогрева верхней части слитка приводит к уменьшению осевой пористости.

Внутренние пузыри в слитках спокойной стали. Отдельные газовые пузыри обычно обнаруживаемые в верхней части слитка возникают в результате недостаточной раскисленности стали или повышенного содержания в ней водорода. В недораскисленной стали растворенный кислород реагирует с углеродом и образуются пузыри CO, избыточный водород выделяется в виде пузырей при кристаллизации; образующиеся пузыри CO и водорода задерживаются между кристаллами в объеме слитка. Раскатанные пузыри обнаруживаются в металле после прокатки в виде мелких трещин.

Рослость слитков спокойной стали возникает по той же причине, что и отдельные пузыри CO или H₂. При значительной недораскисленности стали или высоком содержании водорода газовых пузырей образуется так много, что они вспу-

чивают металл верхней части слитка, вызывая увеличение его высоты ("рост"). Для слитков спокойной стали рослость является браковочным признаком. Рослость, вызываемая выделением водорода, характерна для сталей с повышенным содержанием кремния.

Подкорковые пузыри. В слитках спокойной стали иногда обнаруживаются газовые пузыри, расположенные у поверхности слитка. Причин возникновения этих подкорковых пузырей несколько. Одна из них — излишне толстый слой смазки изложницы. В этом случае смазка не успевает выгореть до подхода жидкого металла и залитая металлом возгоняется. Возгоны задерживаются между кристаллами затвердевающего металла, образуя пузыри.

Пузыри образуются и при слишком высоком (> 0,5 %) содержании влаги в смазке в результате ее испарения, а также при разливке недостаточно раскисленной стали вследствие образования при ее кристаллизации пузырьков CO. Образуются подкорковые пузыри и в результате разбрызгивания стали при разливке сверху. Приставшие к стенкам капли металла (брызги) окисляются с поверхности. Попадая затем в жидкую сталь, оксиды капель реагируют с углеродом стали, образуя пузырьки CO.

При прокатке слитков в местах расположения пузырей возникают волосовины — мелкие тонкие трещины.

Рослость слитков кипящей стали возникает при недостаточной окисленности металла, когда из-за вялого кипения в слитке остается много пузырей CO, вызывая увеличение его высоты.

Большое число газовых пустот, особенно в верхней части слитка (малая плотность его верха) вызывает необходимость увеличения головной обрезки слитков при прокатке. Поскольку при вялом кипении получается малая толщина беспузыристой корки, рослость слитка свидетельствует о наличии и этого дефекта.

Голенище. При чрезмерной окисленности кипящей стали кипение в процессе заполнения изложницы идет очень бурно, пузырьки CO сильно вспенивают металл. После окончания интенсивного кипения (при химическом закупоривании после ввода алюминия) сталь оседает, оставляя на стенках изложницы застывшую корку (голенище).

Глава 6. НЕПРЕРЫВНАЯ РАЗЛИВКА СТАЛИ

§1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ

1. Разновидности и преимущества способа

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—300 мм, 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 оборудования 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 на-

чальный 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 по сравнению с разливкой в изложницы:

- 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 $\sim 1100^{\circ}\text{C}$ 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.

2. Основные типы УНРС

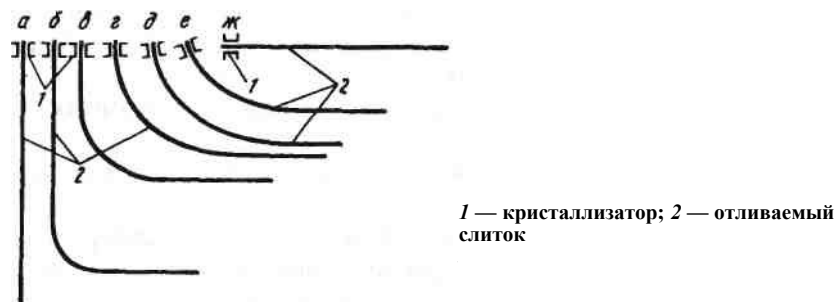
УНРС с вытягиванием слитка из кристаллизатора. УНРС этого типа, как отмечалось, нашли наиболее широкое применение и имеют много разновидностей. В зависимости от направления основной технологической оси установки (направления движения отливаемого слитка) различают (рис. 166) УНРС вертикального типа *а*, 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.

Широкое промышленное применение нашли слябовые УНРС (отливка слитков плоского сечения толщиной 150—300 и шириной до 2600 мм), сортовые и блюмовые (отливка слитков квадратного сечения размером до 400х400 мм и слитков прямоугольного сечения с небольшой величиной отношения ширины к толщине (до 1,5—2,0) при толщине до 300 мм; реже применяются УНРС для отливки слитков круглого сечения диаметром до 500 мм. 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—70 мм).

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 (6-10 м). Этот слиток затем разрезают на части в холодном состоянии.

Скорость разливки, то есть скорость движения слитка при его толщине более 150 мм обычно находится в пределах от 0,5 до 1,5—2,5 м/мин, хотя на отдельных УНРС достигнуты и большие скорости; при отливке слитков малой толщины (квадрат размером менее 90х90 мм и слябы толщиной менее 70 мм) скорость разливки достигает 4—8 м/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; двухленточные, когда металл подают в зазор между двумя движущимися непрерывными лентами (сплошными или гусеничными); барабанно-ленточные (ротторные), когда металл льют в зазор между вращающимся барабаном и движущейся лентой.

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

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—2 мм эта скорость может достигать 100—150 м/мин и более.

3. Затвердевание непрерывно вытягиваемого слитка

Принципиальная схема непрерывной разливки с вытягиванием затвердевающего слитка из кристаллизатора показана на рис. 167. 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—600 мм от верха кристаллизатора находится зона непосредственного контакта с коркой слитка, где теплоотвод максимальный ($1,4—2,3 \text{ МВт/м}^2$); ниже вследствие усадки корки между ней и стенками кристаллизатора возникает газовый зазор, резко снижающий теплоотвод (до $0,3—0,6 \text{ МВт/м}^2$). 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 пере-

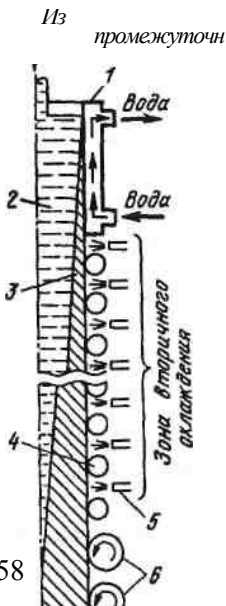
охлажденных участках плотного контакта — паукообразные поверхностные трещины.

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—25 мм, а температура поверхности $900-1250^\circ\text{C}$.

В зоне вторичного охлаждения на поверхность движущегося слитка подают распыленную воду и устанавливают опоры. Рис. 167. Схема отливки и затвердевания непрерывного слитка:

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

558



ные устройства (например, ролики 4, см. рис. 167), которые предотвращают возможное выпучивание корки слитка под воздействием давления столба жидкой стали. 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 ($900-1250^\circ\text{C}$ в начале зоны) не более, чем до $800-1000^\circ\text{C}$ 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 $L = Ka\sqrt{v}$ 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 340 Мин/м^2). Например, при отливке сляба сечением $300 \times 1200 \text{ мм}$ со скоростью $0,6 \text{ м/мин}$, глубина лунки составит $17,2 \text{ м}$, а при скорости $1,2 \text{ м/мин}$ — $34,4 \text{ м}$.

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

$$S = \sqrt{U\tau} \quad \text{или} \quad S = kv\sqrt{l/v},$$

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

559

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.

& 2. УСТРОЙСТВО УСТАНОВОК НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ 1.

УНРС с вытягиванием и скольжением слитка

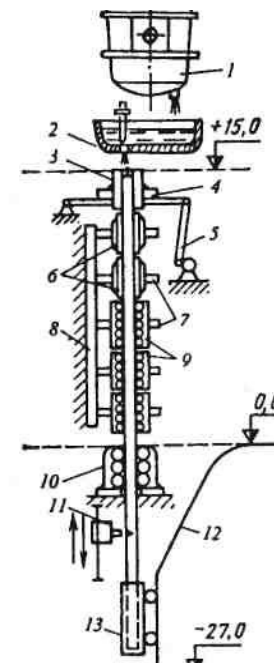
Существует несколько типов установок непрерывной разливки, основанных на вытягивании слитка из кристаллизатора с их взаимным скольжением. Широко применяемые УНРС этого типа служат в основном для отливки слябов и слитков квадратного и прямоугольного сечения. Наибольшее распространение получили установки 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 рис. 168 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 рис. 168, 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

Рис. 168. Схема УНРС вертикального типа:

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



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.

За зоной вторичного охлаждения расположена одна или две тянущие клетки, 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 клеток 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—45 м и для их размещения необходимо сооружение глубо-

ких колодцев и высоких зданий, что удорожает строительство и усложняет эксплуатацию оборудования. Другим существенным недостатком является то, что необходимость ограничивать высоту УНРС ограничивает скорость разливки (при ее росте, как следует из приводившейся на с. 559 формулы, 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 $R = (3(H/40))d$, 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 рис. 169. Жидкая сталь из сталеразливочного ковша поступает в промежуточный, а затем в радиальный кристаллизатор, снабженный механизмом качания. 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

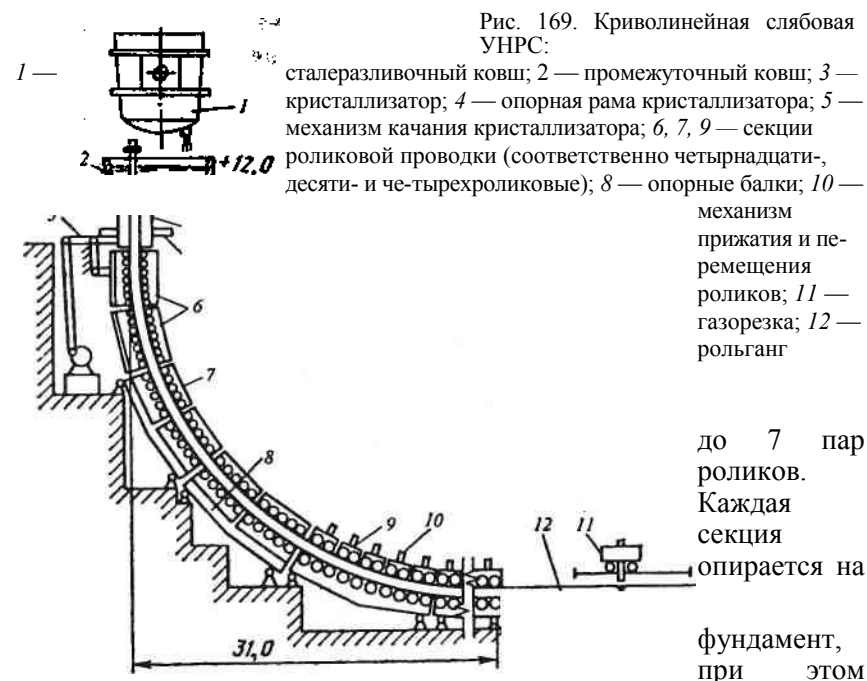


Рис. 169. Криволинейная слябовая УНРС:

1 — сталеразливочный ковш; 2 — промежуточный ковш; 3 — кристаллизатор; 4 — опорная рама кристаллизатора; 5 — механизм качания кристаллизатора; 6, 7, 9 — секции роликовой проводки (соответственно четырнадцати-, десяти- и четырехроликковые); 8 — опорные балки; 10 — механизм прижатия и перемещения роликов; 11 — газорезка; 12 — рольганг

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 300 мм диаметр роликов от 150—200 мм у кристаллизатора возрастает до 480—600 мм 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 350 мм составляет 12 м.

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 (рис. 170, 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. Подобные машины применяют при отливке слитков небольшой толщины (< 150 мм), поскольку при большей толщине из-за необходи-

клеть; 9 - газорезка; 10-12 -
участки роликовой проводки соот-
ветственно вертикальный, изгибаю-
щий и радиальный; 13 — правильная
"• & машина

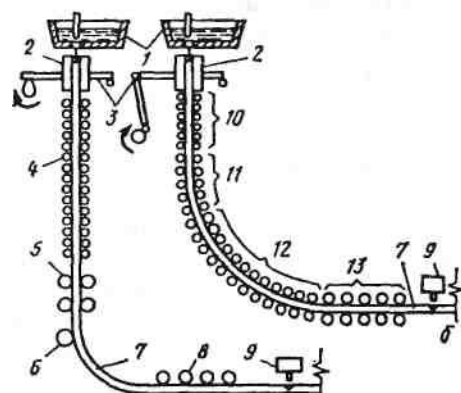


Рис.
170.
Схема
УНРС с
изгибом

затвердевшего слитка (а) и верти-
кально-радиальной УНРС (б):
1 — промежуточный ковш; 2 — вер-
тикальный кристаллизатор; 3 — ме-
ханизм качения кристаллизатора;
4 — опорные ролики; 5 — тянущая
клеть; 6 — изгибающий валок; 7 —
слиток; 8 — тянуще-правильная

мости иметь большой радиус изгиба не достигается заметного снижения высоты по сравнению с вертикальной УНРС.

Вертикально-радиальные УНРС

Установки подобного типа имеют (рис. 170, б) вертикальный кристаллизатор и расположенный ниже него небольшой по высоте (менее 3—4 м) 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 тянущеправильные 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 2-4 м).

Горизонтальные УНРС

564

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 (рис. 171) в футерованный металлоприемник и далее в жестко соединенный с

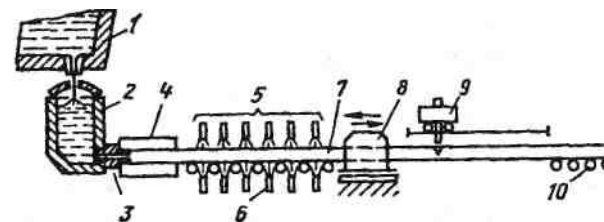


Рис. 171. Схема горизонтальной УНРС:

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

565

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 мало-теплопроводным, 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—50 мм, 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.

Горизонтальные УНРС применяют для отливки сортовых слитков квадратного сечения и прямоугольного сечения, близкого к квадратному толщиной до 200 мм и круглых заготовок диаметром до 330 мм; 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. 566

УНРС для отливки тонких слябов

Большинство существующих слябовых УНРС служат для отливки плоских слитков толщиной 200-300 мм, 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 70-80 мм.

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 (см. рис. 181). 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 сердцевинкой 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—6,5 м/мин.

Наклонно-криволинейные УНРС

Установки подобного типа разработаны недавно и ведется отработка технологии разливки на таких УНРС и совершенствование их отдельных узлов. По устройству такие УНРС схожи с криволинейными и отличаются от обычных криволинейных тем, что дугообразный кристаллизатор установлен (см. рис. 166, *е*) наклонно, т.е. так, что его условная продольная ось наклонена на угол 40–45° к горизонтали. После выхода из кристаллизатора движущийся слиток разгибают в нескольких точках, переводя в горизонтальное положение.

Благодаря наклонному расположению кристаллизатора такие УНРС имеют (рис. 166, *е*) значительно меньшую высоту, чем обычные криволинейные и считаются перспективными для установки в существующих сталеплавильных цехах при внедрении непрерывной разливки вместо разливки стали в изложницы.

Основные узлы УНРС

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 1,6 м) 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—1,2 м); 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 125x125 мм) 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 (см. рис. 159); 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 плавков.

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 ко-

ваного или литого медного блока, толщина их стенок составляет 150—175 мм. В стенках блока сверлят продольные отверстия для охлаждающей воды. Гильзовые кристаллизаторы делают из медной гильзы (трубы) с толщиной стенки 6—20 мм, которую закрепляют в наружном стальном кожухе. Охлаждающая вода проходит по узкой (около 5 мм) щели между медной и стальной стенками со скоростью 6—7,5 м/с. Блочные и гильзовые кристаллизаторы применяют для отливки слитков небольшого сечения (менее 200x200 мм).

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 рис. 172 (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 (рис. 172, 11).

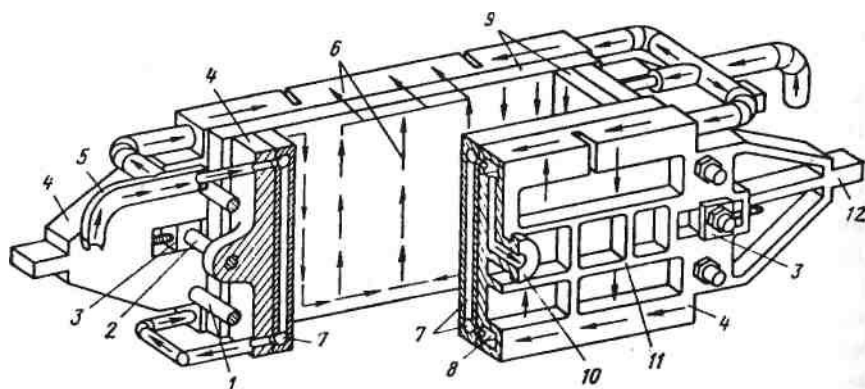


Рис. 172. Составной кристаллизатор с петлевой системой охлаждения для отливки плоских слитков.

1 — стяжной болт; 2 и 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 механизма качания

Составные кристаллизаторы подразделяют на тонкостенные и толстостенные. Первые (рис. 173, а) имеют медную пластину толщиной 10—20 мм, 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—100 мм, в которых просверлены (см. рис. 173, б) круглые продольные каналы для охлаждающей воды обычно диаметром 20 мм. Благодаря меньшему короблению толстых медных плит стойкость толстостенных кристаллизаторов значительно выше, чем тонкостенных и снижается пораженность слитка поверхностными дефектами.

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—25 мм) наружная оболочка слитка; эта высота составляет 0,7—1,2 м. Внутреннюю рабочую поверхность сте-

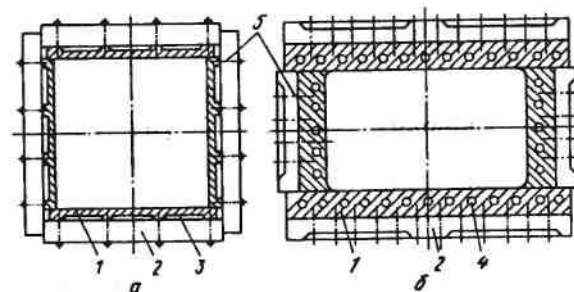


Рис. 173. Поперечное сечение составных кристаллизаторов — тонкостенного (а) и толстостенного (б):

1 — медная плита; 2 — стальная плита; 3 — канавка для воды; 4 — сверленный канал для воды; 5 — шпильки

нок 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 плавков разбирают и поврежденный рабочий слой стенок сострагивают, 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 1 мм, 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 (см. рис. 172) 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 (см. рис. 172). Скорость воды в каналах кристаллизатора должна быть не менее 5 м/с, температура отходящей воды не выше 40 °С; расход воды составляет около 90 м³/ч на 1 м 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 2700 мм или два слитка шириной по 1300 мм).

За рубежом начали применять кристаллизаторы со спрей-ерным (струйным) охлаждением стенок. Такой кристаллизатор представляет собой тонкостенную медную гильзу, закрепленную в стальной камере, внутри которой размещены 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 задерживается 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

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 — 20 мм, 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 рис. 174. 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.

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), рас-средотачивая 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 улавливания пара, образующегося при испарении подаваемой на горячий слиток воды. Охлаждающие устройства при водяной системе охлаждения (рис. 175) представляет собой систему трубопроводов с запорными и регулирующими устройствами и многочисленными

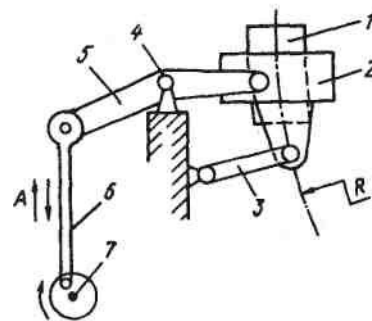


Рис. 174. Механизм качания кристаллизатора

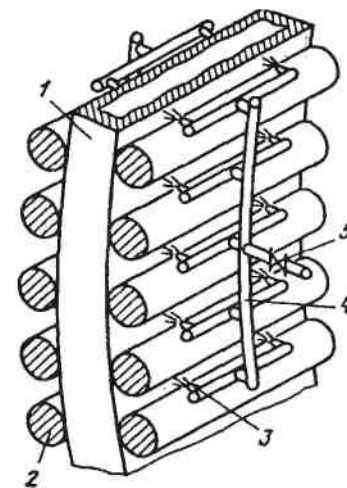


Рис. 175. Секция вторичного охлаждения криволинейной УНРС:
1 - слиток; 2 - опорный ролик; 3 — форсунка; 4 — трубчатый коллектор; 5 — задвижка

форсунками, распыливающими подаваемую на слиток воду. В последние годы начали применять водовоздушное охлаждение, т.е. подачу через распыливающие 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 распыляется 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 (рис. 175) или брусками 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 предназначены 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 (рис. 168 и 170, а) опорные устройства выполняют в виде системы вращающихся неприводных опорных роликов. На некоторых вертикальных УНРС (рис. 168) 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 клетки, каждая из которых включает закрепленные в одной станине две или три (рис. 168) пары валков, соединенных с приводом и прижимаемых к слитку с помощью гидроцилиндров. В УНРС с изгибом слитка имеется два тянущих устройства — тянущая клетка в конце вертикального участка установки и тянуще-правильные ролики, обеспечивающие выпрямление слитка и его дальнейшее перемещение в горизонтальном направлении (рис. 170, а).

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 (см. рис. 169). При этом верхняя часть проводки (до 2,5-3,5 м 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 резиноканевые рукава; при подаче в рукава сжатого воздуха крышки приподнимаются и толщина звеньев и затравки увеличивается до необходимой величины, определяемой расхождением между роликами.

Затравка снабжена головкой, в которой имеется углубление в виде "ласточкиного хвоста" или Г-образной формы (рис. 176); сечение головки затравки соответствует сече-

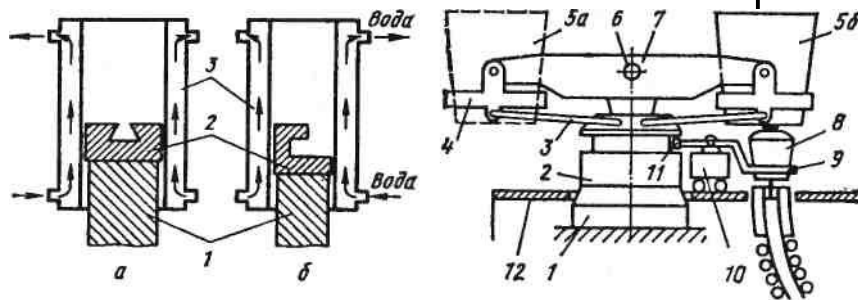


Рис. 176. Затравка в кристаллизаторе перед началом разливки:
а — с головкой, имеющей паз в виде ласточкиного хвоста; б — с Г-образной головкой; 1 — затравка; 2 — головка затравки; 3 — кристаллизатор

Рис. 177. Поворотный стенд УНРС:
1 — опорная станина; 2 — поворотная платформа; 3 — тяга; 4 — подвеска; 5, а и 5, б — сталеразливочный ковш; 6 — ось крепления консоли; 7 — консоль; 8 — промежуточный ковш; 9 — несущая рама тележки; 10 — тележка; 11 — опорные ролики; 12 — рабочая площадка УНРС

нию 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 режущие 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.

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 (рис. 177) 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 5б стенд поворачивают на 180°, устанавливая тем самым второй ковш 5а над промежуточным, и тотчас 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 (см. рис. 177) 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.

2. УНРС без скольжения слитка в кристаллизаторе

Работа и устройство УНРС этого типа, как отмечалось ранее, основана на том, что рабочая поверхность кристаллизатора перемещается вместе со слитком в начальный момент его формирования; это исключает их взаимное скольжение и возникновение при этом сил трения между слитком и кристаллизатором. Благодаря отсутствию трения эти УНРС позволяют отливать слитки значительно меньшей толщины и при значительно больших скоростях, чем традиционные УНРС с вытягиванием слитка из кристаллизатора.

Опробованы и внедряются либо эксплуатируются несколько разновидностей УНРС этого типа: двухвалковые; барабанные с ограничительным роликом или без него; одно- и двухлен-точные со сплошными или гусеничными лентами (все служат для отливки полос и лент толщиной от 10—20 до долей мил-

лиметра) и барабанно-ленточные или роторные (для отливки слитков с сечением, близким к прямоугольному толщиной до 160 мм).

Сооружение и эксплуатация таких УНРС обходится значительно дешевле, чем традиционных; со скольжением слитка в кристаллизаторе; кроме того снижаются энергозатраты при дальнейшей прокатке, так как для прокатки тонких заготовок требуются станы небольшой мощности.

Двухвалковые УНРС используют для получения плоских слитков (полос, лент). В таких установках (рис. 178, а) жидкий металл из промежуточного ковша подают сверху в зазор между двумя параллельными вращающимися навстречу друг другу охлаждаемыми валками (роликами); в торцах валков расположены поперечные пластины (плиты), ограничивающие литейное пространство с боков. Между валками образуется (рис. 178, а) сужающаяся книзу воронка из жидкого металла; в верхней ее части на поверхности валков формируется наружная корочка слитка, которая в дальнейшем подвергает-

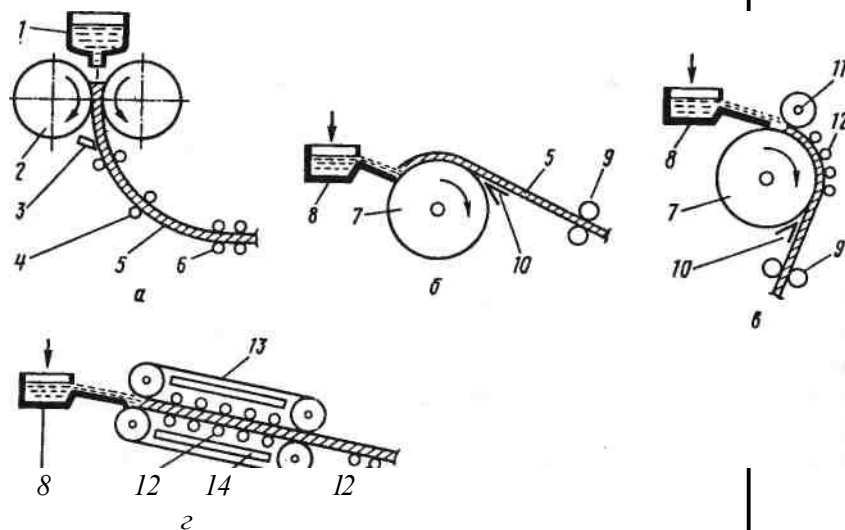


Рис. 178. УНРС без скольжения слитка в кристаллизаторе:

а — двухвалковая; б — барабанного типа без ограничительного ролика; в — барабанного типа с ограничительным роликом; г — двухленточная; 1 — промежуточный ковш; 2 — охлаждаемый валок; 3 — изгибающее устройство; 4 — направляющие ролики; 5 — слиток; 6 — выпрямляющие ролики; 7 — охлаждаемый барабан; 8 — желоб; 9 — тянущие валки; 10 — снимающий клин; 11 — ограничительный ролик; 12 — опорные ролики; 13 — лента; 14 — охладитель ленты

ся обжатию вследствие сближения поверхностей вращающихся наков. Таким образом, валки выполняют роль кристаллизатора и одновременно производят обжатие слитка. После выхода из валков слиток с помощью изгибающего устройства 3 и системы роликов плавно переводят в горизонтальное положение.

Жидкий металл в зазор между валками необходимо подавать равномерно по ширине отливаемого слитка; подачу металла ведут открытыми струями через желоб или под уровень металла погружными стаканами (плоские стаканы с щелевидным выходным отверстием или несколькими круглыми отверстиями).

На УНРС подобного типа с диаметром валков 1200 мм при толщине плоского отливаемого слитка 1—5 мм скорость его движения составляет 20—100 м/мин; ширина отливаемого слитка достигает 800 мм. Недостатком таких УНРС являются малое время контакта корочки слитка с валками и возможность образования поверхностных трещин при деформации тонкой формирующейся оболочки слитка.

УНРС барабанного типа служат для отливки полос и лент. В этих установках жидкий металл подают на поверхность вращающегося вокруг горизонтальной оси охлаждаемого барабана. Разработано две разновидности таких УНРС: с ограничительным роликом (рис. 178, в) и без него (рис. 178, б). Барабан диаметром до 1 м полый, его рабочая поверхность из стального листа охлаждается водой изнутри, что обеспечивает охлаждение нижней поверхности отливаемой полосы; верхнюю наружную поверхность полосы иногда охлаждают водой, распыляемой форсунками, либо потоком инертного газа.

Для увеличения протяженности зоны контакта полосы с барабаном некоторые УНРС помимо ограничительного ролика снабжены опорными роликами 12 (рис. 178, в). Отливаемая полоса отделяется от барабана с помощью снимающего клина. После отделения от барабана полоса попадает в тянущие ролики и затем на моталку, сматывающую полосу в рулон.

Жидкий металл подают как на восходящую, так и нисходящую поверхность вращающегося барабана; при этом должно обеспечиваться его равномерное поступление по всей ширине барабана. На установках без ограничительного ролика толщина отливаемой ленты (полосы) определяется скоростью вращения барабана и количеством подаваемого на поверх-

ность барабана расплава. При этом для получения постоянной толщины ленты необходимы стабильность свойств расплава (температура, жидкотекучесть и др.) и надежные системы автоматического контроля и управления разливкой. Более перспективными считаются установки с ограничителем роликом, у которых постоянство толщины и гладкая поверхность ленты обеспечиваются за счет воздействия этого ролика. Толщина отливаемых полос и лент составляет от 20 до долей миллиметра, ширина достигает 1000 мм, скорость разливки 10—60 м/мин и более.

Ленточные УНРС, служащие для отливки тонких полос, могут быть одно- и двухленточными. Двухленточная установка (рис. 178, з) имеет две располагаемые наклонно параллельные бесконечные ленты, движущиеся с одинаковой скоростью. Ленты могут быть гусеничными или сплошными из стали. С внутренней стороны ленты охлаждаются водой; прижатие ленты к отливаемой полосе обеспечивают опорные ролики 12. Продольное расширение ленты вследствие ее нагрева компенсируют натягивающими роликами.

Металл в зазор между лентами подают либо через желоб, либо плоскими погружными стаканами.

На одной из подобных установок со сплошными лентами (установка "Хезелетт" в США) отливают полосы толщиной 20—80 мм при скорости разливки от 4—6 до 15 м/мин.

Роторные или барабанно-ленточные УНРС применяют, как правило, для отливки слитков трапециевидного (близкого к прямоугольному) сечения. Одна из таких УНРС, входящая в состав литейно-прокатного агрегата, показана на рис. 179. Жидкий металл поступает из промежуточного ковша сверху в зазор между вращающимся литейным колесом и движущейся лентой. Литейное колесо 7 диаметром 3 м из стали имеет закрепленный на ободе медный водоохлаждаемый канал, имеющий форму расширяющейся сверху трапеции, что облегчает выход слитка из канала в процессе разливки (размеры сечения канала 160x130x128 мм). Бесконечная стальная лента толщиной 1,6 мм прижимается к ободу колеса двумя валками 4, а третий приводной валок 3 обеспечивает ее натяжение и непрерывное движение. Движущаяся лента прижимается к ободу колеса, образуя кристаллизатор длиной 1,8 м, в котором отсутствует скольжение слитка. В зоне контакта с колесом ленту снаружи охлаждают.

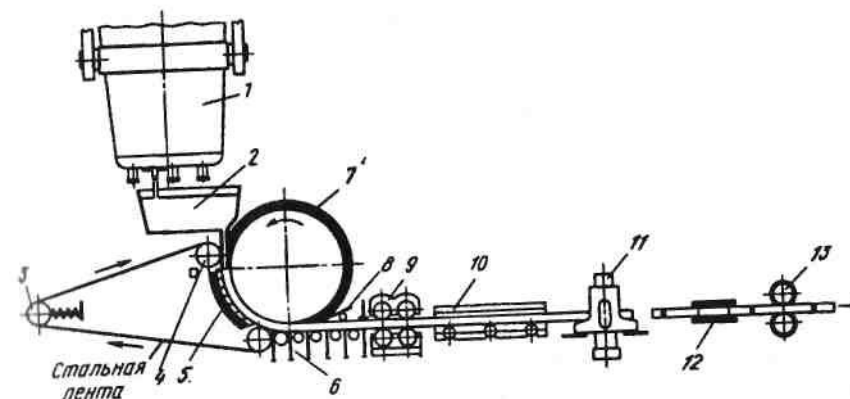


Рис. 179. Литейно-прокатный агрегат с роторной УНРС: 1 — сталеразливочный ковш; 2 — промежуточный ковш; 3 — приводной валок; 4 — прижимные валки; 5 — охлаждение ленты; 6 — направляющие ролики; 7 — литейное колесо; 8 — снимающий клин; 9 — тянущие ролики; 10 — печь для выравнивания температуры слитка; 11 — ножницы; 12 — вертикальная прокатная клеть; 13 — горизонтальная прокатная клеть

В нижней части колеса слиток выводят из трапециевидного канала и плавно разгибают с помощью водоохлаждаемого клина и ряда роликов, после чего он поступает в тянущую клеть. Скорость разливки (скорость движения слитка) на таких УНРС достигает 4-6 м/мин. 3. Литейно-прокатные агрегаты

Совмещение непрерывной разливки с прокаткой, т.е. прокатка горячего слитка после выхода из УНРС, позволяет исключить операцию нагрева металла перед прокаткой и, тем самым, заметно снизить уровень энергозатрат. Поэтому в течение многих лет ведутся работы по созданию литейно-прокатных агрегатов (ЛПА), объединяющих УНРС и прокатный стан. Основная трудность при этом связана с тем, что скорость движения слитка на высокопроизводительных УНРС со скольжением слитка в кристаллизаторе в несколько раз ниже скорости движения прокатываемой заготовки на прокатных станах. Сочетание УНРС с прокатным станом облегчается при разливке стали на начинающихся применяться в последние годы установках без скольжения слитка в кристаллизаторе, обеспечивающих значительно большие скорости разливки, чем традиционные УНРС.

Созданные к настоящему времени ЛПА обычно предусматривают резку отливаемого слитка на отдельные заготовки, которые без охлаждения передаются на прокатный стан и прокатываются с необходимой на этом стане скоростью. Примером может служить ЛПА фирмы "Ньюкор", США. Выплавляемая в электродуговых печах сталь поступает в 125-т ковше на УНРС с изгибом слитка, имеющую радиус кривизны 3 м и отливающую тонкие слябы (толщина 40—50, ширина 900—1350 мм) со скоростью 2—6 м/мин. После разгибания и перевода слитка на УНРС в горизонтальное положение его разрезают на куски длиной 42,7 м; далее они проходят через туннельную роликовую печь длиной ~164 м, в которой происходит выравнивание температуры сляба. Затем сляб поступает в четырёхклетевой непрерывный широкополосный стан и прокатывается до толщины менее 2,5 мм при скорости выхода полосы из него 460—520 м/мин. После прохода участка охлаждения полоса поступает на моталку и сматывается в рулон.

При наличии в составе ЛПА одной УНРС загрузка прокатного стана составляет 40 %, после установки второй УНРС она возрастает до 80—85 %.

Схема еще одного ЛПА, разработанного в Японии, показана на рис. 179. Агрегат включает роторную УНРС (она описана выше), на которой отливают слитки трапецевидного сечения с размерами 160x130x128 мм. После выхода из тянущих роликов 9 УНРС слиток проходит через печь 10 для выравнивания температуры и ножницы П. Далее заготовка поступает в вертикальную и горизонтальную обжимные клетки, в которых из трапецевидной формируется квадратная заготовка сечением 120x120 мм.

На заводе "Электросталь" создан и эксплуатируется ЛПА без резки отливаемой заготовки на мерные длины перед прокаткой. На ЛПА получают катанку диаметром 8 мм из хромо-алюминиевого сплава, выплавляемого в 1-т индукционной печи. Из разливочного ковша через промежуточный металл попадает в кристаллизатор, после которого слиток проходит тянущее устройство и опорные ролики, два индуктора для подогрева, подающие валки, планетарный стан, летучие ножницы, чистовые клетки. Криволинейная УНРС с базовым радиусом 3 м выдает слиток с размерами поперечного сечения 60—80 мм при скорости разливки 0,7—3,5 м/мин. Скорость выхода катанки из прокатного стана — около 1,7 м/с.

§ 3. ТЕХНОЛОГИЯ РАЗЛИВКИ И КАЧЕСТВО СЛИТКА

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 по всем объемам 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 плавов 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 брусками 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—1,2 м (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 неполноте заполненном кристаллизаторе, включают механизм вытягивания слитка; одновременно автоматически включается механизм качания кристаллизатора. Вытягивание начинают со скоростью 0,1—0,2 м/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. Приблизительно ее можно определить по формуле, приведенной в § 4; обычно для слитков толщиной более 150 мм скорость разливки находится в пределах 0,4–2,5 м/мин, для более мелких слитков — 4–8 м/мин.

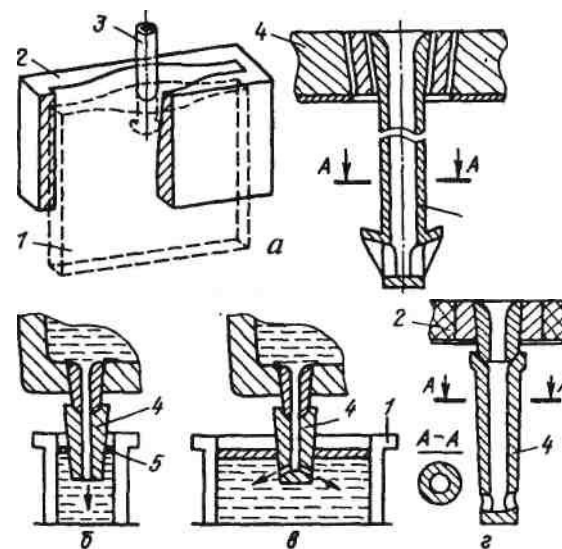


Рис. 180. Способы подачи металла в кристаллизатор (и, б, в) и погружной составной стакан (г):

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

Рис. 181. Подвод металла в предназначенный для отливки тонких слябов кристаллизатор с воронкообразным расширением сверху (а) и погружной удлиненный стакан (б):

1 — слиток; 2 — кристаллизатор; 3 — плоский (опальный) погружной стакан; 4 — футеровка промежуточного

J

A-A

Металл из промежуточного ковша в кристаллизатор можно подавать открытой струей (рис. 180, а) или же затопленной струей (рис. 180, б, в и рис. 181, а) с помощью погружных составных или удлиненных стаканов. Низ таких стаканов с выходными отверстиями погружен в металл в кристаллизаторе на глубину 50—100 мм. 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 (рис. 180, 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

(рис. 180, 4 и рис. 181, 3), причем струи выходящего металла могут быть

587 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—1,0 кг/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.

При разливке через погружные стаканы поверхность металла в кристаллизаторе защищают от охлаждения, окисления и возможного образования заворотов окисленной корки шлаковыми 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 3-20 мм, 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 распределение 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 отдаления 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—1,4 л на 1 кг стали; при водовоздушном — ниже (до полутора раз и Гюлее).

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 $\pm 5^\circ\text{C}$.

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 ~ 30 м/с, создавая тем самым вокруг струи металла сплошную кольцевую оболочку из аргона; расход аргона равен $\sim 0,02$ м³/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—4 мм при толщине слитка 200—300 мм) 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—60 Гц, 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, по-

вышение 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 заедании 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 слывовых 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—20 мм), 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: перекося слитка к кристаллизаторе под воздействием несоосно 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—1,5 м и более и глубину до 10-15 мм. Эти трещины (рис. 182, 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.

Продольные трещины по ребрам (углам) рис. 182, 7 образуются в квадратных слитках при искажении профиля в кристаллизаторе (ромбичность, см. выше). В сляках такие трещины возникают на расстоянии ~ 350 мм 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 (8, рис. 182), 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 (рис. 182) *внутренние трещины* образуются в результате совместного воздействия термических напряжений в охлаждаемом слитке и механических усилий от опорных, тянущих и изгибающих роликов. Распространены

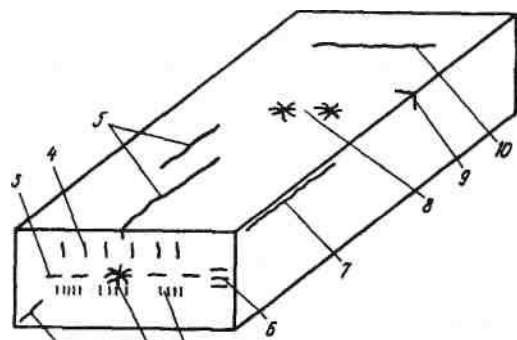


Рис. 182. Основные виды трещин в вытягиваемом из кристаллизатора УНРС слитке: 1 — центральная трещина; 2 — диагональные трещины; 3 — осевые; 4 — внутренние трещины перпендикулярные широким граням слитка; 5 — продольные поверхностные трещины на гранях слитка; 6 — трещины, перпендикулярные узким граням слитка; 7 — продольные трещины по ребрам (углам); 8 — паукообразные и сетчатые трещины; 9 — поперечные трещины в углах слитка; 10 — поперечные поверхностные трещины (надрывы корки)

внутренние трещины, перпендикулярные широким граням слитка (4, рис. 182); 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 4а — 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 (рис. 182, 1).

Трещины 6, перпендикулярные узким граням и расположенные вблизи от них, возникают при выпучивании широких граней слитка, т.е. при недостаточном поддержании 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, см. 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.

§ 4. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ УНРС

Годовую производительность УНРС с вытягиванием слитка из кристаллизатора (t) при работе методом "плавка на плавку" и с "паузами" определяют соответственно по формулам:

$$P = \frac{1440m}{t_n + t_p} \text{ ан и } P = \frac{1440}{t_n + t_p} \text{ ан,}$$

где P — масса жидкой стали в ковше, т; n — число рабочих суток УНРС в году; t_n — длительность разливки одного ковша, мин; t_p — длительность паузы (подготовки машины к разливке следующей плавки или серии плавов), мин; m — число плавов в серии, отливаемых без перерыва (обычно 8—10); a — 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_n для двух-ручьевых слябовых УНРС при работе методом "плавка на плавку" принимается равной 160 мин, при работе с паузами 60 мин; для сортовых УНРС, работающих с паузами 45—60 мин. При этом величина t_n должна быть скорректирована с ритмом подачи жидкой стали от печей. Иначе говоря, если длительность t_n не совпадает с ритмом подачи ковшей, к времени t_n надо добавить время ожидания ковша.

Длительность разливки плавки (мин) равна:

$t_n = iV(Wvd)$, где N — число ручьев; F — площадь поперечного сечения отливаемого слитка, m^2 ; v — линейная скорость разливки, м/мин; d — плотность стали, величину которой в подобных расчетах принимают 7,8 т/м³ для спокойной и 7,3 т/м³ для кипящей стали.

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

$v = K(a + b)/(ab)$, где a и b — толщина и ширина отливаемого слитка соответственно, м; K — коэффициент, учитывающий марку разливаемой стали и уровень совершенства конструктивных узлов

УНРС. Величину K при разливке углеродистых сталей обыкновенного качества и низколегированных конструкционных сталей принимают для слабовых и сортовых УНРС соответственно 0,28—0,30 и 0,14; при разливке углеродистых, легированных конструкционных и высокоуглеродистых сталей соответственно 0,22 и 0,11 м²/мин.

Глава 7. СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ СТАЛИ ВЫСОКОГО КАЧЕСТВА. ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА СТАЛИ

Современная техника предъявляет все более высокие требования к качеству стали. В тех случаях, когда проведение операций, обеспечивающих требуемое качество металла, непосредственно в самом агрегате связано с потерей его производительности и недостаточно эффективно, операции переносят в ковш или во вспомогательную емкость. Проведение технологических операций вне плавильного агрегата называют *вторичной* металлургией (ковшовой металлургией, внеагрегатной обработкой, внепечной обработкой, ковшевым рафинированием). Основную цель вторичной металлургии можно сформулировать как осуществление ряда технологических операций быстрее и эффективнее по сравнению с решением аналогичных задач в обычных сталеплавильных агрегатах.

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

1. Распространением метода непрерывной разливки стали, который, в свою очередь, для высокопроизводительной работы установок требует точного (и стандартного от плавки к плавке) регулирования температуры и химического состава металла. В результате практически вся сталь, разливаемая на установках непрерывной разливки, подвергается внепечной обработке.
2. Непрерывно увеличивающиеся масштабы производства сталей ответственного назначения, которые трудно получить при обычной технологии плавки.

3. Возрастающими масштабами производства сталей и сплавов с особо низким содержанием углерода.

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

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

6. Наличие в цехе агрегатов, в которых осуществляется внепечная обработка стали, позволяет сократить (или вообще исключить) проведение периода доводки в собственно сталеплавильных агрегатах. Особенно это касается электродуговых и мартеновских печей. Соответственно возрастает производительность этих агрегатов, снижается расход огнеупоров, топлива, электроэнергии и т.д.

В результате внедрения методов внепечной обработки в современных электродуговых печах осуществляется только расплавление шихты, а все операции по доводке металла производятся в агрегатах внепечной обработки.

7. Современные методы внепечной обработки позволяют получать сталь с очень малым ("ультранизким") содержанием углерода (<0,003%) и азота (<0,003 %). В результате стало возможным появление нового класса сталей - так называемых /F-сталей (от англ. Interstitial Free Steels). Ввод в состав этих сталей небольших количеств карбидо- и нитридообразующих элементов (таких как титан, ниобий, бор) позволяет полностью исключить наличие свободных атомов внедрения - углерода и азота — в кристаллической решетки при любых условиях охлаждения после прокатки и термической обработки и существенно повышает пластические свойства, деформируемость и штампуемость сталей.

Уникальные свойства /F-сталей предопределили их быстрое и повсеместное распространение (особенно - в автомобилестроении).

В нашей стране производство /F-сталей организует Новолипецкий металлургический комбинат.

§1. ОБЩИЕ УСЛОВИЯ

Методы выпечной обработки могут быть условно разделены на простые (обработка металла одним способом) и комбинированные (обработка металла несколькими способами одновременно). К простым методам относятся: 1) обработка металла вакуумом; 2) продувка инертным газом; 3) обработка металла синтетическим шлаком в ковше; 4) введение реагентов в глубь металла; 5) продувка порошкообразными материалами. Основными недостатками перечисленных простых способов обработки металла являются: 1) необходимость перегрева жидкого металла в плавильном агрегате для компенсации снижения температуры металла при обработке в ковше; 2) ограниченность воздействия на металл (только десульфурация или только дегазация и т.п.). Наилучшие результаты воздействия на качество металла достигаются при использовании комбинированных способов, когда в одном или нескольких, последовательно расположенных агрегатах, осуществляется ряд операций. Для их осуществления оказывается необходимым усложнять конструкцию ковша и использовать более сложное оборудование.

При решении вопроса о выборе необходимого оборудования определяющим является выбор той или иной технологии обработки металла. Несмотря на многоплановость задач, стоящих при решении проблемы повышения качества металла методами вторичной металлургии, используемые при этом технологические приемы немногочисленны и по существу сводятся к интенсификации следующих процессов:

1. Взаимодействия металла с жидким шлаком или твердыми шлакообразующими материалами (интенсивное перемешивание специальной мешалкой, продувкой газом, вдуванием твердых шлакообразующих материалов непосредственно в массу металла, электромагнитное перемешивание и т.п.).
2. Газовыделения (обработка металла вакуумом или продувка инертным газом).
3. Взаимодействия с вводимыми в ванну материалами для раскисления и легирования (подбор комплексных раскислителей оптимального состава; введение реагентов в глубь металла в виде порошков, блоков, специальной проволоки; с использованием патронов, выстреливаемых в глубь металла; искусственное перемешивание для улучшения условий удале-

ния продуктов раскисления и т.д.; организация тем или иным способом перемешивания ванны, интенсификация процессов массопереноса — обязательное условие эффективности процесса).

Выпечная обработка металла комбинированными методами может производиться: 1) в обычном сталеразливочном ковше с футеровкой из шамота и с вертикальным стопором; 2) в сталеразливочном ковше с футеровкой из основных высокоогнеупорных материалов и стопором шибера типа; 3) в сталеразливочном ковше, снабженном крышкой; 4) в сталеразливочном ковше, оборудованном для вдувания газа или газопорошковой струи снизу, через смонтированные в днище устройства; 5) в агрегате-ковше с крышкой (сводом), через которую опущены электроды, нагревающие металл в процессе его обработки; 6) в агрегате типа конвертера, с продувкой металла кислородом, аргонem, паром; 7) в агрегате типа конвертера, снабженном оборудованием для вакуумирования расплава и т.д.

§ 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЫПЕЧНОГО РАФИНИРОВАНИЯ

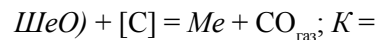
Обработка металла вакуумом влияет, как известно, на протекание тех реакций и процессов, в которых принимает участие газовая фаза.

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

В стали практически всегда содержится определенное количество углерода. Равновесие реакции $[C] + [O] = CO_{\text{газ}}$, $K = p_{CO}/a$ при обработке вакуумом сдвигается впра-

во, кислород реагирует с углеродом, образуя окись углерода.

В тех случаях, когда кислород в металле находится в составе оксидных неметаллических включений, снижение давления над расплавом приводит в результате взаимодействия с углеродом к частичному или полному разрушению этих включений:



$$K = \frac{a_{CO}}{a_{[C]} \cdot a_{[MeO]}}$$

Более слабые включения, такие например, как MnO или Sr_2O_3 , восстанавливаются почти нацело; для восстановления более прочных включений, таких, например, как Al_2O_3 или TiO_2 , требуется очень глубокий вакуум. Снижение концентрации кислорода в металле ("окисленности" металла) при обработке вакуумом за счет реакции окисления углерода получило название "углеродное раскисление".

Обработка металла вакуумом влияет и на содержание в стали водорода и азота. Выше было сказано, что содержание водорода в металле определяется при прочих равных условиях давлением водорода в газовой фазе $[H] = \sqrt{p}$. При

снижении давления над расплавом равновесие реакции $2[H] \rightleftharpoons H_{2газ}$ сдвигается вправо. Водород в жидкой стали отличается большой подвижностью, коэффициент диффузии его достаточно велик ($D = 1,2 \cdot 10^{-5} \text{ см}^2/\text{с}$), и в результате вакуумирования значительная часть содержащегося в металле водорода быстро удаляется из металла.

Равновесие реакции $2[N] \rightleftharpoons N_{2газ}$ при снижении давления также сдвигается вправо, однако азот в металле менее подвижен, коэффициент диффузии его в жидком железе на порядок меньше, чем водорода ($D = (1 \cdot 10^{-4} \text{ см}^2/\text{с})$), в

результате интенсивность очищения расплава от азота под вакуумом значительно ниже, чем от водорода. Требуются более глубокий вакуум и продолжительная выдержка, чтобы достигнуть заметного очищения металла от азота.

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

и $p_{N_2} = 0$). Таким образом, при обработке металла вакуумом

в нем уменьшается содержание растворенных кислорода, водорода, азота и содержание оксидных неметаллических включений; в результате выделения большого количества газовых пузырьков металл перемешивается, становится однородным, происходит "гомогенизация" расплава.

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

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

Продувка металла инертными газами в известной мере влияет так же, как обработка вакуумом. При продувке инертными газами массу металла пронизывают тысячи пузырьков инертного газа (обычно аргона). Каждый пузырек представляет собой маленькую "вакуумную камеру", так как парциальные давления водорода и азота в таком пузырьке равны нулю. При продувке инертным газом происходит интенсивное перемешивание металла, усреднение его состава; в тех случаях, когда на поверхности металла наведен хороший шлак, перемешивание облегчает протекание процесса ассимиляции таким шлаком неметаллических включений; если этот шлак имеет высокую основность (а также малую окисленность) происходит и десульфурация металла. Когда хотят получить сталь с особо низким содержанием углерода (например, особо качественную нержавеющую сталь), кислород, подаваемый для продувки ванны, разбавляют инертным газом, при этом равновесие реакции $O_2 + 2[C] = 2CO_{газ}$ сдвигается вправо, так как в газовой фазе в составе продуктов реакции, кроме оксидов углерода, будет находиться и инертный газ, и парциальное давление p_{CO} уменьшится. Масса пузырьков инертного газа сама облегчает процессы газовой выделительной, так как эти пузырьки являются готовыми полостями с развитой поверхностью раздела для образования новой фазы.

Необходимо иметь в виду, что продувка инертным газом сопровождается снижением температуры металла (газ нагревается и интенсивно уносит тепло), поэтому ее часто используют для регулирования температуры металла в ковше.

Технически операция продувки больших масс металла инертными газами в ковше проще и дешевле, чем обработка вакуумом, поэтому там, где это возможно, продолжительная по времени продувка инертными газами, проводимая через пористые пробки в днище ковша или через полый стопор, заменяет обработку вакуумом. Во многих случаях продувку металла инертным газом проводят одновременно с обработкой вакуумом, так как вызываемое продувкой энергичное перемешивание металла ускоряет процессы вакуумирования, делает вакуумирование более эффективным. В качестве инертного газа чаще всего используют аргон. Когда это возможно, при производстве стали простых марок, невысоких температурах, аргон заменяют более дешевыми газами (азотом или даже паром).

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

Перемешивание металла со специально приготовленным ("синтетическим") шлаком позволяет интенсифицировать переход в шлак тех вредных примесей, которые удаляются в шлаковую фазу: серы, фосфора, кислорода (в виде оксидных неметаллических включений). В тех случаях, когда основная роль в удалении примеси принадлежит шлаковой фазе, скорость процесса пропорциональна величине площади межфазной поверхности. Обычно способ обработки стали синтетическим шлаком используют прежде всего для удаления серы, поэтому основой искусственно приготовляемого ("синтетического") шлака является CaO ; для снижения температуры плавления в состав шлаковой смеси вводят Al_2O_3 или другие добавки. Поскольку в таком шлаке практически нет оксидов железа, он является одновременно хорошим раскислителем. Если ставится задача очистки металла от неметаллических включений определенного состава, то соответственно подбирают состав синтетического шлака. Во всех случаях задача заключается, во-первых, в получении шлака нужного состава и, во-вторых, в разработке способа получения максимальной поверхности контакта шлаковой и металлической фаз.

Продувка металла порошкообразными материалами (или вдувание в металл порошкообразных материалов) также имеет целью обеспечить максимальный контакт вдуваемых твердых реагентов с металлом. Вместе с тем положительная сторона метода состоит в том, что реагент в металл вдувается струей газа-носителя, который сам оказывает определенное воздействие на металл. Газом-носителем может быть и окислитель (например, кислород или воздух), и восстановитель (например, природный газ), и нейтральный газ (например, аргон). Для удаления фосфора в струе кислорода в металл вдувают твердую смесь, состоящую из извести, железной руды и плавикового шпата, для удаления серы в металл вдувают в струе аргона смесь извести и плавикового шпата. Плавиковый шпат вводится в состав смесей для повышения жидкотекучести шлака. Этим способом можно вдувать в металл (в струе нейтрального или восстановительного газа) такие сильнодействующие реагенты, которые из-за больших энергий взаимодействия и соответствующего пироэффекта обычными способами вводить в металл нельзя (кальций, магний) или из-за их вредного действия на здоровье опасно (свинец, селен, теллур).

Ускоренная или направленная кристаллизация металла имеет целью улучшить структуру слитка, ликвидировать или уменьшить ликвацию, центральную рыхлость и пористость и тому подобные пороки. Скорость кристаллизации слитка пропорциональна разности температур у фронта кристаллизации и на поверхности слитка. Чем больше масса слитка, тем медленнее он кристаллизуется и тем сильнее в обычных условиях развиваются ликвационные и другие неприятные явления. Искусственное охлаждение слитков (применяемое, например, при непрерывной разливке стали) ускоряет процесс кристаллизации и положительно влияет на качество слитка. Регулируя время пребывания металла в жидком состоянии в изложнице или кристаллизаторе и интенсивность охлаждения металла, можно обеспечить получение такого слитка, у которого вообще не будет центральной менее плотной и более обогащенной ликватами зоны беспорядочно ориентированных кристаллов.

Обычно для интенсивного охлаждения поверхности слитка (непосредственно или через стенки кристаллизатора) пользуются водой.

Эти общие положения на практике реализуют в результате использования того или иного способа и агрегата из большого многообразия их.

§3. СОВРЕМЕННЫЕ СПОСОБЫ ВАКУУМИРОВАНИЯ

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 газовой выделения были начаты в конце 30-х годов, а первая промышленная установка обработки металла вакуумом в ковше опробована на Енакиевском металлургическом заводе по инициативе ученых ИМет АН СССР А.Самарина и Л.Новика в 1952-1954 гг. Ковш с металлом опускали в камеру, которую затем плотно закрывали крышкой и из закрытой таким образом камеры откачивали воздух.

В настоящее время в промышленно развитых странах успешно работают сотни установок внепечного вакуумирования различной конструкции. Схемы наиболее распространенных конструкций представлены на рис. 183. Самым простым способом является способ вакуумирования в ковше (рис. 183).

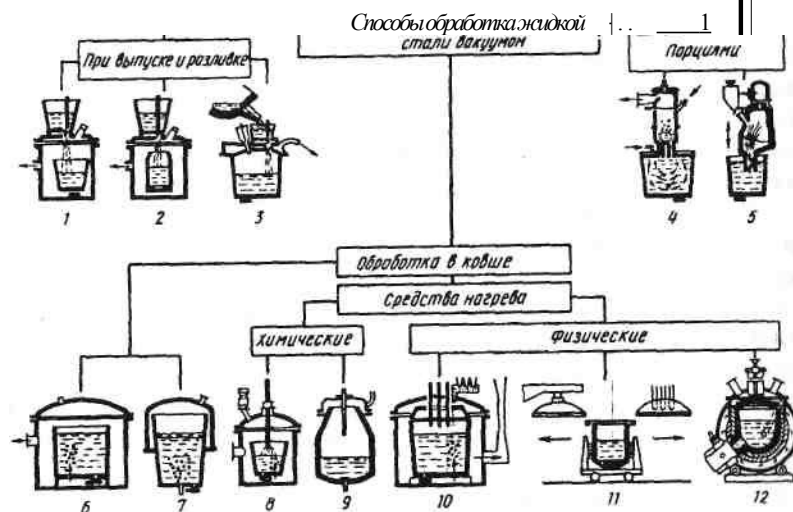


Рис. 183. Различные способы внепечного вакуумирования

Недостатком вакуумирования в ковше является невысокая эффективность метода при вакуумировании относительно больших масс металла (> 50 т) и неравномерность состава металла в ковше после ввода раскислителей и легирующих вследствие слабого перемешивания всей массы металла. Этого можно избежать в том случае, когда предусматривается продувка металла в ковше инертным газом или электромагнитное перемешивание. При продувке металла инертным газом к обычным потерям тепла при выпуске и выдержке в ковше добавляются потери тепла на нагрев газа, продуваемого через металл. При электромагнитном перемешивании этот недостаток ликвидируется, однако электромагнитное перемешивание требует более сложного и дорогостоящего оборудования. В настоящее время наиболее распространены следующие способы обработки металла вакуумом в ковше:

1. Ковш с металлом помещают 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* (рис. 184).
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*).
3. Металл под воздействием ферростатического давления засасывается примерно на 1,48 м (рис. 185) в вакуумную

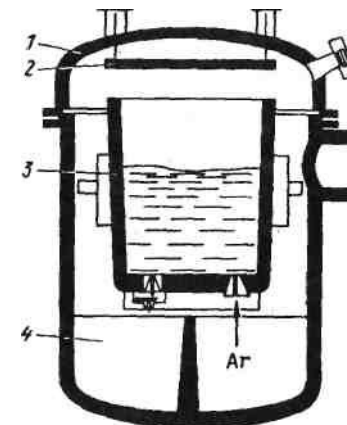


Рис. 184. Установка вакуумирования стали в ковше: 1 — вакуум-крышка; 2 — теплозащитный экран; 3 — сталеразливочный ковш; 4 — вакуум-камера

тие и раздробление на капли, а также увеличение поверхности контакта металл—газовая фаза (вакуум). Методы вакуумной обработки стали непрерывно совершенствуются, предлагаются новые решения, позволяющие получать металл высокого качества с использованием более простых методов. Примером может служить разработанный на одном из японских заводов метод, названный методом РМ (Pulsation Mixing — пульсирующее перемешивание), схема которого показана на рис. 188. На установке такого типа обрабатывают 100-т плавки конвертерного металла. Сущность метода заключается в переменном включении и выключении подачи аргона и вакуумного насоса, вследствие чего металл в цилиндре (и в ковше) интенсивно пульсирует, что обеспечивает высокую степень его рафинирования. Достоинство установки — возможность высокоэффективной работы без глубокого вакуума.

§4. ОБРАБОТКА МЕТАЛЛА ВАКУУМОМ И КИСЛОРОДОМ

Для интенсификации процесса обезуглероживания вакуумные установки в ряде случаев дополняют устройствами для одно-временной продувки металла кислородом. На таких установках удается в необходимых случаях получать особо высокую степень обезуглероживания. Для реакции $[C] + 1/2 O_{2(r)} = CO_r$ $K = p_{CO} / [C] p^{1/2}$, откуда $[C] = p^{1/2} / K \cdot p^{1/2}$ т.е. равновесие реакции при вакуумировании сдвигается вправо; продувка кислородом вызывает дальнейший сдвиг равновесия и обеспечивает еще большее снижение $[C]$. Этот принцип положен в основу так называемого вакуумкислородного обезуглероживания (ВКО).

За рубежом распространено обозначение процесса VOD (Vacuum—Oxygen—Decarburisation) — вакуум, кислород, обезуглероживание (рис. 189). Применительно к установкам циркуляционного вакуумирования процесс обезуглероживания ускоряется при введении кислорода для продувки или обдувки металла непосредственно в камере циркуляции. Процесс (рис. 190) получил название RH—ОВ (RH + Oxygen — Blow).

По-иному проблема сочетания конвертера с вакуумной установкой решена при вакуумном кислородном обезуглероживании в конвертере; процесс назван VODK. Заново футерованный конвертер имеет объем 28 м³. Конвертер (рис. 191) оборудован вакуум-плотной крышкой, через вакуумное уплот-

нение которой вводится кислородная фурма. В днище конвертера проходит асимметрично сопло для подачи аргона с целью дополнительного перемешивания. Вакуум-провод от конвертера вмонтирован непосредственно в камеру внепечно-го вакуумирования. После заливки полупродукта наводят

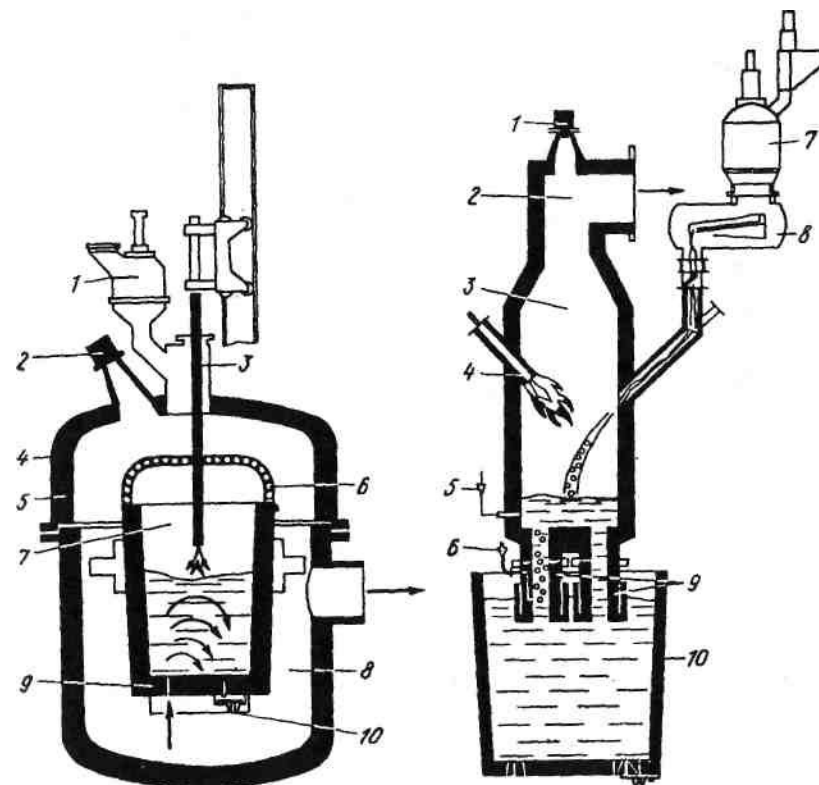


Рис. 189. Установка вакуум-кислородного обезуглероживания (VOD-процесс): 1 — шлюзовое устройство для ввода в вакуум-камеру легирующих добавок; 2 — смотровое стекло с ротором; 3 — кислородная фурма в положении обработки; 4 — водоохлаждаемый экран для защиты от выплесков; 5 — стационарный теплозащитный экран; 6 — крышка ковша; 7 — сталеразливочный ковш; 8 — вакуум-камера; 9 — пористый блок для продувки инертными газами; 10 — шиберный затвор ковша

Рис. 190. Установка RH-ОВ: 1 — промышленная телевизионная камера; 2 — подключение вакуума; 3 — камера RH-ОВ; 4 — подогрев камеры; 5 — кислородные и аргоновые сопла; 6 — патрубок для подвода транспортирующего газа; 7 — шлюзовое устройство для ввода в вакуум-камеру легирующих добавок; 8 — лотковый дозатор в вакуумплотной кожухе; 9 — погружные трубки; 10 — сталеразливочный ковш

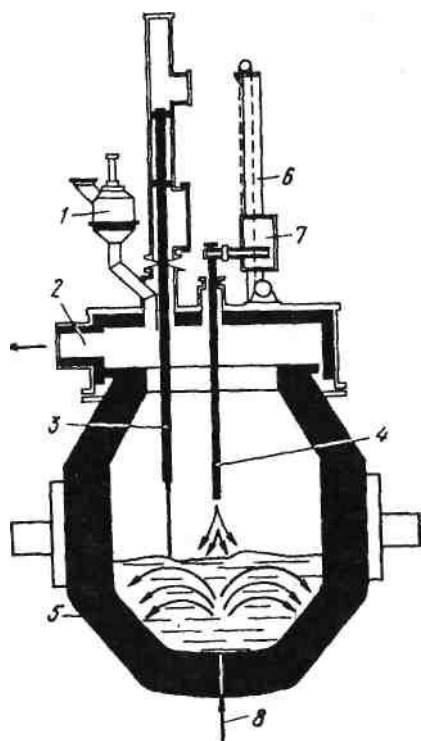


Рис. 191. Вакуумно-кислородный конвертер (VODC-процесс): 1 — шлюзовое устройство для ввода в вакуум-камеру легирующих добавок; 2 — подключение вакуума; 3 — вакуумная фурма для замера температуры и отбора проб; 4 — кислородная фурма в положении обработки; 5 — конвертер; 6 — поддерживающее и направляющее устройство кислородной фурмы; 7 — тележка кислородной фурмы; 8 — ввод инертных газов

шлак (присадками извести и плавикового шпата). Во все периоды плавки через подовую фурму подают аргон. Окисление углерода в этом случае протекает так же, как при вакуумно-кислородной продувке. Подачу кислорода прекращают при концентрации углерода $\sim 0,2\%$, затем понижают давление до 665 Па. Кислород, необходимый для окисления углерода, поступает в первую очередь из шлака. Температура металла

понижается на этот период примерно на 60°C . В конце плавки присадкой ферросилиция осуществляется восстановление из шлака хрома и марганца, присаживается известь, плавиковый шпат и корректирующие присадки. Перед окончанием плавки шлак сканивают и металл выпускают в ковш.

§5. МЕТОД ПРОДУВКИ ИНЕРТНЫМИ ГАЗАМИ

Для повышения качества металла получил промышленное распространение по мере освоения технологии получения дешевого аргона в больших количествах (как сопутствующего продукта при производстве кислорода, как известного, в воздухе $\sim 1\%$ Ar). На кислородных станциях аргон выделяют при ректификации жидкого воздуха. Если завод имеет мощную кислородную станцию, то объем попутно получающегося аргона достаточен для обработки больших количеств стали. В

тех странах, где имеются запасы гелия, для продувки используют также гелий.

Для продувки металла, не содержащего нитридообразующих элементов (хрома, титана, ванадия и т.п.), часто используют азот, т.к. при $1550\text{—}1600^\circ\text{C}$ процесс растворения азота в жидком железе не получает заметного развития. Расход инертного газа составляет обычно $0,1\text{—}3,0\text{ м}^3/\text{т}$ стали. В зависимости от массы жидкой стали в ковше снижение температуры стали при таком расходе аргона составляет $2,5\text{—}4,5^\circ\text{C}/\text{мин}$ (без продувки металл в ковше охлаждается со скоростью $0,5\text{—}1,0^\circ\text{C}/\text{мин}$). Тепло при продувке дополнительно затрачивается на нагрев инертного газа и излучение активно перемешиваемыми поверхностями металла и шлака. Большая часть тепловых потерь связана с увеличением теплового излучения, поэтому такой прием, как накрывание ковша крышкой при продувке позволяет заметно уменьшить потери тепла; при этом одновременно снижается степень окисления обнажающегося при продувке металла. Простым и надежным способом подачи газа является использование так называемого ложного стопора (рис. 192). 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 (рис. 193); в тех случаях, когда продувку проводят одновременно через несколько пробок (вставок), эффективность воздействия инертного газа на металл существенно увеличивается. Продувка с расходом газа до $0,5\text{ м}^3/\text{т}$ стали достаточна для усреднения химического состава и температуры металла; продувка с интенсивностью до $1,0\text{ м}^3/\text{т}$ влияет на удаление из металла неметаллических включений; для эффективной дегазации необходим расход инертного газа $2\text{—}3\text{ м}^3/\text{т}$ металла.

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

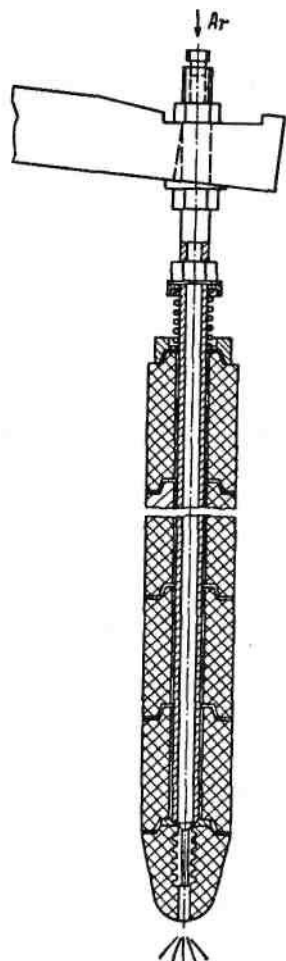


Рис. 192. Фурма в виде "ложного стопора" для вдувания порошкообразных реагентов в металл

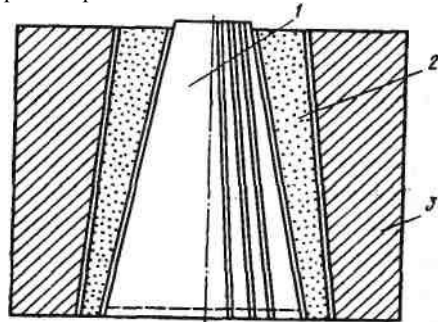


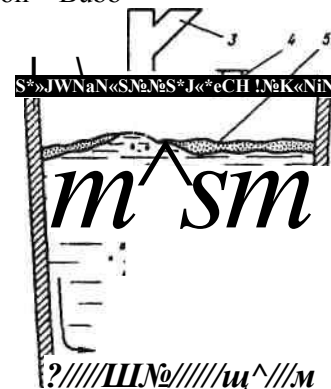
Рис. 193. Конструкция пористой пробки (вставки) для продувки металла аргоном:

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

смесей, так как интенсивное перемешивание при продувке увеличивает продолжительность и поверхность контакта металла со шлаком. Если при этом ковш, в котором осуществляется такая обработка, накрыт крышкой, то наличие в пространстве между крышкой и поверхностью шлака атмосферы инертного газа предохраняет металл от окисления, а снижение потерь тепла позволяет увеличить

продолжительность контакта металла с жидким шлаком. На этом принципе основана разработанная на одном из заводов Японии технология так называемого САВ-процесса (от слов Carped—

Argon—Bubb-



Ar

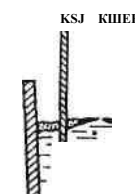


Рис. 194. Схема САВ-процесса:

1 — ковш с металлом; 2 — крышка ковша; 3 — устройство для загрузки ферросплавов; 4 — отверстие для отбора проб; 5 — синтетический шлак; 6 — шиберный затвор; 7 — пористая пробка для введения аргона

Рис. 195. Схема САВ-процесса:

1 — подача флюсов и добавок; 2 — синтетический шлак; 3 — окислительный конечный шлак

ling) (рис. 194); 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 САВ-процессом (рис. 195).

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 САВ-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.

§ 6. АРГОНОКИСЛОРОДНАЯ ПРОДУВКА

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

При продувке металла кислородом равновесие реакции $[C] + 1/2 O_{2(g)} = CO_g$ 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 (рис. 196). 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.

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

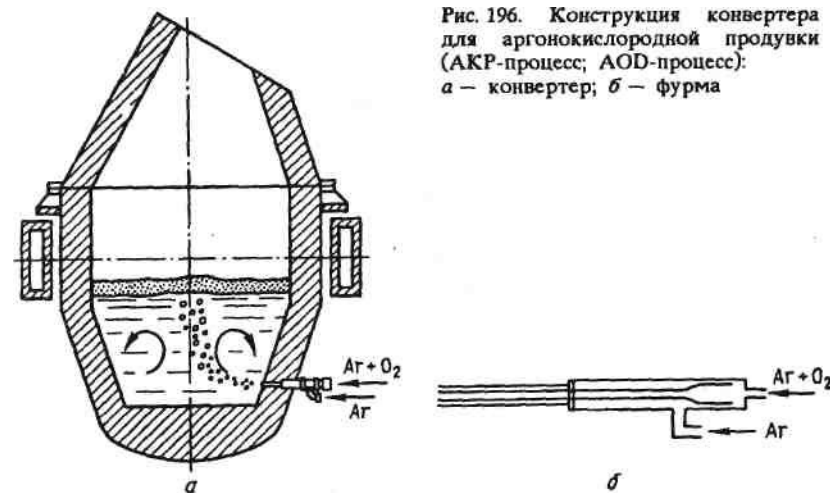


Рис. 196. Конструкция конвертера для аргонокислородной продувки (АКР-процесс; AOD-процесс): а — конвертер; б — фурма

дой, 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 ($-1000^\circ C$) состоянии загружают в рудовосстановительную печь, в которой получают расплав с 13-15 % Ni.

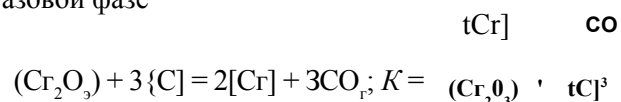
Хромистую руду также подвергают предварительной обработке и в нагретом ($-500^\circ C$) состоянии загружают в рудовосстановительную печь, в которой получают расплав с 40-43% Cr. Расплавы смешивают в ковше и заливают в конвертер, в котором подвергают аргонокислородной продувке для получения специальных высокохромистых никельсодержащих 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.

Процесс известен также как AOD-процесс (Argon—Oxygen—Decarburisation).

§7. ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА И ПРОИЗВОДСТВО ВЫСОКОХРОМИСТЫХ СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ

Во всем мире непрерывно растет производство высокохромистых сталей и сплавов, прежде всего — коррозионностойкой стали. Наиболее распространенный состав такой стали: 18 % Cr, 8—9% Ni и низкое содержание углерода. Обеспечить низкое содержание углерода трудно, так как в обычных условиях одновременно с углеродом окисляется хром, образуются оксиды хрома. Как окислить до низких пределов углерод, не окисляя хром? Как сделать так, чтобы содержащийся в стали углерод восстанавливал хром из шлака? Из рис. 197 видно, что для этого нужно иметь или очень высокие температуры, или снизить парциальное давление CO в газовой фазе



$$K(\text{Cr}_2\text{O}_3)[\text{C}]^3$$

$$[\text{Cr}]^2 =$$

CO

Низкие значения p при продувке металла кислородом обеспечиваются при вакуум-кислородной или аргонокислородной обработке стали. В настоящее время такого типа стали получают методами VOD, RH-OB, VODC и, особенно, AOD-процессом. В процессе продувки состав смеси изменяют, уменьшая расход кислорода и увеличивая расход аргона. Таким образом обеспечивают получение сплавов с очень низ-

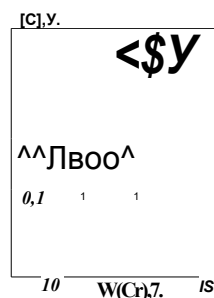


Рис. 197. Равновесные соотношения в системе Fe—C—Cr—O

ким содержанием углерода и без заметных потерь хрома. Метод аргонокислородной продувки не позволяет получать таких особо низких концентраций углерода, как способ вакуум-кислородного обезуглероживания, степень использования хрома при аргонокислородной продувке несколько ниже. Однако способ аргонокислородной продувки позволяет на более простых агрегатах получать более высокую производительность, поэтому получил широкое распространение.

§8. 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, выплавленным в конвертере или мартеновской печи, получается так называемый "совмещенный" процесс (рис. 198). 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). Такой метод обработки металла был предложен в 1925—1927 гг. нашим соотечественником инж. А.С.Точинским.

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

"в соответствии с требованиями экологии масштабы использования фторсодержащих материалов сокращаются.

Рис. 198. Схема совмещенного процесса раскисления, легирования и рафинирования стали

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:

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

2. Раскисление. В соответствии с законом распределения

$$a_{\text{O}} = \frac{c_{\text{O}}}{[O]} \cdot \frac{L}{(\text{FeO})} \cdot \frac{1}{O}$$

Поскольку в синтетическом шлаке значение a_{O} ничтожно мало, окисленность металла снижается (в полтора—два раза).

3. Удаления неметаллических включений. В тех случаях, когда межфазное натяжение на границе капля синтетического шлака — неметаллическое включение $C_{\text{с ш-вкл}}$ меньше, чем межфазное натяжение на границе металл — неметаллическое включение $C_{\text{м-вкл}}$, т.е. при $*_{\text{с ш-вкл}} < *_{\text{м-вкл}}$, капли синтетического шлака будут рафинировать металл от включений (капли шлака, всплывая, уносят неметаллические включения). Соотношение между величинами $C_{\text{с ш-вкл}}$ и $C_{\text{м-вкл}}$ висит от состава включений. 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.

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 пиро-эффекта 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.

5. *Науглероживание.* Вдувание в металл порошкообразных карбонизаторов (графита, кокса и т.п.) позволяет в различных случаях практики решать разные задачи, в частности: корректировать содержание углерода в металле; при недостатке или отсутствии чугуна повышать в металле содержание углерода до пределов, необходимых для нормаль-

ного ведения процесса; раскислять металл (вдувание в окисленный металл порошка углерода вызывает бурное развитие реакции обезуглероживания, содержание кислорода при этом уменьшается, а выделяющиеся пузыри СО промывают ванну от газов и неметаллических включений). Порошок графита или кокса можно вводить в металл непосредственно в печи, а также в ковш или на струю металла.

6. Метод вдувания в металл в ковше порошков может использоваться также для получения стали с регламентированным содержанием азота, а также для легирования кремнием, никелем, молибденом, вольфрамом, свинцом и др. Для получения низкосернистой азотсодержащей стали могут использоваться смеси, содержащие цианамид кальция CaCN_2 . В этом случае несущим газом является азот. При вдувании смеси кроме насыщения металла азотом одновременно протекают процессы науглероживания, раскисления и десульфурации. Условия перехода азота в металл из несущего газа улучшаются при снижении в стали содержания кислорода и серы; и кислород и сера являются поверхностно-активными элементами и препятствуют переходу азота в металл. 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 в глубь, металла широко используют в порошкообразном виде различные Шлаковые смеси, а также магний, барий, РЗМ; способы ввода реагентов в глубь металла разнообразны, поэтому под терминами "вдувание порошков", "инжекционная металлургия" понимают большое число самых разнообразных технологий.

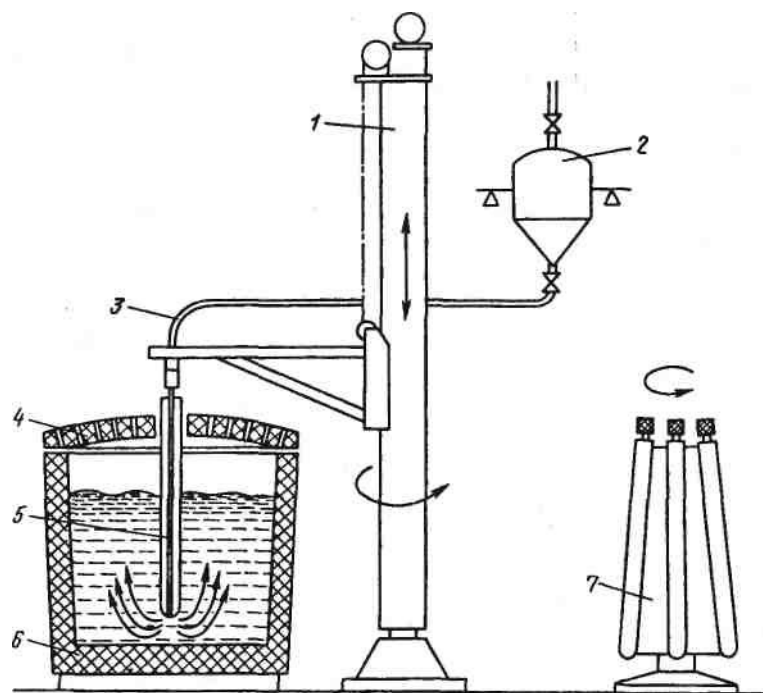
Наиболее распространенным реагентов, используемым в составе вдуваемых смесей, является кальций. Кальций оказывает положительное влияние как реагент, существенным образом влияющий на скорость удаления включений, поскольку присутствие кальция способствует переводу включений глинозема в жидкие алюминаты 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, име-

ют 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 фурм-образного вида (рис.199) и обозначается буквами *Ij* или / (Injection). Метод широко распространен за рубежом (под разными названиями); например, в ФРГ данный способ известен как TN-процесс. В США, Канаде и некоторых других странах этот метод получил название САВ-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

По названию предприятия "Thyssen Niederrhein AG" (ФРГ). От слов Calcium—Argon—Blowing (кальций—аргон—продувка).



а

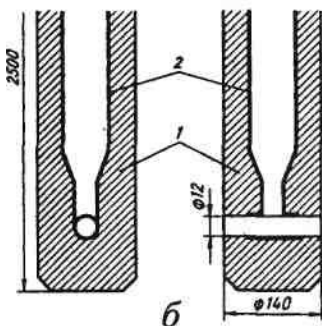


Рис. 199. Устройства для продувки стали кальцийсодержащими реагентами:

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 О — огнеупор; 2 — стальная трубка)

простая технология — введение проволоки в открытый ковш без крышки. Материалы можно вводить в металл одной проволокой или двумя одновременно. При этом в составе одной проволоки может быть порошок силикокальция, в составе другой — алюминий. В большинстве случаев введение кальцийсодержащей проволоки осуществляется в ковшах, оборудованных устройствами для продувки (и перемешивания) металла снизу через пористое днище (или пористые пробки) арго-

ном, чтобы обеспечить необходимые условия для удаления образующихся неметаллических включений. Проволоку получают путем непрерывного введения порошкообразного силикокальция в тонкостенную оболочку из низкоуглеродистой стали, которую затем прокатывают до диаметра 5-18 мм и сматывают (длина проволоки 1250-3300 м) на металлические или деревянные катушки. Широкое распространение получила практика ввода в металл в виде проволоки алюминия (рис. 200).

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

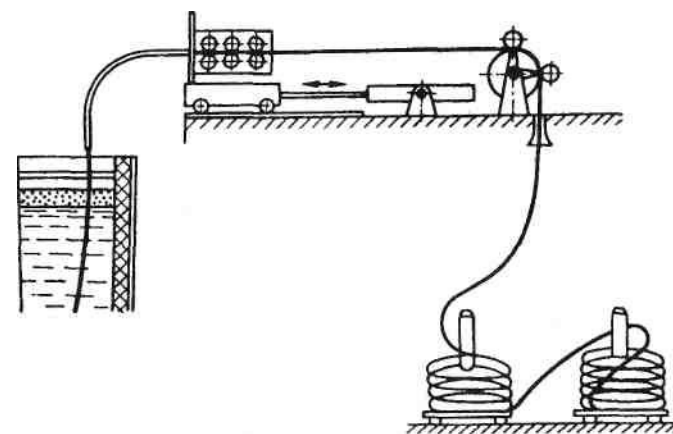


Рис. 200. Ввод проволоки в металл

Достаточно широкое распространение получил также метод обработки в ковше кипящей стали монолитным углеродом. При опускании в нераскисленный металл блока из углеродистого материала протекает реакция $C + O = CO_{\uparrow}$, вызывающая интенсивное кипение металла, его перемешивание и дегазацию, что сопровождается снижением окисленности.

§ 10. 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 (эжектиро-ванным) 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 (кальцием, магнием, редкоземельными металлами) с оксидами футеровки ковша.

Окислительный потенциал воздуха ($21\% O_2$) определяется значением $p^{O_2} = 0,21 \text{ МПа}$; потенциал атмосферы, равновесной с чистым расплавленным железом, $p^{ж} = 10^{-3} \text{ Па}$; потенциал атмосферы, равновесной с железом, раскисленным такими раскислителями, как кремний, алюминий и др., $p^{ж-ж} \sim 10^{-5} \text{ Па}$. 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), тем 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 вне-печной 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. Примером организации одновременно и защиты струи от воздействия атмосферы и обработки вакуумом является описанный выше (см. рис. 187) метод непрерывного вакуумирования струи, внедренный на НЛМК.

§11. МЕТОДЫ ОТДЕЛЕНИЯ ШЛАКА ОТ МЕТАЛЛА ("ОТСЕЧКИ" ШЛАКА)

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.)

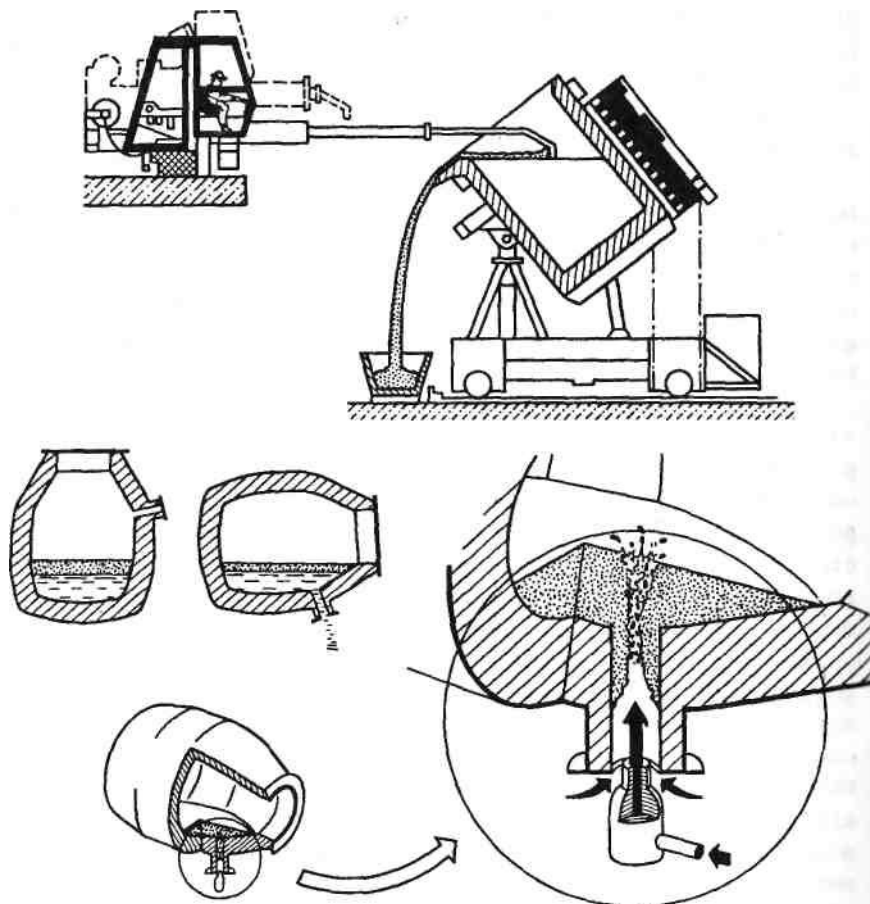


Рис. 201. Установка для скачивания шлака с поверхности металла в ковше

Рис. 202. Пневматическая пробка для отсечки шлака в конвертере

сложны (рис. 201). 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.

В конвертерных цехах распространение получили способы закупоривания сталевыпускного отверстия (летки) с использованием различного рода пробок (рис.202). На ряде

металлургических заводов при выпуске металла из печи или конвертера используют более простой прием: ковш с металлом в момент появления шлака отводят от агрегата; этот метод, однако, не обеспечивает стабильности результатов и сопровождается потерями металла. Проблема отсечки конечного шлака остается одной из важных. Наиболее благоприятны условия для отсечки конечного шлака при работе дуговых электропечей с донным или эркерным выпуском.

§ 12. КОМБИНИРОВАННЫЕ (КОМПЛЕКСНЫЕ) МЕТОДЫ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ

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 АКОО), или превращения "простых" методов в комплексные. Пример решения проблемы по первому пути показан на рис. 203, когда необходимо использовать метод вакуумирования, организуют последовательную обработку металла вначале на установке с

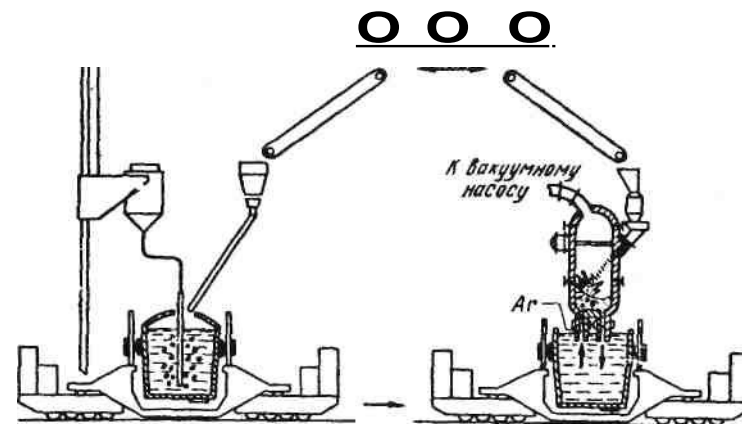


Рис. 203. Схема последовательной обработки стали вначале на установке с вдуванием кальцийсодержащих материалов, затем на установке циркуляционного вакуумирования

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 (рис. 204). Процесс включает перемешивание продувкой металла аргоном в ковше, дуговой подогрев и обработку металла синтетическим шлаком в процессе его перемешивания аргоном. Процесс обеспечивает не только получение заданного химического состава и температуры металла, но и снижение количества неметаллических включений в результате удаления серы и кислорода.

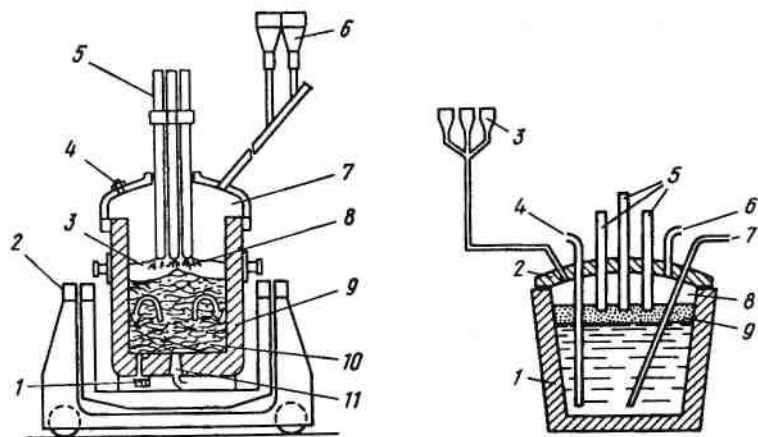


Рис. 204. Установка типа ковш—печь:

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

Рис. 205. Схема установки ковш—печь типа AP (Arc-Process):

1 — ковш; 2 — крышка-свод; 3 — бункера для ферросплавов и флюсов; 4 — фурма для подачи в металл аргона или азота; 5 — электроды; 6 — подача аргона; 7 — фурма для вдувания порошка силикокальция в струе аргона; 8 — безокислительная атмосфера; 9 — шлак $\text{CaO—SiO}_2\text{—Al}_2\text{O}_3$

На рис. 205 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 рис. 206 показаны примерные схемы работы агрегатов LF на постоянном токе. По схеме рис. 206, а нагрев ванны происходит через шлак. По такой схеме работает крупная (160-т емкости) установка внепечной обработки стали в конвертерном цехе НЛМК.

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

Первым этапом усложнения процесса явилось дополнительное введение кислорода в вакуумную камеру с целью интенсификации обезуглероживания и дополнительного подогрева металла (рис. 207, а). Далее, для подогрева металла в процессе его обработки начали использовать метод подачи в

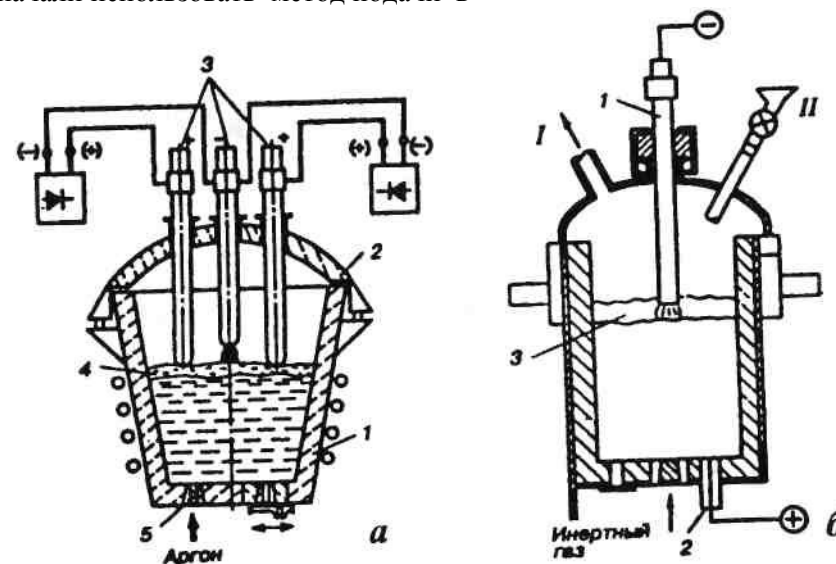


Рис. 206. Схема установки ковш—печь постоянного тока:

а — без подового электрода О — ковш; 2 — свод; 3 — электроды; 4 — шлак; 5 — пористая пробка; б — с подовым электродом (7, 2 — электроды; 3 — шлак; 1 — к вакуумной системе; Н — ввод добавок и флюсов)

вакуум-камеру алюминия (в виде проволоки или в виде гранул) с последующим окислением его вдуванием кислорода (при протекании реакции $4Al + 3O_2 = 2Al_2O_3 + Q$ выделяется большое количество тепла). Дальнейшее усложнение - подача сверху из бункера непосредственно в вакуум-камеру или снизу в подающий патрубок (рис. 207, б) шлакообразующих материалов (обычно десульфурствующих смесей на базе $CaO-CaF_2$); вариант такой технологии получил наименование VOF-процесс (англ. Vacuum-Oxygen-Flux Process).

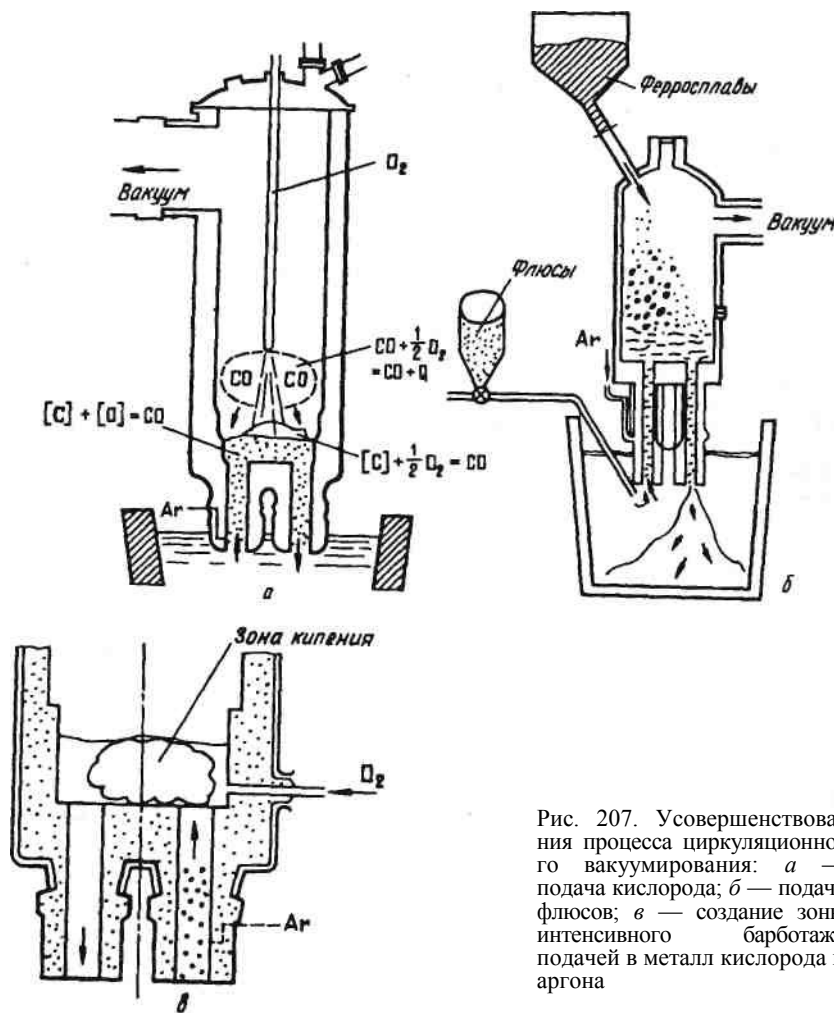


Рис. 207. Усовершенствования процесса циркуляционного вакуумирования: а — подача кислорода; б — подача флюсов; в — создание зоны интенсивного барботажа подачей в металл кислорода и аргона

На рис. 207,в показана применяемая схема дополнительной подачи кислорода и аргона непосредственно в камеру вакууматора. Такая схема позволяет эффективно использовать вводимый в камеру алюминий для подогрева собственно металла, позволяет контролировать и регулировать температуру металла (меняя соотношение O_2 : Ar) и образовывать в камере зоны интенсивного кипения и перемешивания металла. Это дает возможность, меняя расход алюминия и соотношение O_2 : Ar, управлять процессами окисления углерода, кремния, марганца, хрома.

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

Практика показала также, что введение углеродсодержащих добавок (например, электродного боя) в камеры порционного или циркуляционного вакууматоров позволяет, зная массу вводимого углерода, получать нужное содержание углерода в готовой стали. В результате создаются возможности 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 рис. 207,в, облегчает и эту задачу.

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

§ 13. ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА СТАЛИ НА УСТАНОВКАХ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ (УНРС)

Внепечная обработка стали на установках непрерывной разливки осуществляется благодаря комплексу мер, основные из которых следующие:

1) увеличение емкости и глубины промежуточного ковша. Промежуточные ковши УНРС, построенные в последние годы, вмещают не менее 50 т металла и имеют глубину ванны 1,0—1,5 м и более. Крупный ковш позволяет сохранять постоян-

ную скорость разливки при смене сталеразливочного ковша без опасения затягивания шлака в кристаллизатор, а также облегчить условия всплывания неметаллических включений;

2) заливка стали из сталеразливочного ковша в промежуточный производится через удлиненный погружной стакан с поддувом инертного газа. Это исключает контакт струи металла с атмосферой;

3) промежуточный ковш накрывают крышкой и подачей под крышку газа создают над ванной восстановительную и/или нейтральную атмосферу с тем, чтобы исключить контакт металла с атмосферой;

4) на поверхности металла в промежуточном ковше наводят присадками флюса шлак, способный абсорбировать всплывающие включения и препятствовать насыщению металла газами из атмосферы;

5) осуществляют продувку металла аргоном (через пористые блоки или вставки в днище ковша, подачей газа непосредственно в стакан, через стопор и т.д.) — Задача — обеспечить необходимое перемешивание и движение металла в ковше, дегазировать металл, организовать флотацию неметаллических включений;

6) обеспечивают регулирование температуры в ковше и постоянную степень нагрева металла в процессе непрерывной разливки. Снижение температуры металла осуществляется продувкой аргоном или подачей металлической дроби, повышение — с помощью плазменных горелок, опускаемых через крышку ковша или устройства типа канального индуктора (рис. 208);

7) в промежуточных ковшах устанавливают перегородки и пороги, обеспечивающие лучшее рафинирование металла от включений. Устройство в перегородках мельчайших отверстий (400—1700 мкм) обеспечивает при прохождении через них металла фильтрацию содержащихся в нем включений (рис. 209). При этом жидкий металл контактирует с твердыми поверхностями перегородок и фильтров. Условия выделения включений существенно меняются, так как появляется готовая поверхность раздела фаз.

Естественно, что качеству огнеупоров, из которых изготавливают перегородки, пороги и фильтры, предъявляются очень высокие требования. Однако затраты компенсируются повышением качества металла: флотация и фильтрация обес-

Рис. 208. Система индукционного подогрева металла в промежуточном ковше:

1 — индуктор; 2 — жидкая сталь; 3 — канал; 4 — охлаждаемая рубашка; 5 — огнеупоры; 6 — разливочный стакан

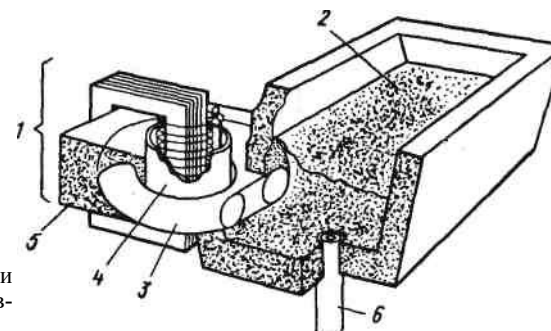
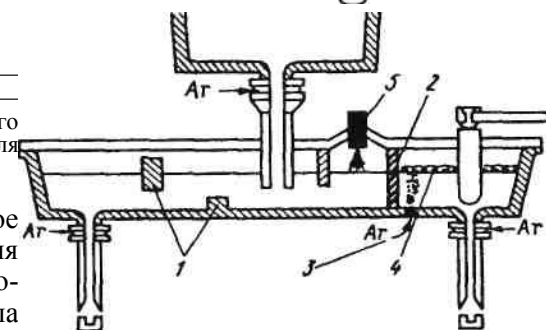


Рис. 209. Методы обработки стали в промежуточном ковше:

— пороги и перегородки;

1 — фильтры; 3 — продувка аргоном; 4 — наведение синтетического шлака; 5 — горелки для подогрева



печивают заметное снижение содержания включений (при прохождении металла через керамические фильтры отмечается также снижение концентрации примесей цветных металлов), продувка инертным газом — дегазацию металла и увеличение поверхности контакта металла со шлаком. Последнее облегчает проведение дополнительной десульфурации стали в результате воздействия синтетического высокоосновного шлака, наведенного в промежуточном ковше. Специально организованное движение (перемешивание) металла позволяет проводить в промежуточном ковше дополнительные операции, связанные с вводом раскислителей и легирующих добавок.

§ 14. ОБРАБОТКА СТАЛИ В ПРОЦЕССЕ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ

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 (рис. 210). 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 (рис. 211).

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.

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

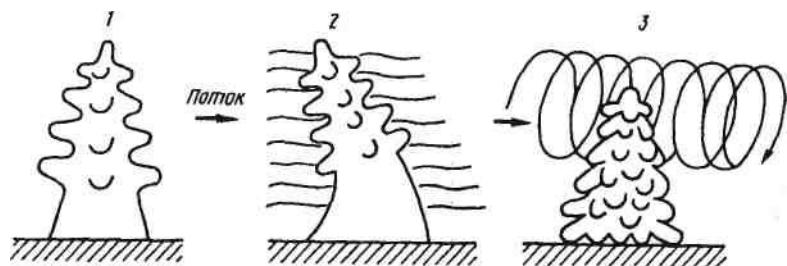


Рис. 210. Изменение формы растущего дендрита в зависимости от характера потока металла у фронта кристаллизации: 1 — без потока; 2 и 3 — ламинарный и турбулентный потоки соответственно

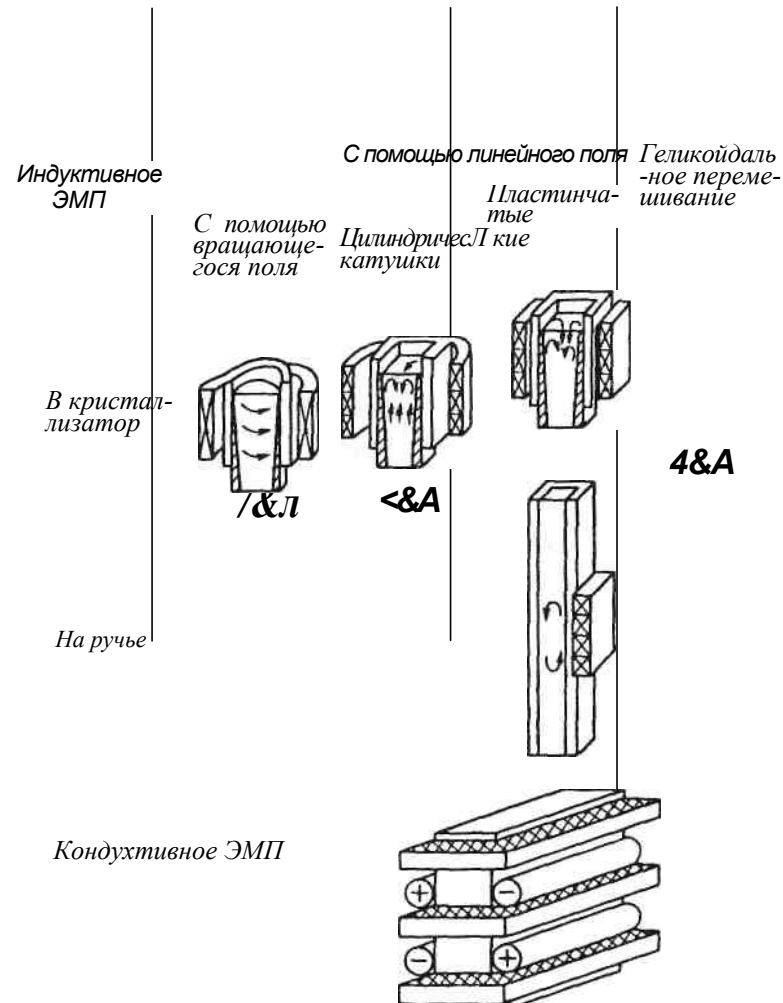


Рис. 211. Схемы систем для электромагнитного перемешивания, используемые на сортовых (заготовочных) и блоковых УНРС

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 (рис. 212).

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 водоохлаждаемую ультразвуковую воронку и др.

Разработчики дали способу обозначение EMBR (Electromagnetic Brake).

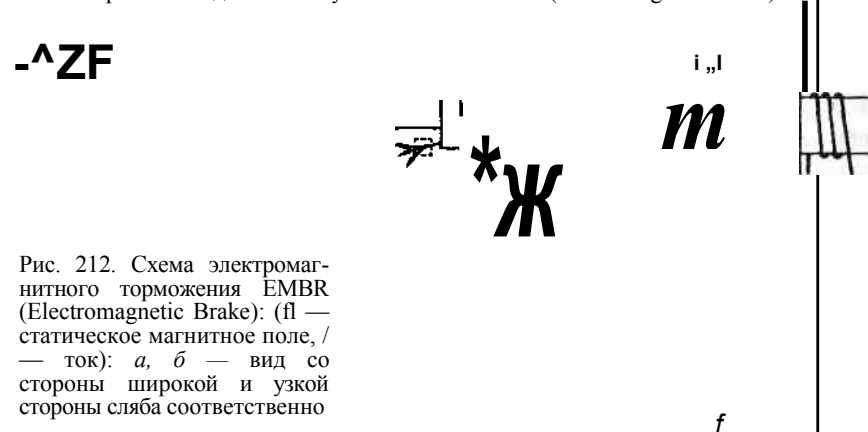


Рис. 212. Схема электромагнитного торможения EMBR (Electromagnetic Brake): (fl — статическое магнитное поле, / — ток); а, б — вид со стороны широкой и узкой стороны слюба соответственно

Украинский НИИмет и ПКБ электрогидравлики АН Украины на ряде металлургических заводов СНГ успешно исследовали способ воздействия на кристаллизующуюся середину заготовки с помощью электроразрядного *генератора упругих колебаний* (ЭРГУК). ЭРГУК представляет собой закрытую камеру с циркулирующей в ней водой низкого омического сопротивления и помещенным в ней электродом.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

§ 15. ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА СТАЛИ И ПРОБЛЕМЫ ЭКОЛОГИИ

Одна из отраслей, к деятельности которой с точки зрения охраны природы человечество предъявляет серьезные претензии, является металлургия. Металлургическое производство по степени ущерба, наносимого окружающей среде, занимала в нашей стране второе место (среди отраслей промышленности) после топливно-энергетического комплекса, отличаясь высокой ресурсоемкостью и, как следствие, большими отходами. Металлургический завод полного цикла, производящий 10 млн.т стали в год, до введения строгих мер контроля окружающей среды выбрасывал ежегодно в атмосферу более 200 тыс.т пыли, 50 тыс.т соединений серы, 250 тыс.т оксида углерода, оксидов азота и других веществ. Работа металлургических агрегатов сопровождается шумами и вибрациями. Металлургическое производство вообще, и производство стали в частности, связано с получением значительного количества шлаков: и шламов. Их размещение требует значительных площадей, что сопровождается отторжением

сельскохозяйственных угодий, загрязнением почвы, воздушного и водного бассейнов, требует организации сети железнодорожных путей: и т.п.

Создание, развитие и повсеместное распространение методов внепечной обработки является важнейшим звеном в цепи проблем, решение которых прямо или косвенно связано с уменьшением масштабов ущерба, наносимого металлургическим производством природе.

Проблему "внепечная обработка и экология" следует рассматривать с нескольких точек зрения: а) образование отходов в процессе собственно внепечной обработки (отходящие газы, пыль, шлаки, шламы, охлаждающая агрегаты вода); б) влияние внепечной обработки на металлургическую отрасль вообще.

Количество дополнительно образующегося в процессах внепечной обработки шлаков и шламов или весьма невелико, или вообще отсутствует, расход воды на охлаждение также весьма невелик. Что касается отходящих газов, то все вводимые в строй установки являются современными агрегатами, оборудованными пылеулавливающими устройствами. Влияние же внепечной обработки в широком смысле на решение проблемы охраны природы весьма велико. Оно складывается из следующего:

1. Внедрение современных методов внепечной обработки позволяет заметно уменьшить масштабы производства стали при сохранении потребностей машиностроения, строительства, оборонной промышленности и других отраслей народного хозяйства. К сожалению, исторически сложилось так, что структура производства черных металлов в России заметно отличается от таковой в других промышленно развитых странах мира. Сложившаяся структура (масштабы мартеновского производства, разливка стали преимущественно в изложницы, недостаточное развитие экономных видов проката и листового проката и др.) такова, что эффективность использования выплавляемой стали невелика. Современные методы внепечной обработки позволяют получать сталь с ничтожно малым содержанием вредных примесей. Получение стали с гарантированно низким содержанием вредных примесей позволяет исключить дефекты слитка, связанные с ликвацией и сегрегацией примесей, образованием газовых пузырей, флокенов, трещин, расслоя и т.п. Это, в свою очередь, позволяет

конструкторам существенно уменьшить или вообще исключить принимаемые ими коэффициенты запаса прочности. В результате оказывается возможным при меньших масштабах металлургического производства производить большую массу продукции машиностроения. Условно можно принять, что из каждых 100 млн.т выплавляемой стали 30—35 млн.т можно "съэкономить" только за счет внепечной обработки. А это значит, что можно меньше добывать железной руды (которая потом проходит через обогащательные фабрики, для работы которых характерен большой расход воды, обильное выделение пыли и т.п.), не строить столько агломерационных фабрик (чрезвычайно вредных с экологической точки зрения), нет нужды в таком количестве кокса (можно уменьшить число коксовых батарей, очень вредных с экологической точки зрения), меньше нужно доменных печей и т.д.

2. Внедрение современных методов внепечной обработки позволяет заметно уменьшить расход ферросплавов и соответственно сократить их производство. Как известно, ферросплавное производство является вообще одним из самых "тяжелых", с точки зрения охраны человека и природы, производств.

Современные методы внепечной обработки позволяют широко использовать прямое легирование, при котором в ванну металлургических агрегатов подаются непосредственно руды (или их концентраты), содержащие легирующие компоненты. Например, подача в AOD-конвертер хромосодержащих руд позволяет существенно сократить расход феррохрома.

3. Внедрение современных методов внепечной обработки позволяет производить высококачественные легированные и высоколегированные марки сталей и сплавов при использовании более простых в изготовлении и более дешевых ферросплавов. Так, распространение в мире AOD-процесса позволило использовать при производстве высокохромистых сталей (например, нержавеющей) и сплавов (например, жаропрочных) высокоуглеродистый феррохром взамен более сложного в изготовлении и более дорогого низкоуглеродистого феррохрома, что вообще заметно отразилось на мировом производстве низкоуглеродистых сортов феррохрома в мире (оно заметно снизилось).

4. Внедрение современных методов внепечной обработки существенно расширило возможности рационального исполь-

зования и переработки непосредственно на металлургических заводах шлаков из шлаковых отвалов, шламов, отходов смежных производств (абразивного производства, алюминиевых заводов, производства электродов, золы тепловых электростанций, отработанных катализаторов нефтехимических предприятий и т.п.). Помимо снижения себестоимости стали это позволяет решать экологические проблемы (снижение загрязнения среды, ликвидация свалок отходов, более рациональное использование природных ресурсов и т.д.).

Аргонокислородная и вакуум-кислородная обработки позволяют эффективно использовать углерод для восстановления содержащихся в этих отходах ценных металлов, сдвигая вправо равновесие реакций $MeO + C = Me + CO$.

5. Высокое качество и надежность получаемой после внепечной обработки металлопродукции (трубы, рельсы и т.п.) существенно сокращает случаи аварий на транспорте, разрывов газопроводов, нефтепроводов и т.п., губительно отражающихся на природе.

Из сказанного выше становится ясным, что разработка, внедрение и распространение методов внепечной обработки обеспечивает существенную экономию материальных и трудовых ресурсов и существенно облегчает решение проблем охраны природы. Понятно поэтому, что и в мире и в нашей стране в ближайшие годы именно развитие этой подотрасли металлургического производства будет иметь приоритет перед всеми другими.

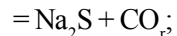
Глава 8. КОМПЛЕКСНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ ЧУГУНА И СТАЛИ

Возможности получения стали той или иной степени чистоты существенно различаются для условий работы электросталеплавильных агрегатов и конвертеров (мартеновские печи занимают промежуточное положение). Конвертерное производство имеет то преимущество, что шихта состоит в основном из жидкого чугуна, не содержащего обычно заметных количеств примесей цветных металлов. Иногда для получения особо чистой стали металлошихта конвертеров состоит из чугуна на 100 %. Однако чугун содержит некоторое количество таких нежелательных примесей, как фосфор и сера. Вместе с тем современное металлургическое производство располагает

технологиями, обеспечивающими весьма эффективную обработку жидкого чугуна перед подачей его к сталеплавильным агрегатам. Целями внепечной (внедоменной) обработки чугуна являются его десульфурация, дефосфорация и обескремнивание. В отдельных случаях осуществляется дополнительный подогрев чугуна.

§ 1. ВНЕДОМЕННОЕ ДЕСУЛЬФУРИРОВАНИЕ ЧУГУНА

В качестве реагентов-десульфураторов при внепечной обработке чугуна используют магний (в виде чистого магния, смеси извести и магния, в виде кусков кокса, пропитанных магнием, в виде гранул магния, покрытых солевыми покрытиями и др.), кальцийсодержащие материалы (в виде извести, известняка, карбида кальция) и соду. Основные реакции десульфурации чугуна:



Расчеты показывают, что для связывания 1 кг серы необходимо 0,75 кг Mg, 1,75 кг CaO, 2 кг CaC₂, 3,31 кг Na₂CO₃. Наиболее низкий расход реагента — в случае использования металлического магния. При этом обеспечивается высокая степень десульфурации. К преимуществам использования именно магния можно отнести такие факторы, как малое количество образующегося шлака и то, что в процессе десульфурации магнием практически не образуются продукты, вредные для окружающей среды. Однако стоимость магния сравнительно высока и выбор реагента определяется в конечном счете экономическими соображениями.

Ввод реагентов в металл может осуществляться в виде кусков, гранул, порошков, проволоки. При вдувании порошков в качестве несущего газа используют воздух, азот, природный газ. Перемешивание реагентов с металлом можно осуществлять различными способами, в том числе:

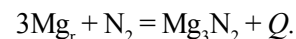
1) падающей струей металла; 2) различными механическими мешалками; 3) барботажом под воздействием продувки газом; 4) пульсирующей затопленной струей и др. (воздействием вибрации, воздействием ультразвука, газлифтным перемешиванием).

Работа с магнием имеет свои особенности, связанные, во-первых, с тем, что магний при нагреве до температуры расплавленного металла испаряется, объем его возрастает в тысячи раз и, во-вторых, энергия взаимодействия паров магния с примесями жидкого металла и с окружающим воздухом (окисление магния с образованием MgO с выделением большого количества тепла $2\text{Mg} + \text{O}_2 = 2\text{MgO}$; $\Delta G^0 = -726900 + 202,027t$ настолько велика, что наблюдается пирозэффект в виде яркой вспышки). Поэтому магний вводят в металл обычно под специальным колпаком — испарителем со щелями для выхода паров магния (рис. 213) или каким-либо иным способом, исключающим выброс жидкого металла (пассивированием кусков магния, заполнением магнием пор в кусках инертного материала, в пористых кусках кокса (рис. 214), введением в чугун гранулированного магния в токе природного газа или азота и т.п.).

Виды механического перемешивания чугуна приведены на рис. 215-217.

При использовании смесей типа [известь + плавиковый шпат + реагент, снижающий окисленность ванны (алюминий, кокс и т.п.)] используют мешалки (рис. 217, в). Перемешивание металла с реагентом достигается вращением ротора-мешалки и пропусканием через ротор газа-перемешивателя (обычно азота), создающего эффект кипения. В последнее время все большее распространение получает метод обработки чугуна с использованием проволоки, наполненной реагентами-десульфураторами. Перемешивание массы металла достигается при этом дополнительной продувкой ванны газом (азотом).

При использовании азота необходимо учитывать реакцию



Лучшие результаты получают при использовании природного газа, так как в зоне реакции происходит диссоциация метана, снижающая температуру (до ~ 1200 °C), что способствует протеканию экзотермической реакции образования MgS

и создает защитную восстановительную атмосферу над поверхностью расплава в ковше, блокируя поступление кислорода из атмосферы.

Результаты обессеривания при использовании смесей на базе CaO зависят от ряда факторов: а) конструкции ковша [в открытом ковше результаты хуже, чем в ковше миксерного типа]; б) количества попавшего в ковш миксерного шлака (при значительном количестве миксерного шлака получение низких концентраций серы в чугуне практически недостижимо); в) температуры чугуна (чем выше температура, тем лучше результаты десульфур-

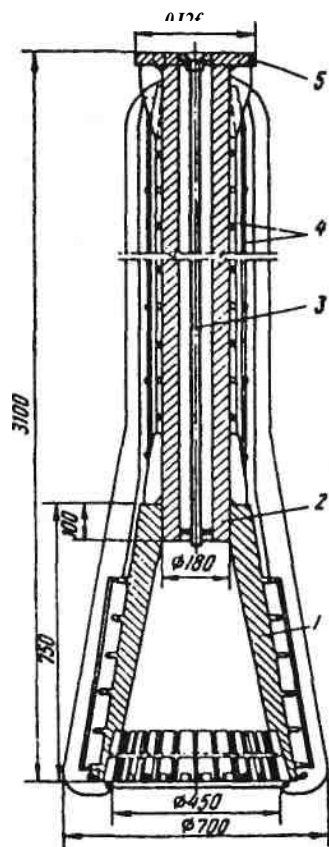


Рис. 213. Фурма для ввода магния в чугун:

1 — испарительная камера с отверстиями для выхода паров магния; 2 — несущая труба; 5 — канал; 4 — стальная арматура (покрывается огнеупорной обмазкой); 5 — фланец

Рис. 214. Схема установки для десульфурации чугуна магниевым коксом: 1 — цепной подъемник; 2 — балласт; 3 — стальной вал; 4 — ковш "Торпедо"; 5 — графитовый стержень; 6 — чугун; 7 — магниевый кокс; 8 — графитовый колокол ции; г) содержания в чугуне кремния (чем меньше в чугуне кремния, тем лучше для десульфурации); д) расхода реагенто-десульфураторов. При прочих равных условиях расход зависит от содержания серы в чугуне до обработки $[S]_{\text{Нд4}}$ и требуемого после обработки $[S]_{\text{кон}}$.

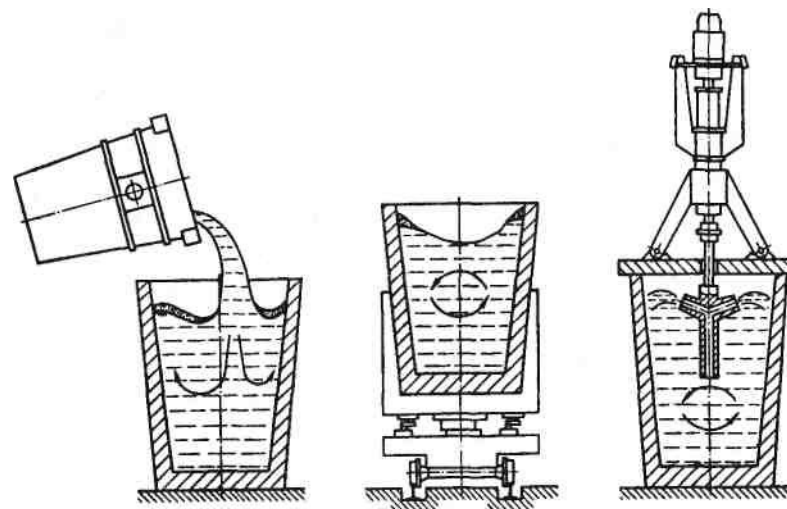
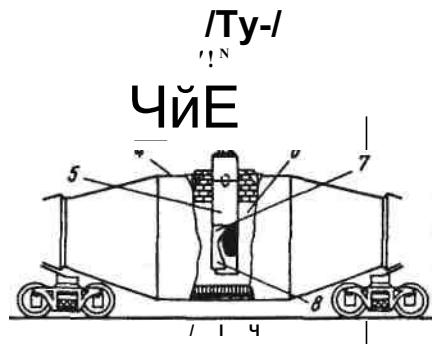


Рис. 215. Механическое перемешивание чугуна методом падающей струи

Рис. 216. Метод вибрационного перемешивания чугуна

Рис. 217. Перемешивание чугуна с использованием мешалок

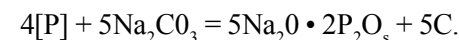
Хорошие результаты по обессериванию чугуна могут быть получены при использовании соды, однако при обработке содой в атмосферу выделяется большое количество летучих веществ (включая испаряющийся Na_2O , образующийся при контакте соды Na_2CO_3 с расплавленным металлом). Этот метод требует обязательного наличия стенов, оборудованных хорошо действующими пылеулавливающими устройствами, и технологии утилизации уловленных соединений натрия.

§ 2. ВНЕДОМЕННАЯ ДЕФОСФОРАЦИЯ ЧУГУНА

Для удаления из жидкого чугуна фосфора используют обычно или смеси прокатной окислы (или железной руды) с известью и плавиковым шпатом, или соду, или вдувание извести в потоке кислорода (рис. 218).

При обработке смесями оксидов железа и извести идет реакция $2\text{P} + 3(\text{CaO}) + 5\text{FeO} = 3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5 + 5\text{Fe}$;

при обработке содой реакция



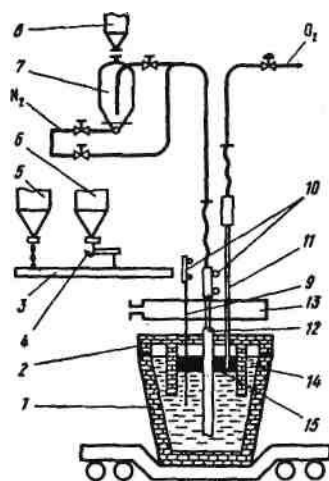
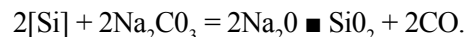
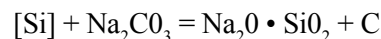
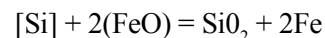


Рис. 218. Схема установки для дефосфорации чугуна содой: 1 — ковш; 2 — крышка; 3 — конвертер (подача реагентов без Вдувания); 4, 5, 6 — питатель и бункеры для соды и для окалины; 7 — пневмонагнетатель; 8 — бункер; 9 — отбор проб, измерение температуры; 10 — подъемные устройства; 11 — кислородная фурма; 12 — фурма для вдувания порошка; 13 — зонтик для улавливания пыли; 14 — металл; 15 — шлак

Опыт показал, что при наличии в чугуне кремния введение как оксидов железа, так и соды сопровождается энергичным его окислением



Процесс дефосфорации чугуна начинается Лишь после удаления кремния. Поэтому во всех случаях, когда проводится операция дефосфорации, ей предшествует проведение обескремнивания.

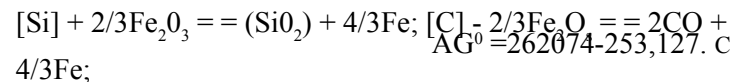
§ 3. ПРОВЕДЕНИЕ ОБЕСКРЕМНИВАНИЯ И ДЕФОСФОРАЦИИ ЧУГУНА

Операция внедоменного обескремнивания чугуна позволяет решать следующие задачи: 1) более эффективно использовать реагенты, вводимые для десульфурации и дефосфорации; 2) организовать последующее ведение плавки в конвертере с минимальным количеством шлака ("малошлаковая" или "бесшлаковая" технология). Для удаления кремния обычно используют обработку жидкого чугуна прокаткой окалиной или какими-либо иными железорудными материалами, которые вводят или сверху на желоб доменной печи, или в ковш.

В процессе обработки

$$\Delta G_{\text{Si}}^{\circ} = -282377 + 49\Delta T$$

окисляются кремний и углерод



Если давление в реакционной зоне заметно меняется и отличается от 0,1 МПа, то соотношение между ΔG° , и ΔG°

изменяется: $\Delta G = \Delta G^{\circ} + 4,575T \blacksquare \lg K_p$. Для реакции окисления кремния $K_p = 1$ и $\Delta G = \Delta G^{\circ}$ (в реакции газовая фаза не участвует и изменение давления значения не имеет). Для реакции же окисления углерода изменение давления имеет существенное значение

$$\Delta G_c = \Delta G^{\circ} + 4,575T \cdot \lg(A_{\text{Si}} \cdot a_{\text{O}_2}^{-1/2}).$$

Соответствующие расчеты представлены на рис. 219. При подаче реагентов не на поверхность, а в глубь металла, под давлением, соотношение скоростей окисления кремния и углерода меняется (затрудняются условия удаления углерода), основная доля окислителя расходуется на окисление кремния. Кроме того повышению скорости окисления кремния способствует барботаж металла при вдувании.

Барботаж ванны и интенсивное при этом ее перемешивание способствуют начинающемуся после обескремнивания процессу окисления фосфора. Использование метода вдувания реагента весьма эффективно при введении в глубь ванны порошкообразной соды; степень полезного использования вводимого натрия при этом приближается к 100 %.

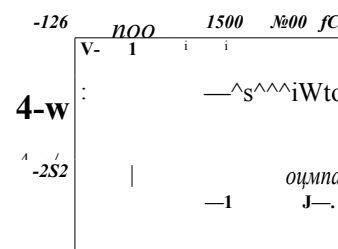


Рис. 219. Зависимость AG от температуры для реакции окисления углерода (J) и кремния (2)

isoo noo woo mo m,k

§ 4. СОВМЕСТНОЕ ПРОВЕДЕНИЕ ОПЕРАЦИЙ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ И ДЕФОСФОРАЦИИ

Как известно, для проведения операций дефосфорации и десульфурации требуются различные условия. Для успешной дефосфорации желательно иметь высокий окислительный потенциал и невысокую температуру, для десульфурации - невысокий окислительный потенциал и повышенную температуру. На рис. 220 представлен один из вариантов решения

Смесь А

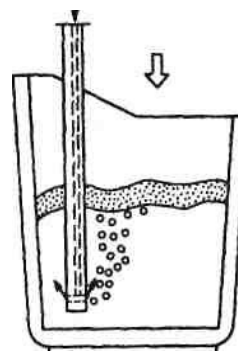


Рис. 220. Схема рафинирования чугуна от фосфора и серы:
смесь А — известь, железная руда (окалина), плакированный шпат, смесь Б — известь и плакированный шпат

проблемы организации операций дефосфорации и десульфурации в одном агрегате. В зоне выхода из фурмы, подающей в глубь металла окислительную смесь, окисляется фосфор; на границе раздела металл—высокоосновный малоокисленный шлак происходит удаление серы.

Возможен и другой вариант технологии. В предварительно обескремненный чугун вдувают порошок извести, а через верхнюю фурму обдувают поверхность металла кислородом и таким образом проводят дефосфорацию. Затем отключают кислородную фурму, а через первую для удаления серы вдувают соду. На использующем эту технологию заводе Kobe Steel содержание фосфора снижают с 0,080 до 0,010 %, а серы с 0,050 до 0,010%.

§ 5. КОМПЛЕКСНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ ЧУГУНА И СТАЛИ

Появление новых технологий, способных обеспечить глубокое рафинирование чугуна и стали, позволяет по-новому организовать весь технологический процесс получения стали.

Несколько примеров.

Первый пример. На заводе Kobe Steel (Япония) предварительно обескремненный чугун заливается в ковш и поступает на установку, оборудованную двумя фурмами, одна из которых предназначена для подачи реагентов в глубь металла. После проведения дефосфорации и десульфурации скачивают шлак и металл переливают в конвертер для продувки на сталь. Полученную сталь рафинируют на установке ковш—печь, вводят реагенты-десульфураторы и вакуумируют. Такая комплексная технология позволяет получать сталь, содержащую сумму $[P] + [S] < 0,005 \%$.

Второй пример. В 1985 г. на заводе Mizushima Works (Япония) пущен комплекс, состоящий из оборудования для обескремнивания чугуна на желобе доменной печи и обескремнивания, дефосфорации и десульфурации чугуна в ковше миксерного типа. Для обескремнивания используется смесь агломерационной пыли (75 %) и извести (25 %), для дефосфорации смесь состоит из агломерационной пыли (54 %), извести (38 %), плакированного шпата (4 %) и соды (4 %). Чугун после обработки содержит * 0,03 % Si; 0,01—0,03 % P; 0,003—0,020 % S. Все варианты процессов получения чистых по фосфору чугунов включают операции одно- или двукратного скачивания шлака. Такие технологии позволяют получать после продувки в конвертере * 0,0015 % P в стали.

Третий пример. На заводе "OxelBsund" (Швеция) в чугуновозных ковшах миксерного типа производят продувку чугуна смесью CaC_2 — $CaCO_3$ в струе азота, при этом содержание серы снижается с 0,05—0,07 % примерно в десять раз. Для многих марок стали после продувки такого чугуна в конвертере комбинированного дутья внепечной обработки с целью десульфурации не требовалось.

Четвертый пример. Институтами ЦНИИЧМ, ИЧМ, МИСиС совместно с комбинатом "Азовсталь" разработана комплексная технология выплавки в 350-т конвертерах высококачественного металла для толстого листа (с очень низкими содержаниями серы, фосфора, азота и кислорода и практически без примесей цветных металлов). Технология включает обработку чугуна в заливочных ковшах магнием в потоке природного газа, обеспечивающую получение в чугуне до 0,002% Ы и высокую степень усвоения магния (75—90%), использование в качестве охладителей конвертерной плавки металлизированных (90% Ау) окатышей, двухшлаковый процесс со сливом первичного шлака и — для предотвращения рефосфорации — слив основной массы конечного шлака при ожидании анализа, загущение оставшейся его части в конвертере и в ковше известью и надежную отсечку шлака в процессе выпуска плавки из конвертера.

Таким образом, развитие методов внепечной обработки чугуна и стали позволяет для каждой группы марок стали определять содержание конкретной технологии комплексной обработки, включающей ту или иную операцию, или несколько операций одновременно (в зависимости от требуемой чистоты стали по фосфору, сере, содержанию газов, примесей цветных металлов, а также в зависимости от затрат на проведение отдельных операций в конкретных местных условиях).

Глава 9. ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ В АГРЕГАТАХ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ

Существующие в настоящее время сталеплавильные агрегаты (конвертеры, мартеновские, электродуговые, индукционные печи и т.д.) являются агрегатами периодического действия. Опыт многих производств показал, что замена периодического процесса непрерывным способствует увеличению производительности, снижению эксплуатационных затрат, повышению качества и однородности (стандартности) продукции, уменьшению технологических отходов, более эффективному использованию добавочных материалов. Современная технология позволяет осуществлять непрерывную разливку многих десятков плавок, тысяч тонн стали, успешными оказались попытки создания непрерывной линии: непрерывная разливка стали — прокатный стан. Производства, смежные со сталеплавильным (доменное, прокатное), по существу непрерывные. Процессы подготовки железорудного сырья (агломерация и получение окатышей) являются непрерывными, поэтому вся схема металлургического производства, включающая подготовку сырья, выплавку чугуна, стали и получение проката, близка к переводу на непрерывный процесс.

Проблемы в организации непрерывного сталеплавильного процесса, выбора удобной для практического использования конструкции сталеплавильного агрегата непрерывного действия (САНД) и отработки технологии выплавки стали в этом агрегате пока еще не решены. Основные трудности, возникающие при разработке конструкции САНДа, можно разделить на две группы:

1. Технологические, заключающиеся в необходимости организации одновременного удаления из чугуна разнородных по своим термохимическим свойствам элементов: для удаления углерода необходимы окислительная атмосфера, железистые шлаки, достаточный уровень перегрева металла; для удаления фосфора желательно иметь железистоизвестковые шлаки и умеренные температуры; для удаления серы необходимо интенсивное перемешивание основного шлака с металлом при достаточно высоком уровне нагрева ванны, а содержание оксидов железа в шлаке и кислорода в металле при этом должно быть минимальным; для удаления кремния необходимо иметь окислительную атмосферу и железистый шлак; для по-

лучения заданной степени раскисления металла требуется минимальная окисленность шлака и т.д.

2. Конструктивные, заключающиеся в необходимости создания агрегата, который бы обеспечивал возможность проведения технологических операций в требуемой последовательности. При этом одновременно должны быть обеспечены высокая стойкость агрегата и отдельных его элементов в условиях высоких температур и непрерывной работы при отсутствии даже кратковременных остановок для профилактического ремонта конструкций и т.д.

§ 1. КОНСТРУКЦИИ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ АГРЕГАТОВ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ (САНД)

К настоящему времени предложено множество различных вариантов конструкций САНД и технологий выплавки в них стали. Можно дать следующую условную классификацию непрерывных сталеплавильных процессов.

1. По организации процесса: 1) многостадийные (с разделением операции на стадии), при этом в каждой емкости или части агрегата проводится одна или несколько технологических операций: дефосфорация, десульфурация, раскисление и т.п.; 2) одностадийные, когда все операции удаления примесей и превращения чугуна в сталь протекают одновременно или почти одновременно.

2. По конструкции агрегата: 1) операция проводится на поду, при этом газообразные и твердые реагенты (кислород, флюсы, руды и т.п.) поступают в так называемые подовые, желобные реакторы; 2) операция проводится таким образом, что металл, шлак, добавочные материалы находятся во взвешенном, распыленном каплеобразном состоянии (так называемые *струйные реакторы*).

3. По организации технологии: 1) движение шлака и металла происходит в одном направлении; 2) шлак и металл движутся относительно друг друга по принципу противотока (рис. 221). Примером одностадийного непрерывного сталеплавильного процесса может служить схема, разработанная Британским научно-исследовательским институтом черной металлургии BISRA. В процессе BISRA падающую струю чугуна окружает кольцевая струя кислорода, которая разбивает металл на капельки диаметром 1—2 мм. Поверхность контакта

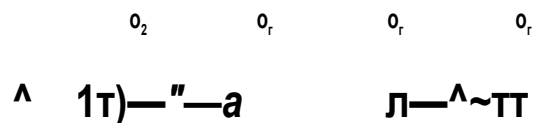


Рис. 221. Технологическая схема САНД конструкции МИСиС:
а — принцип прямотока; б — принцип противотока; 1 — чугун; 2 — ввод шлакообразующих смесей; 3 — спуск шлака; 4 — выпуск металла

между металлом и кислородом оказывается громадной и выгорание примесей происходит мгновенно. Процесс обработки металла в струе называют *струйным, рафинированием*.

Схема процесса представлена на рис. 222. Падающая вниз струя чугуна, непрерывно поступающая в установку, обрабатывается тонкоизмельченными флюсами и кислородом, капельки рафинированного металла и шлака падают в приемный ковш, металл собирается внизу под пенящимся шлаком, отстаивается и непрерывно выпускается в ковш для последующей разливки. Последующие капельки металла должны проходить через этот шлаковый слой, дополнительно рафинирующий металл. Отработанный шлак непрерывно стекает в шлаковую чашу. Капельки металла в процессе рафинирования окисляются: 1) в зоне распиливания струи чугуна; 2) при свободном падении капель в окислительной атмосфере; 3) при прохождении через слой вспененного шлака; 4) в ковше. Опыты показали, что при температуре металла 1500—1600 °С и диаметре капли металла 2—3 мм скорость обезуглероживания превышает 3 % С/с: при раздроблении капель до размеров < 3 мм степень десульфурации превышает 50 %.

Достоинством процесса струйного рафинирования является то обстоятельство, что основные реакции здесь протекают в условиях отсутствия контакта металла с огнеупорной футе-

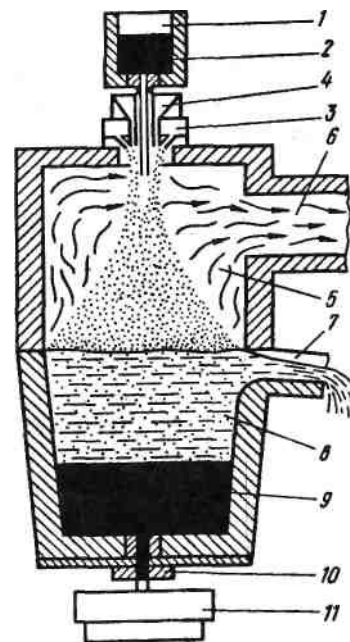


Рис. 222. Установка струйного типа для непрерывного рафинирования жидкого чугуна института BISRA:

1 - промежуточное устройство; 2 - чугун; 3 - кислород; 4 - известь; 5 - реакционная камера; 6 - отходящие газы; 7 - шлак; 8 - отстойник; 9 - сталь; 10 — шибберный затвор; 11 — ковш для УНРС

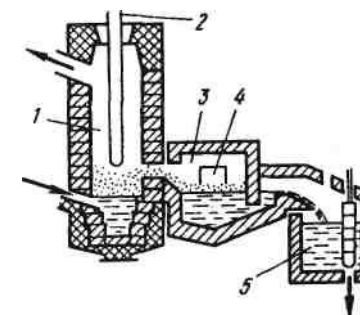


Рис. 223. Схема установки для непрерывного рафинирования конструкции IRSID

гата шлак содержит минимальное количество оксидов и, следовательно, обеспечивается максимальный выход годного металла. Эти недостатки не позволили внедрить предложенный процесс в промышленность.

В большинстве предложенных конструкций САНД предусмотрена возможность организации ведения плавки на поду. Широкую известность получила конструкция САНД, разработанная французским институтом черной металлургии IRSID. Агрегат состоит (рис. 223) из трех частей: реакционной камеры 1, отстойника 3 и камеры доводки 5. Чугун непрерывной струей поступает в камеру по желобу. Одновременно при помощи водоохлаждаемого устройства (фурмы) 2 в камеру непрерывно подается кислород с молотой известью. Реак-

ционная камера содержит небольшое количество жидкого металла и слой металло-шлако-газовой эмульсии. Под действием подъемной силы пузырей газа эта эмульсия поднимается и перетекает в отстойник, где шлак отделяется от металла. Шлак стекает через отверстие 4, а металл сифоном передается в камеру доводки, где подвергается раскислению и доводке по составу. Конструкция установки предусматривала возможность устройства желоба, по которому шлак из второй камеры (отстойника) мог бы перетекать в первую камеру для повышения степени использования шлакообразующих и уменьшения потерь железа с уходящим шлаком.

В 1971-1976 гг. проводили испытания САНД конструкции МИСиС. Установка включала четыре ванны, соединенные последовательно (рис. 221). В первых трех осуществлялось рафинирование вдуванием газообразного кислорода через верхние фурмы, а в последней — регулирование содержания углерода и раскисление. Вместимость каждой ванны составляла 0,86 м³ при глубине расплава 600 мм и массе 6 т. Производительность этого опытно-промышленного агрегата достигала 21 т/ч, степень удаления серы 21 %, фосфора 93 %.

Окончательные выводы о показателях работы агрегатов такого типа в промышленных условиях и, соответственно, о перспективах внедрения сделать пока трудно.

§2. ПЕРЕПЛАВ МЕТАЛЛОЛОМА

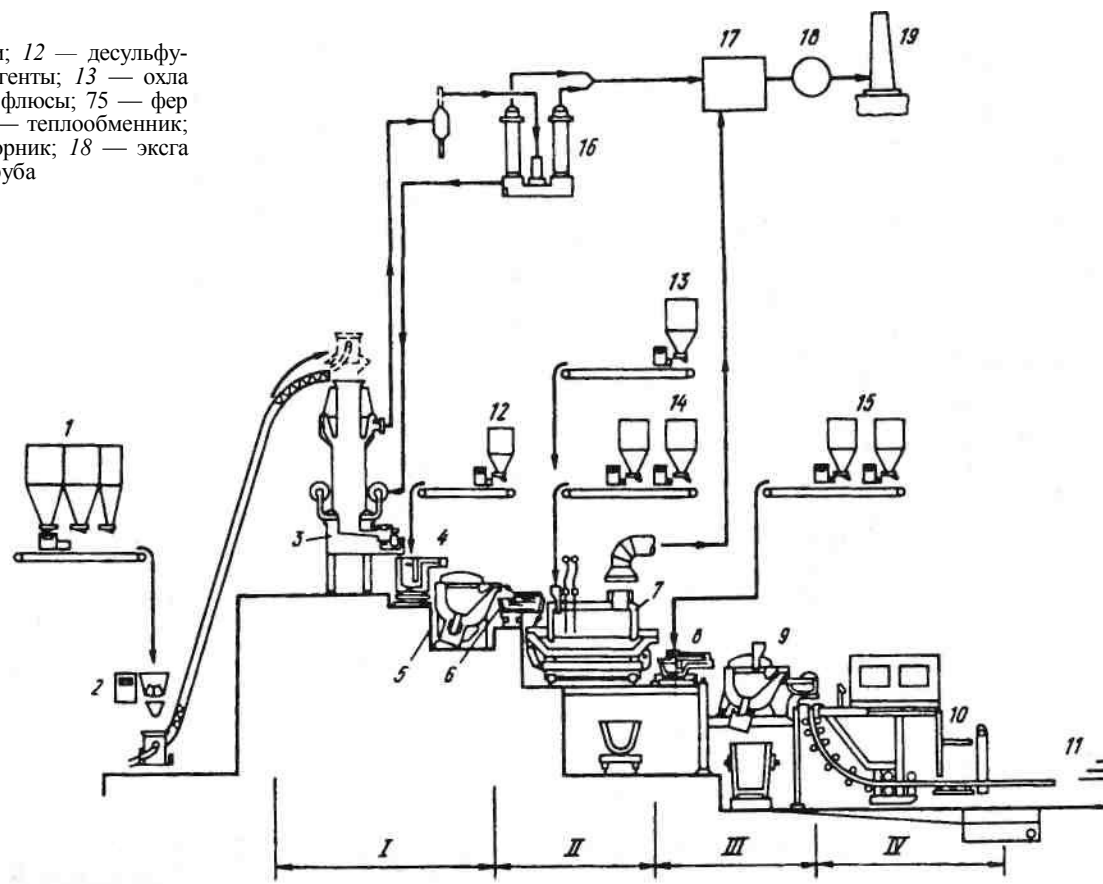
Если САНДы, основанные на переработке в сталь жидкого чугуна, не вышли из стадии полупромышленных испытаний, то САНДы с использованием в качестве шихты дешевого металлического лома (скрапа) получают все большее распространение. Работы ведутся во многих странах мира. Изыскание рациональных методов непрерывной переработки металлолома происходит в основном по двум направлениям. В первом случае в качестве плавильного агрегата используют высокомогущую дуговую сталеплавильную печь с периодической выдачей порции металла. Во втором случае в качестве плавильного агрегата используют шахтную печь (типа вагранки). В обоих случаях получаемый полупродукт доводится затем во вспомогательных агрегатах. В качестве примера организации непрерывного сталеплавильного процесса может служить процесс, разработанный японским научно-исследовательским институтом металлургии NRIM.

Построенный по предложенной схеме комплекс включает (рис. 224) металлургическую вагранку, работающую на подогретом до 500 °С дутье, производительностью 20 т/ч. В качестве шихты используют металлолом и пакеты. Полученный в вагранке углеродистый полупродукт (2,7—3,5 % С) попадает в ковш, где обрабатывается десульфурующими смесями, после чего переливается в канальную (с индуктором для подогрева) индукционную печь — копильник. Из копильника металл попадает в рафинировочную печь, оборудованную сводовыми кислородными фурмами и устройствами для присадки охладителей и флюсов. После рафинировочной печи металл попадает в оборудованный пористой пробкой для вдувания инертного газа ковш, где производится его раскисление. На рис. 225 показан общий вид агрегата непрерывного сталеплавильного процесса Consteel на базе дуговой сталеплавильной печи. Шихту (металлолом или металлизированные окатыши), подогреваемую за счет дожигания СО, выделяющейся из ванны дуговой печи при ее продувке кислородом, подают непрерывно в печь. Температура металлолома перед поступлением в печь составляет 500—700 °С. Печь с эркерным выпуском обеспечивает периодическую выдачу порций стали, поступающих далее на установки внепечной обработки. Процесс Consteel был создан с начала 80-х годов в США. Различные варианты процесса с непрерывной подачей подогреваемой отходящими газами металлошихты в печь получают все большее распространение во многих странах.

В начале 80-х годов в Германии разработан процесс, названный процессом EOF. Первый промышленный агрегат (рис. 226) был введен на одном из заводов Бразилии. Емкость этого агрегата 30 т, производительность ~200 тыс. т стали в год, стойкость футеровки >500 плавок, расход жидкого топлива 8—9 кг, кокса 1,0 кг на 1 т стали, расход кислорода 60—78 м³/т, расход огнеупоров 6 кг/т стали. Опыт показал, что утилизация тепла отходящих газов позволяет нагреть подаваемую твердую металлошихту до 850 °С. Состав шихты (соотношение расхода чугуна и металлолома), как и в мартеновских печах, может меняться в широких пределах. К 1993 г. в мире работало ~10 установок EOF (в Бразилии, Индии, Италии, США, Венгрии) производительностью 200—600 тыс. т/год каждая. В России подобная установка проектируется для Белорецкого металлургического комбината.

08
00

II — заготовки; 12 — десульфур-
ирующие реагенты; 13 — охла-
дители; 14 — флюсы; 15 — фер-
росплавы; 16 — теплообменник;
17 — пылесборник; 18 — эксга-
устер; 19 — труба



о о
X ЛХ
•о
S» я
u re
P o P ta
H
e> ге
03 ч
C "R
u B-
— капо
о и
и ге
в) >a
S »
Й Ja
a i< m3
i o
w r o
S a

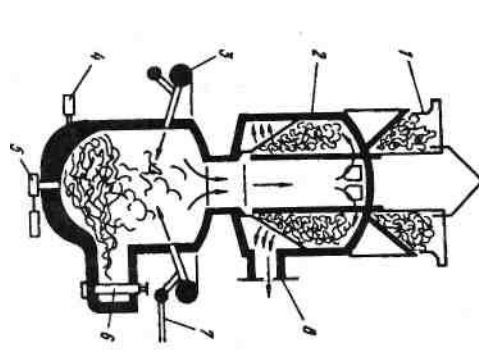


Рис. 226. Схема ЕОФ-процесса:
1 — загрузка скрапа; 2 — подогрев скрапа;
3 — воздух и топливо; 4 — фурмы для
глубинной продувки; 5 — шиберный затвор;
6 — стопор; 7 — кислород и топливо; 8 —
отходящие газы

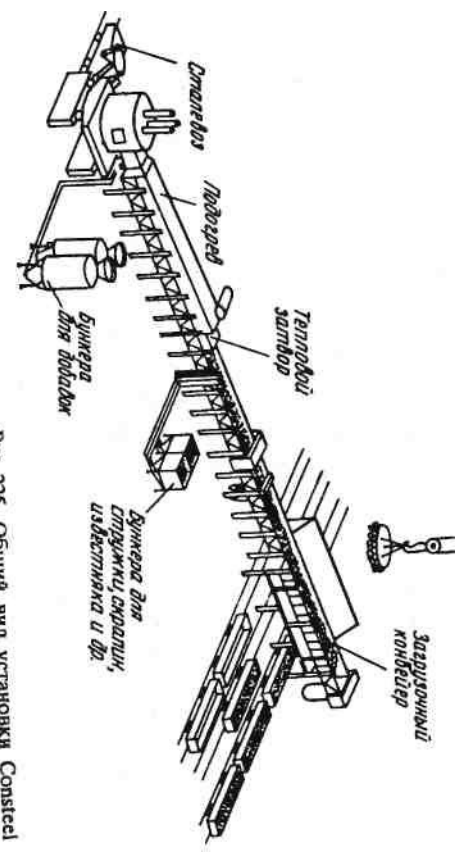


Рис. 225. Общий вид установки Consteel

X
a
ЧЗ
o
a
co

;-fa
a
2
o
и< В) Ю о

a w
u g
2 E

О Я
В
О
О
И

я в "в п я м и н
я
а
Е

» в >
из Я
ш
н
с
п
я в я в в
Б в я Е х

дующими обстоятельствами. В современных сталеплавильных агрегатах периодического действия развитие технологии достигло очень высокого уровня. Время, затрачиваемое на выполнение собственно металлургических операций, во многих случаях сопоставимо с продолжительностью простоя агрегатов, связанного с проведением вспомогательных операций (загрузки печи, анализа металла по ходу плавки, выпуска готового металла и т.д.).

Например, для крупных конвертеров продолжительность проведения вспомогательных операций составляет около половины длительности всей плавки. Резервы дальнейшего повышения производительности, очевидно, следует искать в направлении сокращения времени, затрачиваемого на вспомогательные операции. В этом отношении использование сталеплавильных агрегатов непрерывного действия представляется одним из наиболее вероятных решений проблемы.

Глава 10. ПЕРЕПЛАВНЫЕ ПРОЦЕССЫ

Переплавные процессы представляют собой различные способы переплава (с целью повышения качества металла) слитков или заготовки, предварительно полученных обычными способами выплавки (в дуговой электропечи, конвертере, 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.

§1. 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

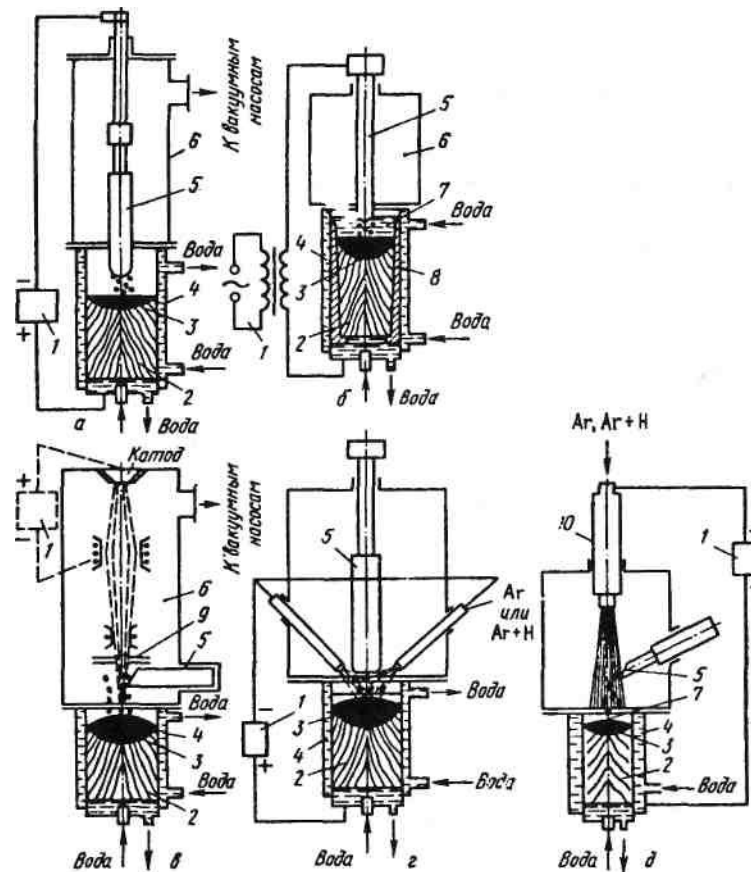


Рис. 227. Схема процессов электропереплава (а — вакуумно-дуговой; б — электрошлаковый; в — электронно-лучевой; г — плазменный с радиальным размещением плазмотронов; д — плазменный с осевым размещением плазмотронов): 1 — источник питания; 2 — слиток; 3 — ванна расплава; 4 — кристаллизатор; 5 — электрод (переплавляемая заготовка); 6 — герметизированная камера; 7 — шлаковая ванна; 8 — шлаковая "рубашка" (при ЭСП); 9 — фокусирующее устройство; 10 — плазмотрон

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 рис. 227.

§2. ВАКУУМНЫЙ ДУГОВОЙ ПЕРЕПЛАВ

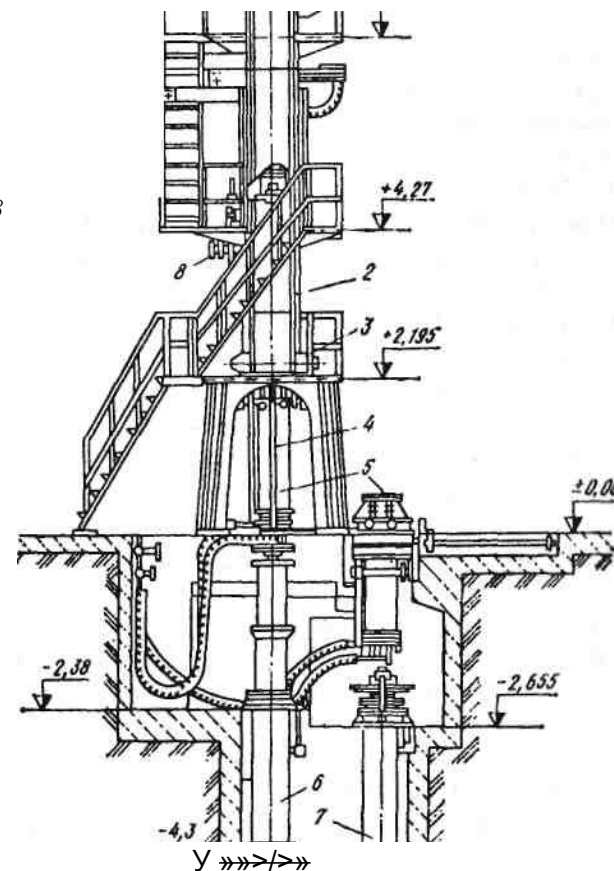
На схеме рис. 227, а показано, что под воздействием высоких температур, возникающих в зоне электрической дуги между переплавляемым электродом и поддоном кристаллизатора, металл на нижнем торце электрода расплавляется и капли расплавленного металла падают в ванну, где под воздействием охлаждения кристаллизатора формируется слиток. До начала операции печь вакуумируют (остаточное давление обычно не более 1,33 Па); 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—50 т.

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,

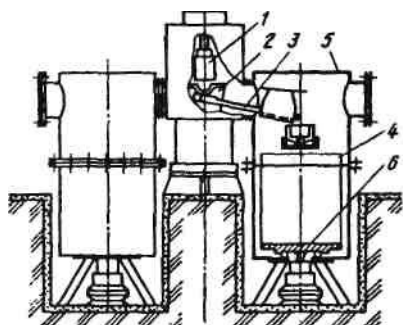
циркония, ниобия, молибдена, вольфрама и др.). Схему, при применении которой электрод переплавляется, называют ВДП с *расходуемым электродом*. На рис. 228 показана современная вакуумно-дуговая печь с расходуемым электродом.

В некоторых случаях изготовить расходуемый электрод невозможно (например, при переплаве титановой губки). В этих случаях губчатый или порошкообразный материал расплавляют, помещая его в зону дуги между постоянным (нерасходуемым) электродом и ванной. Такой метод называют ВДП с *нерасходуемым электродом*. Полученный таким образом слиток обычно еще раз переплавляют методом ВДП с расходуемым

Рис. 228. Вакуумно-дуговая печь: 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



1 — электрод; 2 — тигель; 3 — желоб; 4 — форма; 5 — стационарные заливочные камеры; 6 — стол центробежной машины



электродом. При ВДП с нерасходуемым электродом вместо кристаллизатора иногда устанавливают металлический водо-охлаждаемый 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 рис. 229 изображена схема современной гарнисажной печи емкостью 0,6 т 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.

§ 3. ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫЙ ПЕРЕПЛАВ

Принципиальная схема ЭШП представлена на рис. 227. 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 оплавляється, и металл в виде капель проходит через слой шлака и застывает в ванне кристаллизатора в виде плотного слитка.

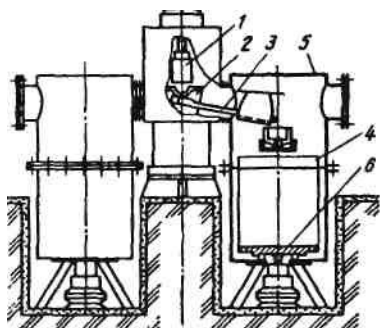
Составы шлаков при ЭШП различны, чаще всего используется шлак, состоящий из CaF_2 с добавками CaO , Al_2O_3 , SiO_2 . Проходя через такой шлак, капли металла очищаются от серы, в них снижается содержание неметаллических включений, в кристаллизаторе образуется плотный качественный слиток. Оборудование 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 1958 г. 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 водо-охлаждаемые. 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—6 т. В отдельных случаях (например, при получении заготовок для последующего изготовления роторов турбин электростанций) отливаются электрошлаковые слитки массой 60 т и более. В СССР была разработана специальная электрошлаковая технология, позволяющая отливать

1 — электрод; 2 — тигель; 3 — желоб; 4 — форма; 5 — стационарные заливочные камеры; 6 — стол центробежной машины



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 гарнисажом из этого же металла. Печи такого типа называют *гарнисажными*.

Вакуумные дуговые гарнисажные печи (ВДГП) используют также для фасонного литья отливок особо ответственного назначения. На рис. 229 изображена схема современной гарнисажной печи емкостью 0,6 т 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.

§ 3. ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫЙ ПЕРЕПЛАВ

Принципиальная схема ЭШП представлена на рис. 227. 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 оплавляється, 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 , Al_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 АН Украины. Практическое распространение метода ЭШП началось в 1958 г. 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—6 т. В отдельных случаях (например, при получении заготовок для последующего изготовления роторов турбин электростанций) отливаются электрошлаковые слитки массой 60 т и более. В СССР была разработана специальная электрошлаковая технология, позволяющая отливать

слитки массой до 300 т. Большие слитки массой 200—300 т (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 расходующих электродов, способ ПЭШО предусматривает получение слитков непосредственно из жидкого металла. В водоохлаждаемой изложнице с помощью нерасходуемых электродов расплавляется смесь шла-кообразующих компонентов. При этом в изложнице образуется слой жидкого шлака (шлаковая ванна), обладающий высокой рафинирующей способностью (рис. 230, 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 (рис. 230, б).

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 (рис. 230, в). Металл следующей порции аналогичным образом заливают в изложницу, и он смешивается с остатком жидкого металла первой порции (рис. 230, г). Этот

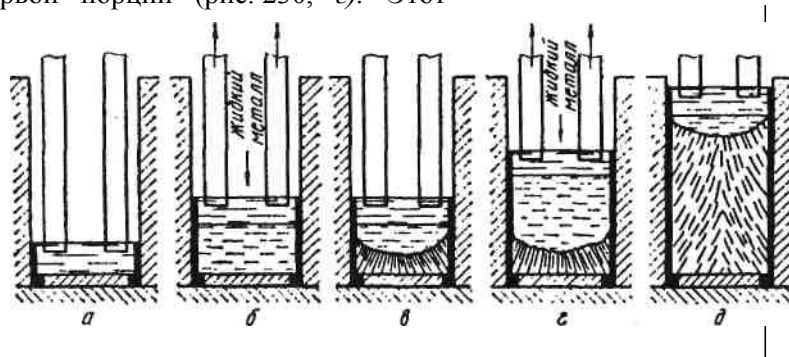


Рис. 230. Схема порционной электрошлаковой

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 (рис. 230, 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 200 т можно отлить способом последовательной заливки в изложницу четырех-шести плавок, полученных в дуговой электропечи (или ином агрегате) емкостью всего 35—50 т.

Другим технологическим приемом, позволяющим получать высококачественные крупные слитки, является технология, названная "ЭШП с расходующим 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 расходующего электрода, а переплавленный металл приобретает форму внутренней поверхности кристаллизатора или формы. Сечение формы может быть переменным.

При ЗШЛ широко используется прием закладки деталей с последующим их приплавлением к основной части отливки в процессе переплава расходного 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), металлизированного сырья (например, металлизированных 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 расходного 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.

§ 4. 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.

§ 5. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ПЕРЕПЛАВНЫХ ПРОЦЕССОВ

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.

Частый. ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ

Г л а в а 1. СПОСОБЫ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОСПЛАВОВ

Ферросплавы — это сплавы железа с кремнием, марганцем, хромом, вольфрамом и другими элементами, применяемые в производстве стали для улучшения ее свойств и легирования. Вводить в сталь нужный элемент не в виде чистого металла, а в виде его сплава с железом удобнее вследствие более низкой температуры его плавления и выгоднее, так как стоимость ведущего элемента в сплаве с железом ниже по сравнению со стоимостью технически чистого металла.

Исходным сырьем для получения ферросплавов служат руды или концентраты. Для производства основных сплавов — ферросилиция, ферромарганца; силикомарганца и феррохрома — пользуются рудами, так как в них высоко содержание окислов элемента, подлежащего восстановлению. При производстве ферровольфрама, ферромolibдена, феррованадия, ферро-титана и других сплавов руду вследствие малой концентрации в ней полезного элемента обогащают, получая концентрат с достаточно высоким содержанием окислов основного элемента.

Ферросплавы получают восстановлением окислов соответствующих металлов. Для получения любого сплава необходимо выбрать подходящий восстановитель и создать условия, обеспечивающие высокое извлечение ценного (ведущего) элемента из перерабатываемого сырья.

Восстановителем может служить элемент, обладающий более высоким химическим средством к кислороду, чем элемент, который необходимо восстановить из оксида. Иначе говоря, восстановителем может быть элемент, образующий более химически прочный оксид, чем восстанавливаемый элемент. Восстановительные процессы облегчаются, если они проходят в присутствии железа или его оксидов. Растворяя восстановленный элемент или образуя с ним химическое соединение, железо уменьшает его активность, выводит его из зоны реакции, препятствует обратной реакции — окислению. В ряде случаев температура плавления сплава с железом ниже температуры плавления восстанавливаемого элемента, следовательно, реакция может протекать при более низкой температуре. 670

В зависимости от вида применяемого восстановителя различают три основных способа получения ферросплавов: углевосстановительный, силикотермический и алюминотермический. Наиболее дешевым является углерод, поэтому его используют при производстве углеродистых ферромарганца и феррохрома, а также всех сплавов с кремнием (кремний препятствует переходу углерода в сплав). Реакции восстановления металлов из их оксидов углеродом эндотермичны, поэтому углевосстановительный процесс требует подвода тепла — обычно это тепло, выделяемое электрическими дугами ферросплавной печи. Выплавку ферросплавов углевосстановительным процессом осуществляют в так называемых восстановительных (рудовосстановительных) ферросплавных печах с трансформаторами мощностью 10—115 МВ • А, работающих непрерывным процессом, т.е. с непрерывной загрузкой шихты в печь и периодическим выпуском продуктов плавки.

Силикотермическим и алюминотермическим способами получают ферросплавы с пониженным или очень низким содержанием углерода: среднеуглеродистые и малоуглеродистые ферромарганец и феррохром, безуглеродистый феррохром, металлические хром и марганец, ферросплавы и лигатуры с титаном, ванадием, вольфрамом, молибденом, цирконием, бором и другими металлами. Эти сплавы выплавляют в рафинировочных ферросплавных печах, оборудованных трансформаторами мощностью 2,5—7 МВ • А и работающих периодическим процессом с выпуском из печи металла и шлака по окончании плавки. Когда выделяющегося при экзотермических реакциях тепла достаточно для получения металла и шлака в жидком виде, плавку проводят в футерованных шахтах (горнах).

Г л а в а 2. ФЕРРОСПЛАВНАЯ ПЕЧЬ

§ 1. ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫЕ ФЕРРОСПЛАВНЫЕ ПЕЧИ

Восстановительные ферросплавные печи (рис. 231) работают непрерывно. В работающей печи электроды погружены в твердую шихту и дуга горит под слоем шихты. Шихту пополняют по мере ее проплавления; сплав и шлак выпускают периодически. Печи этого типа оснащены мощными трансформаторами: 10—115 МВ • А. Печи трехфазные, стационарные или вращающиеся вокруг вертикальной оси; ранее печи изготавливали

Рис. 231. Схема устройства и работы ферросплавной печи: / — футеровка; 2 — жидкий сплав; 3 — гарнисаж; 4 — шихта; 5 — загрузочный (печной) бункер; 6 — электрод; — свод; 8 — летка

открытыми, а новые печи делают закрытыми, т.е. с рабочим пространством, закрытым сверху водоохлаждаемым сводом.

В поперечном сечении большая часть ферросплавных печей круглые, а ряд новых мощных печей имеют прямоугольную форму. Большая часть печей оборудована тремя электродами, а печи большой мощности иногда имеют шесть электродов. В круглых печах электроды расположены по вершинам равностороннего треугольника, а в прямоугольных печах — в линию. Для выпуска продуктов плавки печь имеет одну—две, а иногда три летки. Если технологический процесс связан с раздельным выпуском металла и шлака, имеются две летки (металлическая и шлаковая), расположенные на различных уровнях.

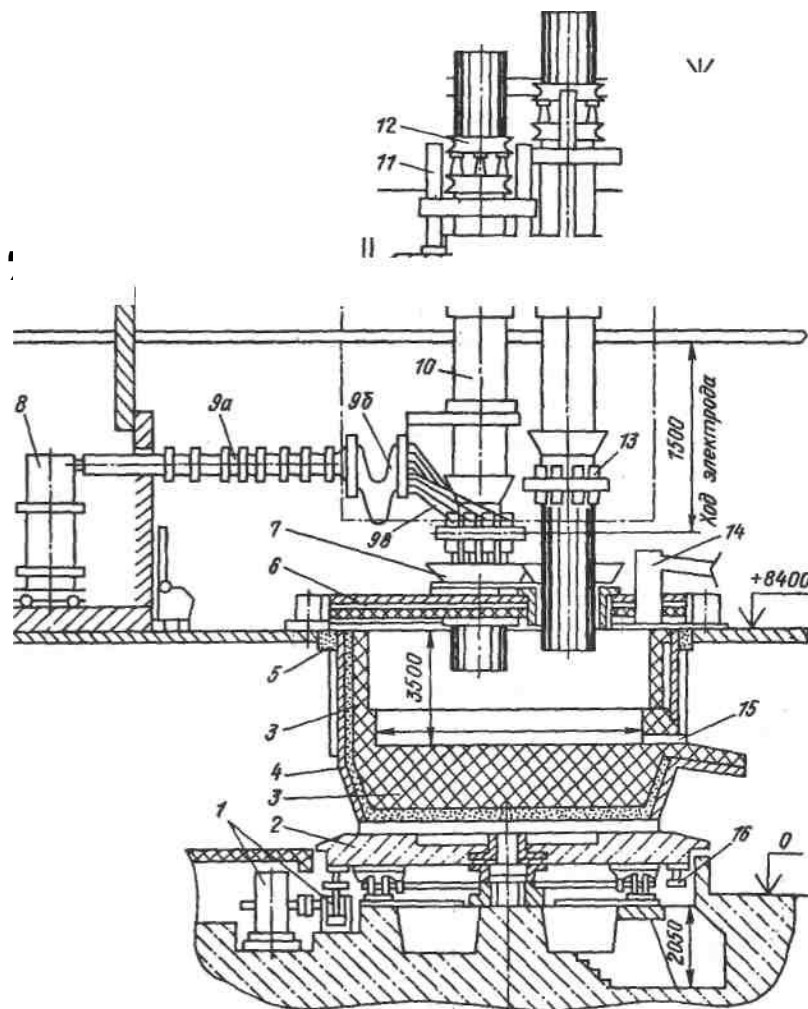
На рис. 232 показана конструкция круглой закрытой рудовосстановительной печи мощностью 33 МВ • А с вращающейся ванной (печь РКЗ-33). Ниже приведены основные размеры некоторых рудовосстановительных печей:

Тип печей			
РКО-16,5; РКЗ-34	РКЗ-33	РПЗ-63	
РКЗ- Диаметр кожуха, м			
16,5			
2,3			
6,2			
8,3	8,9	10,5	—

Примечание. РКО — руднотермические круглые открытые печи; РКЗ — руднотермические круглые закрытые печи; РПЗ — руднотермические прямоугольные закрытые печи.

Кожух печей выполняют из листовой стали толщиной 15—30 мм и усиливают снаружи вертикальными ребрами и горизонтальными поясами жесткости, днище кожуха выполняют плоским. К верху кожуха закрытых печей приварен кольцевой желоб (рис. 232, 5) песочного затвора.

Рис. 232. Закрытая рудовосстановительная печь мощностью 33 МВ • А: / —



механизм вращения ванны; 2 железобетонная плита; 3 — футеровка; 4 — кожух; 5 — кольцевой желоб песочного затвора; 6 — свод; 7 — загрузочная воронка; 8 — трансформатор; 9 (9а, 9б, 9в) — короткая сеть; 10 — несущий цилиндр; 11 — механизм перемещения электрода; 12 — механизм переключения электрода; 13 — контактные щетки; 14 — газоход; 15 — летка; 16 — зубчатый венец

Материалы, применяемые для футеровки печи, выбирают в зависимости от выплавляемого сплава. Так, для выплавки кремнистых сплавов и углеродистого ферромарганца рабочее пространство печи выкладывают из угольных блоков, для выплавки углеродистого феррохрома — из магнезитового кирпича. Верх стен выкладывают шамотным кирпичом.

Для ферросплавных печей характерна подина большой толщины. Общая толщина футеровки подины достигает 2,5 м. При такой толщине подины обеспечивается большая тепловая инерция и облегчаются условия сохранения устойчивой температуры в плавильной зоне печи при кратковременных простоях.

В большинстве ферросплавных печей рабочим слоем футеровки служит так называемый гарнисаж, т.е. настыль, образованная из проплавляемой руды, шлака и сплава.

Свод печи. У строившихся ранее открытых печей через колошник выделяется много тепла и отходящих газов, что вызывает нагрев оборудования и затрудняет работу персонала; кроме того, на колошнике окисляется часть восстановителя, а над печью бесполезно сгорает содержащийся в отходящих газах оксид СО (отходящие газы содержат ~ 85 % СО). Эти недостатки устраняются, если печь накрыта сводом. На современных ферросплавных печах широко распространены водоохлаждаемые своды, и, в частности, десяти-секционные своды (рис. 233). Свод состоит из девяти периферийных и десятой центральной секций, каждая из которых выполнена в виде плоской полой коробки (кессона), в которой циркулирует охлаждающая вода. Секции монтируют в сво-

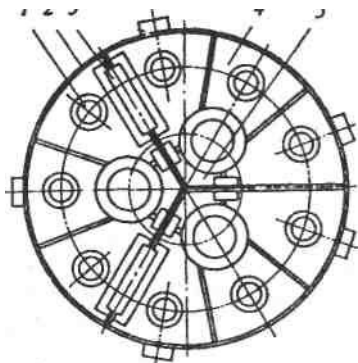


Рис. 233. Схема водоохлаждаемого плоского свода ферросплавной печи:

1 — взрывной клапан; 2 — сводовое кольцо; 3 — газозаборный короб; 4 — периферийная секция свода; 5 — центральная секция

довом кольце; они подвешены к металлоконструкциям цеха. Снизу свод футерован огнеупорным бетоном, имеются три отверстия для электродов и при необходимости отверстия для загрузочных воронок. В своде имеются два отверстия для отвода печных газов к газоочистке. Имеется также несколько отверстий, оборудованных взрывными клапанами, которые необходимы, поскольку газ в печи, содержащий много СО, при попадании воздуха может взрываться.

Применяются также своды, выполненные в виде стального водоохлаждаемого каркаса с футеровкой из огнеупорного кирпича или блоков из огнеупорного бетона. В закрытых печах предусматривают уплотнение между сводом и ванной в виде песочного затвора.

Механизм вращения ванны предусмотрен на многих ферросплавных печах. Вращение ванны позволяет предотвратить зависание шихты и образование настылей. В таких печах ванна крепится на железобетонной плите (рис. 232, 2), опирающейся на ходовые колеса, которые катятся по кольцевому рельсу, заложенному в фундаменте. Вращение осуществляют от электродвигателя с двумя редукторами, выходные шестерни которых входят в зацепление с зубчатым венцом 16, прикрепленным к плите 2. Вращение ванны происходит со скоростью один оборот за 35-130 ч. Вращение печи реверсивное в секторе 130°. При повороте печи свод остается неподвижным.

Электроды и электрододержатели

В восстановительных ферросплавных печах применяют самоспекающиеся непрерывные электроды, причем формирование электрода (обжиг и спекание электродной массы) происходит в процессе работы ферросплавной печи. Эти электроды в три раза дешевле графитированных электродов, применяемых в дуговых сталеплавильных печах.

Самоспекающийся электрод представляет собой (рис. 234) заполненный электродной массой кожух из стального листа толщиной 1—3 мм с продольными ребрами внутри. Кожух изготавливают отдельными секциями длиной 1,4—1,8 м, которые впоследствии сваривают друг с другом. В основном применяют круглые электроды диаметром 900—2000 мм, а на прямоугольных печах — плоские электроды размером до 3200x800 мм. Кожух, служащий пресс-формой для электродной

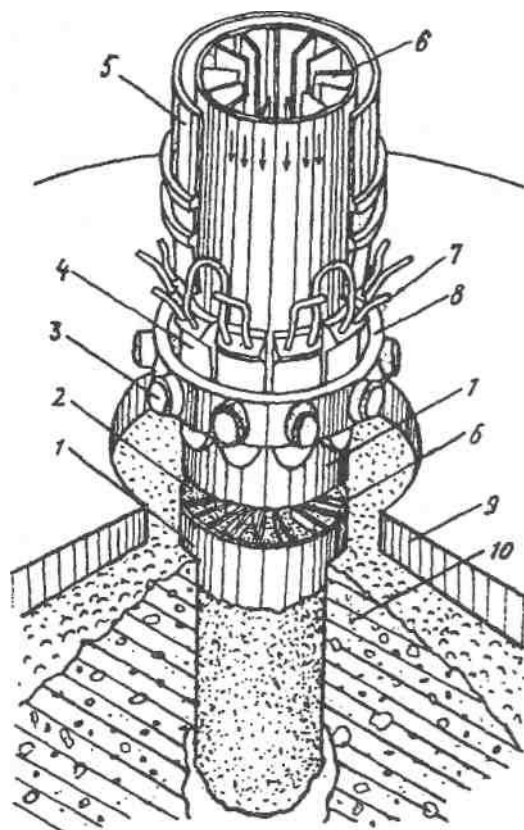


Рис. 234. Самоспекающийся электрод и электрододержатель:

1 — кожух электрода; 2 — электродная масса; 3 — нажимное устройство; 4 — контактная щека; 5 — несущий цилиндр; 6 — ребра; 7 — трубка подвода тока и воды; 8 — нажимное кольцо; 9 — свод печи; 10 — шихта

массы, предохраняет электрод от окисления воздухом, облегчает прохождение тока от электрододержателя к обожженной части электрода. Электродную массу изготавливают из термоантрацита, кокса, каменноугольной смолы и пека. Электродную массу забрасывают в кожух сверху в холодном состоянии. Под действием тепла печи масса размягчается и плотно заполняет кожух.

В процессе работы печи по мере сгорания и опускания электрода необоженная его часть постепенно приближается ко все более нагретым зонам печи; масса постепенно теряет летучие. Под контактными щеками (рис. 234, 4) масса поступает еще пластичной, при дальнейшем нагреве на участке щек электродная масса спекается (коксуется); сопротивление электрода снижается. Из-под контактных щек электрод выходит с нормальными свойствами угольного электрода. По мере сгорания электрод опускает-

ся, а сверху с дозировочной площадки к железному кожуху приваривают, не выключая тока, новую секцию, которую наполняют электродной массой.

Допустимая плотность тока в самоспекающихся электродах составляет 5—8,5 А/мм² (меньшее значение относится к малым электродам).

Электрододержатель предназначен для подвода тока к электроду, удержания электрода и его перемещения по вертикали. Электрододержатель состоит (рис. 234) из несущего цилиндра 5, контактных щек 4 и нажимного кольца 8. Контактные щеки (их число четыре-десять) служат для подвода рабочего тока к электроду, их делают из высокотеплопроводной меди или ее сплавов и для обеспечения водяного охлаждения — полыми или с залитыми внутри трубками; с помощью медной трубки к щеке подводят ток и воду.

Несущий цилиндр выполнен из стального листа толщиной 10—16 мм и охватывает электрод по высоте до механизма перемещения электрода (рис. 232, 11), причем верх цилиндра закреплен в этом механизме. Диаметр цилиндра превышает диаметр электрода на 150–200 мм, и в зазор между ними сверху подают вентилятором воздух. К низу несущего цилиндра подвешены нажимное кольцо и контактные щеки (кольцо с помощью четырех водоохлаждаемых труб, а каждая щека на стальной тяге; эти подвески на рис. 234 не показаны). Прижатие контактных щек к электроду осуществляют с помощью нажимных устройств 3 кольца 8, в которых размещены пружины или гидравлические зажимы (рис. 234).

Механизм перемещения, т.е. подъема и опускания электродов (на современных печах гидравлический и управляемый автоматизированной системой) обеспечивает по ходу плавки движение электрода вниз с тем, чтобы поддерживать длину дуги и электрический режим в заданных пределах и при необходимости перемещает электроды вверх. Механизм (рис. 232, 11) закреплен на междуэтажном перекрытии цеха, он движет несущий цилиндр и через него электрод.

По мере сгорания нижнего конца электрода возникает необходимость перепуска электрода, что осуществляют с помощью механизма перепуска (рис. 232, 12), в котором зажат верх электрода. Механизм обеспечивает периодическое опускание электрода относительно несущего цилиндра или подъем цилиндра относительно электрода на 50—200 мм, что

увеличивает длину рабочего конца электрода (располагаемого ниже контактных шек).

Электропитание

Электрическое оборудование ферросплавных печей схоже с аналогичным оборудованием дуговых сталеплавильных печей (см. § 1—2 гл. 4 П-ой части). Трехэлектродные ферросплавные печи оборудованы трехфазным понижающим печным трансформатором и иногда тремя однофазными трансформаторами, от которых ток при помощи короткой сети подается на каждый электрод; шестиэлектродные печи имеют три однофазных трансформатора, к которым электроды подсоединены попарно. Мощность трансформаторов разных печей находится в пределах 10—115 МВ • А, вторичное напряжение — в пределах 130—250 В; сила тока на мощных печах достигает 100-110 кА.

Короткая сеть состоит из трех участков: шинный пакет (рис. 232, 9а) идущий от трансформатора до гибкого участка, гибкий участок (рис. 232, 9б), токоподвод (рис. 232, 9в) к контактным щекам. Шинный пакет выполняют из медных водоохлаждаемых труб или медных пластин, гибкую часть из гибких медных кабелей, токоподвод к щекам — в виде водоохлаждаемых медных труб.

Необходимо, чтобы длина короткой сети была минимальной; прокладку токоведущих шин или труб следует выполнять бифилярно, т.е. чтобы шины, обтекаемые токами различных направлений, были расположены возможно ближе друг к другу.

Вторичное напряжение, подаваемое на электроды в зависимости от конструкции переключающего устройства Переключают как при отключенной печи, так и под нагрузкой. Оптимальный электрический режим на каждой ступени напряжения поддерживают с помощью автоматических регуляторов.

§ 2. РАФИНИРОВОЧНЫЕ ФЕРРОСПЛАВНЫЕ ПЕЧИ

Рафинировочные ферросплавные печи имеют мощность 3,5— 7 МВ • А и служат для выплавки ферросплавов с низким содержанием углерода; они работают с выпуском сплава и шлака после окончания плавки. Они имеют круглую открытую ванну, а в остальном по своему устройству они ближе к дуговым сталеплавильным печам, на базе которых их конструируют.

Печи делают наклоняющимися, в связи с чем ванну крепят на люльке с механизмом ее наклона; ванна оборудована механизмом вращения, обеспечивающим ее круговое или возвратно-поступательное вращение в процессе плавки. Механизмы перемещения электродов и электрододержатели такие же, как в дуговых сталеплавильных печах; эти механизмы опираются не на люльку, а на пол цеха и при наклоне ванны электроды не наклоняются. Электроды применяют как самоспекающиеся, так и графитированные. Загрузка шихты такая же, как в восстановительных ферросплавных печах.

§3. ЗАГРУЗКА ШИХТЫ В ФЕРРОСПЛАВНЫЕ ПЕЧИ

Шихту в ферросплавные печи загружают сверху (рис.235) из специальных печных карманов (бункеров) 1, расположенных на некоторой высоте над печью и оборудованных затворами. После открывания затвора материал по трубочке 2 ссыпается в печь.

В закрытые печи материалы подают двумя способами. Один из них (рис. 235, а) предусматривает поступление материала из течки в воронку 3, расположенную концентрически вокруг электрода и далее в печь через кольцевой зазор между отверстием в своде и электродом. Во втором случае (рис. 235, б) материал из трубочки попадает в печь через отверстие в своде.

В первом случае шихта располагается в печи конусом вокруг электродов, во втором - в стороне от электродов под загрузочными течками.

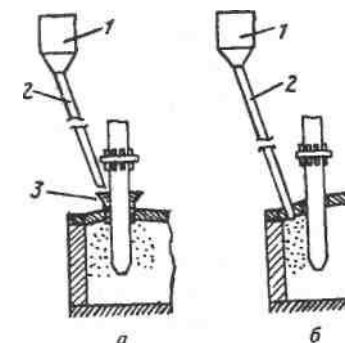


Рис. 235. Способы загрузки шихты в ферросплавные печи с помощью воронки (а) и через отверстие в своде (б)

В открытые печи шихта из печных карманов также подается по трубоотечкам (лоткам), но их можно направить в определенное место ванны. Применяют также бросковые машины, передвигающиеся по рельсам вокруг печи; рабочий орган машины — лоток (лопата), вмещающий ~ 25 кг шихты, совершает бросковые движения.

Доставку материалов в печные карманы из шихтового отделения ферросплавного цеха осуществляют несколькими способами. В шихтовых отделениях сырые материалы проходят специальную переработку и подготовку: их дробят, сортируют на фракции нужной крупности, некоторые материалы промывают и сушат. Далее во многих цехах материалы наклонным ленточным конвейером или скиповым подъемником доставляют в плавильный корпус цеха в бункеры, расположенные вблизи печей, а из них порциями с помощью дозирочной саморазгружающейся рельсовой тележки загружают в печные карманы. В ряде цехов материалы из дозирочных бункеров шихтового отделения доставляют системой конвейеров непосредственно в печные карманы.

Глава 3. ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСИЛИЦИЯ

Ферросилиций применяют для раскисления и легирования стали и в качестве восстановителя при производстве некоторых ферросплавов. В электрических печах выплавляют ферросилиций различных марок с содержанием кремния от 19—23 % (сплав ФС20) до 92—95% (сплав ФС92). При содержании кремния в сплаве в пределах 50—60% и при загрязнении его фосфором и алюминием сплав рассыпается в порошок с выделением ядовитых летучих соединений. Поэтому сплав такого состава заводы не выпускают. Помимо кремния ферросилиций содержит железо и ряд примесей. В сплавах, содержащих 41-47 % кремния и более, имеется до 0,1—0,2 % С, до 0,2—0,6% Мп, до 0,05% Р, до 0,02% S и до 1,5-2,5% Al. В малокремнистых сплавах (19—27 % Si) содержание углерода достигает 0,6—1,0%. Следует отметить, что ферросилиций содержит мало углерода, несмотря на применение углеродистого восстановителя и угольной футеровки печи. Объясняется это тем, что в присутствии кремния растворимость углерода в сплаве уменьшается. Чем больше в сплаве кремния, тем меньше сплав содержит углерода.

Наиболее распространены сплавы ФС45 и ФС75, содержащие кремния соответственно около 45 и 75 %.

Шихтовые материалы

Рудной составляющей шихты являются кварциты, содержащие не менее 95% SiO₂, не более 0,02% P₂O₅, и возможно меньше шлакообразующих примесей (глинозема). Кварцит дробят до кусков размером 25—80 мм и отмывают от глины.

Для получения заданного содержания кремния в сплаве в шихту вводят рассчитанное количество железа в виде измельченной стружки углеродистой стали; железо, кроме того, облегчает восстановление кремния.

В качестве восстановителя при выплавке ферросилиция применяют металлургический коксик кусками размером 10—25 мм (отсев доменного кокса). Иногда для замены части кокса применяют более дешевые материалы: полукокс — продукт коксования углей при 700 °С и материалы, содержащие карборунд SiC (отходы электродного и абразивного производств).

Выплавка ферросилиция

Ферросилиций выплавляют в круглых печах различной конструкции — вращающихся и стационарных, открытых и закрытых мощностью 16,5-115 МВД при рабочем напряжении 130—250 в. Рабочий слой футеровки выполняют из углеродистых блоков. Печь имеет две летки, одну рабочую и другую резервную.

Шихту составляют исходя из того, что SiO₂ кварцита восстанавливается на 98% и все железо стружки переходит в сплав. Шихтовые материалы смешивают в примерно следующей пропорции:

Марка сплава	ФС25	ФС45	ФС75
Количество материала, кг:			
кварцита	150	300	300
коксика	70-75	135-140	140-145
железной стружки . .	200-220	180-190	30/35

Плавку ведут непрерывным процессом. На колошник печи сверху непрерывно загружают шихту, а сплав периодически выпускают через летку. Глубина погружения электродов в шихту должна быть большой (от 800 мм на малых печах до

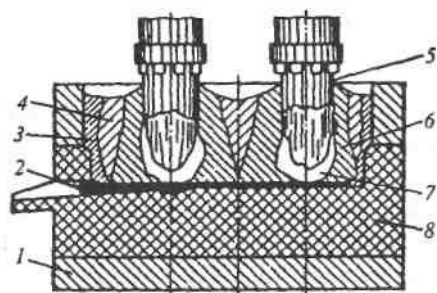
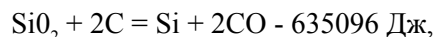


Рис. 236. Разрез печи для выплавки ферросилиция: 1 — шамот; 2 — жидкий сплав; 3 — гарнисаж; 4 — область медленного схода шихты; 5 — электрод; 6 — область быстрого схода шихты; 7 — "тигель"; 8 — угольная футеровка

2700 мм на больших).
Расстояние от концов

электродов до подины должно составлять 300-600 мм. При загрузке перемешанных шихтовых материалов в печь стремятся создать и поддерживать вокруг электродов шихту в виде возвышающихся конусов, которые затрудняют выход газов здесь и уменьшают вследствие этого потери тепла и кремния.

Процесс плавки происходит главным образом у электродов, под которыми горят электрические дуги. Здесь в зоне дуг в шихте образуется (рис.236) полость ("тигель") с очень высокой температурой. Стенки тигля непрерывно оплавляются, кремнезем восстанавливается, кремний растворяется в жидком железе, жидкий сплав опускается на подину, а новые порции шихты — в зону реакций. Кремний восстанавливается твердым углеродом по реакции



идущей с большой затратой тепла, теоретическая температура ее начала равна 1554 °С. В присутствии железа восстановление кремния облегчается и идет при более низких температурах, поскольку железо, растворяя кремний, выводит его из зоны реакции, что сдвигает равновесие этой реакции вправо, в сторону восстановления кремния. Чем больше железа в шихте, тем при более низкой температуре происходит восстановление кремния и образование ферросилиция.

Железо облегчает ход процесса также тем, что разрушает карбид кремния SiC. Последний образуется при избытке восстановителя ($\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{SiC} + 2\text{CO}$) и, являясь тугоплавким ($T_{\text{пл}} > 2700 \text{ °C}$), накапливается внизу печи, загромождает ее, снижая производительность.

В зоне высоких температур идет частичное восстановление алюминия и кальция из содержащихся в кварците и золе кокса Al_2O_3 и CaO, поэтому ферросилиций содержит до 2,5% Al и до 1,5 % Ca. В восстановительных условиях плавки более 60% фосфора из шихтовых материалов переходит в сплав. Сера целиком улетучивается.

Из невосстановившихся оксидов шихты формируется шлак, его количество равно 2-6% от массы сплава. Типичный состав шлака, %: 25-40 SiO_2 , 20-40 Al_2O_3 , 10-25 CaO, 2-10 SiC, 3-8 BaO, менее 2 MgO и FeO. Шлаки имеют высокую температуру плавления (1500-1700 °С) и вязкость. Шлак выходит из печи через летку вместе со сплавом. При повышенной вязкости часть шлака остается в печи, что может вести к зарастанию ванны.

Образующийся в высокотемпературных зонах восстановления газ CO поднимается вверх, нагревая шихту, причем он стремится двигаться вверх над зонами восстановления у электродов. Чтобы повысить степень использования тепла газов, шихту загружают у электродов, создавая здесь более высокий слой располагающихся конусом материалов. Высокий слой шихты у электродов препятствует подъему здесь газов и они выделяются дальше от электродов, нагревая большее количество шихты. При вращении ванны неподвижные электроды разрыхляют шихту, поднимающиеся газы более равномерно распределяются по сечению ванны.

Плохо прогретые у стен печи материалы спекаются в плотный монолит (гарнисаж).

Нормальный ход печи характеризуется медленным опусканием электродов по мере их сгорания и равномерным оседанием шихты вокруг этих электродов.

Сплав выпускают 12-20 раз в сутки. Вскрытие летки производят прожиганием электрической дугой или кислородом, пробиванием железным прутом или при помощи бура. По окончании выпуска летку закрывают конической пробкой из смеси электродной массы и песка или огнеупорной глины и коксика.

Сплав выпускают в ковш, футерованный шамотным кирпичом или графитовой плиткой, и затем разливают в плоские изложницы или в чушки на разливочной машине конвейерного типа, аналогичной машине для разлива чугуна (см. рис. 63).

Расход материалов и электроэнергии при выплавке ферросилиция некоторых марок:

Марка сплава	ФС25	ФС45	ФС75
Расход материалов, кг/т:			
кварцит	550	970	230
железная стружка . .	780	560	840
коксик	280	460	
Расход электроэнергии, кВт ' ч/т	2800	4500-4700	8300-8900

Г л а в а 4. ПРОИЗВОДСТВО УГЛЕРОДИСТОГО ФЕРРОМАРГАНЦА

Ферромарганец применяют для раскисления и легирования стали. В ферросплавных печах выплавляют углеродистый ферромарганец двух марок: ФМн78 и ФМн70, которые содержат марганца соответственно 75—82 и 65—75 %. В сплавах также содержится 5-7% С, от 1 до 4-6% Si, 0,3-0,6% Р, «0,02% S.

Марганцевые руды содержат много фосфора, поэтому и в ферромарганце содержание этого вредного элемента высокое.

Шихтовые материалы

Для выплавки ферромарганца используют неофлюсованный и офлюсованный марганцевый агломерат и концентраты марганцевых руд, железорудные окатыши либо железные руды или железную стружку и иногда известняк. В рудах марганец находится в виде MnO_2 , Mn_2O_3 , Mn_3O_4 и $MnCO_3$, основной примесью является SiO_2 (подробнее см. 1-ую часть, § 3, гл. 1). Содержание марганца в рудах составляет 16—57 %. Большая часть добываемых марганцевых руд бедные; их обогащают, получая концентрат с содержанием > 25-43 % Мп; концентрат, как правило, подвергают агломерации, агломерат содержит > 36—45 % Мп. Коксик применяют размером 3-15 мм. Содержание золы в нем не должно быть более 12 %, влаги - не более 11 %, фосфора — не более 0,02 %.

Выплавка ферромарганца

Углеродистый ферромарганец выплавляют флюсовым или бесфлюсовым методом. Во втором случае процесс ведут без добавки извести и получают, кроме углеродистого ферромарганца, еще бесфосфористый марганцевый шлак (около 50 %

MnO и менее 0,02 % Р). Такой шлак используют вместо марганцевой руды для выплавки силикомарганца или малофосфористых марганцевых сплавов.

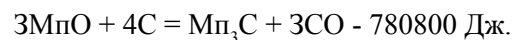
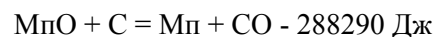
Бесфлюсовым методом перерабатывают богатые руды, а бедные руды с повышенным содержанием кремнезема — флюсовым методом. Выплавляют углеродистый ферромарганец в закрытых печах мощностью до 75 МВ ■ А с угольной футеровкой, печи круглые и прямоугольной формы. При бесфлюсовом процессе шихтой служит марганцевый концентрат (агломерат), содержащий более 48% Мп, коксик и железорудные окатыши либо железная стружка (соответственно в количестве 2100-2600, 450-500 и 100-200 кг/т сплава). При флюсовой плавке расход материалов примерно такой же; при этом для получения требуемой основности шлака (1,1—1,4) используют либо офлюсованный агломерат, либо неофлюсованный с добавкой известняка (до 0,7—0,9 т/т сплава). Зачастую в печь вводят отходы ферромарганца.

Плавку ведут непрерывным процессом при напряжении 110—160 В; невысокое напряжение желательно, чтобы уменьшить перегрев ванны и потери марганца в результате его испарения и улета (марганец обладает высокой упругостью пара и при высоких температурах значительная часть его испаряется; в нормальных условиях производства потери в результате испарения достигают 8—10%). Электроды погружают в шихту на глубину 1200-1500 мм. Вследствие глубокой посадки над зоной высоких температур находится большой слой шихты. Пройдя такое расстояние, шихтовые материалы попадают в зону прямого восстановления хорошо нагретыми. Большая высота необходима также, чтобы пары марганца успевали конденсироваться в верхних слоях шихты. Расстояние от конца электродов до пода поддерживают в пределах 800—1300 мм; удаление электродов от пода предотвращает перегрев металла и испарение марганца.

Строение ванны по высоте следующее: слой твердой шихты, зона плавления (вблизи нижней части электродов), слой жидкого шлака (у концов электродов и ниже них), слой жидкого сплава (без полостей под электродами).

Высшие оксиды марганца (MnO_2 , Mn_2O_3 и Mn_3O_4) непрочны и легко восстанавливаются оксидом углерода отходящих газов при низких температурах вверху слоя шихты. Оксид MnO восстанавливается в высокотемпературных приэлектродных

зонах по следующим реакциям, протекающим со значительной затратой тепла:



Теоретическая температура начала этих реакции равна соответственно 1420 и 1227 °С, в связи с чем преимущественное развитие получает восстановление по второй реакции, и сплав поэтому содержит много углерода. Протекает также восстановление углеродом железа из окатышей. Насыщенные углеродом частицы марганца плавятся при температуре 1300—1350 °С и, растворяя железо, опускаются на подину печи. Из SiO_2 руды восстанавливается немного кремния, восстанавливается также около 90 % содержащегося в рудных материалах фосфора. Кремний и значительная часть марганца восстанавливаются из шлака.

Из невосстановившихся оксидов формируется шлак, который расплавляется при 1300-1400 °С. При флюсовой плавке вводимый в шихту флюс (CaO) облегчает восстановление марганца, поскольку связывает имеющийся в больших количествах в шлаке оксид SiO_2 в силикат кальция, высвобождая MnO из соединений с SiO_2 .

Сплав и шлак выпускают через летку одновременно (три—шесть раз в сутки) в футерованный ковш или в стальной ошлакованный изнутри ковш, обеспечивая при этом отделение шлака (один из способов отделения состоит в том, что сплав, как более тяжелый, остается в ковше, а шлак переливается через сливной носок ковша в чугунные изложницы). Сплав разливают в изложницы или на разливочной машине в чушки.

При бесфлюсовом процессе степень извлечения марганца в сплав равна ~ 60 %. Получаемый шлак (1,0—1,2 т/т сплава) содержит 45-53% MnO , -29% SiO_2 , -6% CaO и <0,02% P; шлак, как отмечалось, используют для выплавки силикомарганца. Расход электроэнергии равен 3100- 3800 кВт • ч/т.

При флюсовом процессе количество шлака равно 1,4-1,8 т/т сплава; он содержит 8-20% Mn, ~33% SiO_2 , ~ 38 % CaO ; шлак отправляют в отвал. Степень извлечения марганца равна ~75%. Расход электроэнергии составляет 4100-4400 кВт • ч/т.

Глава 5. ПРОИЗВОДСТВО СИЛИКОМАРГАНЦА

Выплавляют товарный силикомарганец для раскисления и легирования стали (сплавы MnC12 , MnC17 , MnC22) и передельный, используемый при выплавке низко- и среднеуглеродистого ферромарганца и металлического марганца (сплавы MnC22 , MnC25). Сплавы содержат 65-79% Mn, до 0,1-0,55% P, до 0,03 % S; содержание кремния возрастает от 12—15 % в сплаве MnC12 до 26-30% в сплаве MnC25 , соответственно содержание углерода снижается с 2,5—3,5 до <0,2 %.

Товарный силикомарганец выплавляют непрерывным процессом в закрытых печах мощностью до 80 МВ • А с угольной футеровкой при рабочем напряжении 120—200 в. Шихтой служат марганцевые материалы (руда, концентрат, шлаки производства углеродистого и среднеуглеродистого ферромарганца), коксик, кварцит. Шихту загружают в печь равномерно, поддерживая у электродов возвышающиеся на 300 мм конусы, глубина посадки электродов равна 1,6—2,3 м.

В высокотемпературных зонах у электродов происходит восстановление углеродом марганца и кремния из MnO и SiO_2 ; часть марганца и кремния восстанавливается из образующегося в зонах восстановления шлака (из силикатов марганца $\text{MnO} \cdot \text{SiO}_2$). Для улучшения восстановления кремния требуются кислые шлаки (с высоким содержанием SiO_2) и высокие температуры (более высокие, чем при плавке углеродистого ферромарганца; температура силикомарганца и ферромарганца на выпуске составляет соответственно 1500 и 1350 °С). Восстанавливается и переходит в сплав 65—75% марганца и ~ 40 % кремния шихты. Шлак в количестве 0,65— 0,8 т/т сплава содержит, %: MnO 14-25, SiO_2 43-55, CaO 10-15, Al_2O_3 8-15, MgO 3-4.

Сплав и затем шлак выпускают через ~ 2 ч; сплав — в футерованный шамотом ковш, шлак — в стальную чашу. Сплав разливают в чушки на разливочной машине или в чугунные изложницы. Шлак гранулируют.

На 1т сплава MnC17 расходуется 1,8-2,5 т марганцевой руды и марганцевого шлака, 350—500 кг кварцита, 450—600 кг коксика, 4000-4250 кВт • ч электроэнергии.

Передельные сплавы MnC25 и MnC22 должны содержать минимальное количество железа, углерода и фосфора, поэтому в шихте используют марганцевый бесфосфористый шлак

($> 50\% \text{ MnO}$, $< 0,02\% \text{ P}$, $< 0,6\% \text{ FeO}$), а также кварцит и коксик. Плавку ведут в закрытых печах с угольной футеровкой мощностью до 16,5 МВА. Шлак с основностью $\sim 0,5$ содержит 3—5 % Мп, количество шлака 0,8—1,0 т/т сплава. В сплав переходит $\sim 90\%$ Мп и $\sim 65\% \text{ Si}$.

На 1 т сплава МнС25 расходуется ~ 1700 кг марганцевого шлака, ~ 500 кг кварцита, 650—750 кг коксика, ~ 6000 кВт-ч электроэнергии.

Глава 6. ПРОИЗВОДСТВО УГЛЕРОДИСТОГО ФЕРРОХРОМА

Из всех легирующих элементов в сталях наибольшее применение находит хром. Для легирования стали хромом в нашей стране производят 17 марок феррохрома. Эти сплавы в основном отличаются по содержанию углерода, которое изменяется от 0,01 до 9 %. Углеродистый феррохром производят четырех марок: ФХ650, ФХ800, ФХ850 и ФХ900, которые содержат более 65% Cr и соответственно углерода менее 6,5; 8; 8,5 и 9 %. Они содержат до 2 % Si, до 0,05 % P и до 0,06% S.

Шихтовые материалы

Для выплавки углеродистого феррохрома применяют хромовые руды в основном Донского месторождения (Казахстан), которые содержат 30—58 % Cr_2O_3 , остальное FeO, MgO, Al_2O_3 , SiO_2 . В связи с истощением богатых руд в последние годы используют бедные (с содержанием до 30% Cr_2O_3) руды, подвергая их обогащению и иногда агломерации. К рудам и концентратам предъявляют следующие требования: содержание Cr_2O_3 не менее 47%; отношение $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{FeO}$ не менее 3,0, такое соотношение обеспечивает получение сплава с содержанием хрома более 60%; содержание SiO_2 не более 7—9%. Высокое содержание Cr_2O_3 и низкое содержание SiO_2 позволяют уменьшить количество шлака и потерь хрома со шлаком, снизить расход электроэнергии. Иногда в шихту добавляют шлак производства среднеуглеродистого феррохрома, содержащий 27—32 Cr_2O_3 и иногда оборотные отходы сплава.

В качестве флюса применяют кварцит, необходимый для получения требуемых свойств и состава (27—32% SiO_2) шлака.

В качестве восстановителя применяют отсортированный коксик размером 10—25 мм, содержащий не более 0,5 % S и не более 0,04% P.

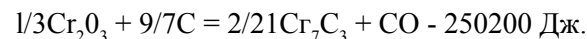
В состав хромовой руды входят оксиды железа, они вносят в сплав требуемое количество железа.

Выплавка сплава

Углеродистый феррохром выплавляют непрерывным процессом в открытых и закрытых печах с магнезитовой футеровкой мощностью до 40 МВ • А и более при рабочем напряжении 140—250 В.

Шихту, содержащую хромовую руду, коксик и кварцит рассчитывают, исходя из того, что восстанавливаются и переходят в сплав 92% хрома и 95% железа и так, чтобы шлак содержал, %: SiO_2 27-32, MgO 30-34, Al_2O_3 26-30, Cr_2O_3 < 8. Такой шлак имеет высокую температуру плавления (расплавляется при $\sim 1650^\circ\text{C}$), что необходимо для достаточного нагрева сплава. Примерная пропорция между составляющими шихты: хромовой руды 700 кг, коксика 160-170 кг, кварцита до 250 кг (иногда оборотных отходов сплава до 180 кг). Хромовую руду (или ее часть) берут тугоплавкую, трудновосстановимую (содержащую магнохромит $\text{MgO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$, восстанавливающийся углеродом при 1546°C) и плохо растворимую в шлаке, что обеспечивает формирование над расплавом феррохрома так называемого "рудного слоя", необходимого для окисления избыточных углерода и кремния в образующемся феррохроме (см. ниже).

Шихту загружают равномерно по поверхности колошника. Процесс плавки характеризуется следующим строением ванны по высоте: слой твердой шихты с проходящими здесь процессами твердофазного восстановления, зона плавления пустой породы и восстанавливающегося металла со слоем жидкого шлака внизу (у конца электродов), "рудный слой", слой жидкого сплава. Газовых полостей под электродами нет. Восстановление хрома протекает по следующим реакциям:



Температура начала восстановления по первой реакции равна 1240°C , по второй 130°C ; сопоставление этих тем-

ператур и тепловых эффектов показывает, что термодинамически легче идет восстановления с образованием карбида хрома Cr_7C_3 , и эта реакция наиболее вероятна. Из оксидов железа руды углеродом легко восстанавливается железо, причем этот процесс опережает восстановление хрома; железо, растворяясь в карбиде хрома, облегчает восстановление последнего.

Процессы восстановления протекают в основном в твердой фазе, начиная с 1100—1200 °С, и с возрастающей скоростью в более горячих зонах. Основная часть хрома оказывается восстановленной при 1400—1600 °С, при этих температурах идет восстановление кремния. В связи с образованием карбидов хрома формирующийся сплав содержит до 8—12 % С.

При температурах ~ 1550 °С происходит плавление восстановленного металла с образованием феррохрома, капли которого стекают вниз; при температурах ~ 1650 °С начинают расплавляться невосстановленные оксиды с образованием жидкого шлака.

Благодаря тому, что хромовая руда тугоплавка, трудно-восстановима и плохо растворима в шлаке, на границе раздела шлак — жидкий феррохром формируется "рудный слой" — вязкий слой шлакового расплава с множеством кусочков руды.

Во время прохождения капель сплава через "рудный слой" происходит частичное окисление углерода и кремния сплава за счет реагирования с кислородом оксидов руды (например, $\text{Cr}_7\text{C}_3 + \text{Cr}_2\text{O}_3 = 9\text{Cr} + 3\text{CO}$) с одновременным восстановлением хрома из рудного слоя. В результате этого снижается содержание углерода и кремния в сплаве (например, в сплаве ФХ650 получается менее 6,5 % С и менее 2 % Si).

Содержащийся в руде фосфор восстанавливается и переходит в сплав; основная часть серы кокса переходит в сплав, часть ее улетучивается. Количество шлака равно 0,8—1,3 т/т шлака.

Сплав и шлак выпускают через одну летку одновременно три-четыре раза в смену в футерованный ковш или в стальной ковш со шлаковым гарнисажем от предыдущего выпуска, избыток шлака из ковша перетекает в чугунные шлаковни. Сплав разливают в чугунные изложницы (толщина слитка должна быть менее 200 мм для удобства дробления) или в чушки на разливочных машинах конвейерного типа.

Расход материалов и электроэнергии при выплавке 1 т углеродистого феррохрома: хромовой руды (50% Cr_2O_3) 1900, хромового шлака (30% Cr_2O_3) 100, коксика 450, кварцита 40 кг, электроэнергии 3300—3400 кВт • ч.

Глава 7. ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОМАРГАНЦА И ФЕРРОХРОМА С НИЗКИМ СОДЕРЖАНИЕМ УГЛЕРОДА

Для производства стали необходимы не только углеродистые раскислители и легирующие, но и сплавы с низким содержанием углерода. Различают средне- и низкоуглеродистые ферромарганец и феррохром, соответственно среднеуглеродистые сплавы содержат 0,9—2,0 и 0,6—4,0% С, а низкоуглеродистые — 0,1—0,5 и 0,01—0,5 % С; выплавляют также металлический марганец (0,06—0,2% С). Эти сплавы производят несколькими способами.

Средне- и низкоуглеродистый ферромарганец получают силикотермическим методом, восстанавливая марганец из руд и марганцевых шлаков кремнием силикомарганца. При выплавке среднеуглеродистого ферромарганца шихта состоит из концентрата марганцевых руд, силикомарганца, содержащего более 19% Si и извести; при выплавке низкоуглеродистого ферромарганца — из смеси марганцевого концентрата и марганцевого низкофосфористого шлака, содержащего > 50 % MnO и < 0,02 % P; силикомарганца, содержащего > 26 % Si и извести. Плавку ведут в рафинировочных ферросплавных печах мощностью 2,5—5 МВ • А с магнезитовой футеровкой периодическим процессом, выпуская сплав и шлак после про-плавления загруженной шихты.

Металлический марганец содержит > 96,5—99,95 % Мп. Существуют три способа производства металлического марганца — алюготермический, электротермический и электролитический. Первый способ в нашей стране не применяют, и основное количество металлического марганца производят электротермическим способом. Этот способ называют трехстадийным. Первая стадия заключается в выплавке низкофосфористого маложелезистого марганцевого шлака (50—60% MnO , < 0,02 % P, < 0,6 % FeO) из марганцевой руды в рафинировочной ферросплавной печи. Процесс ведут так, чтобы в проплавляемой руде полностью восстанавливались железо,

фосфор и незначительная часть марганца, в результате чего получается расплав (шлак) с низким содержанием железа и фосфора в нем, что в последующем обеспечит получение металлического марганца с минимальным содержанием этих примесей. Вторая стадия заключается в выплавке силикомарганца (см. выше), содержащего $> 26 \% \text{ Si}$ и $< 0,2 \% \text{ C}$. Третья стадия — выплавка металлического марганца силикотермическим методом в рафинировочных ферросплавных печах мощностью до $5,5 \text{ МВ} \cdot \text{А}$ с магнезитовой футеровкой. Процесс периодический, шихтой служат марганцевый низкофосфористый шлак, силикомарганец ($\sim 25 \% \text{ Mn}$) и известь. За время проплавки шихты обеспечивается восстановление марганца кремнием силикомарганца из MnO шлака.

Особо чистый от примесей *электролитический марганец* получают электролизом сернокислых солей марганца. Для этого марганцевые руды (концентраты) подвергают восстановительному обжигу во вращающихся трубчатых печах при 700°C , переводя высшие оксиды марганца в MnO , хорошо растворимый в серной кислоте. Далее, обрабатывая руду серной кислотой, переводят MnO в раствор (в MnSO_4). Затем после сложной очистки раствор подвергают электролизу в ваннах из винипласта. В процессе электролиза марганец осаждается на катоде в виде тонкого хрупкого слоя. После снятия с катода чешуйки металлического марганца переплавляют в индукционных печах и разливают в чушки.

Средне углеродистый феррохром в основном производят по трем технологическим схемам. Первые две — это силикотермические способы, заключающиеся в восстановлении хромовой руды силикохромом или, иными словами, в рафинировании силикохрома от кремния (окислении кремния силикохромом) кислородом оксида Cr_2O_3 хромовой руды. Силикохром — это выплавляемый в ферросплавных печах непрерывным процессом сплав, различные марки которого содержат $11\text{—}55 \% \text{ Si}$, $24\text{—}64 \% \text{ Cr}$ и от $0,01$ до $4,5\text{--}6,0 \% \text{ C}$; содержание углерода тем ниже, чем больше в сплаве кремния.

Оба эти способа выплавки, феррохрома осуществляют в рафинировочных ферросплавных печах с магнезитовой футеровкой периодическим процессом. В одном из способов (бесфлюсовом) шихта состоит из хромовой руды и силикохрома, при флюсовом — из хромовой руды, силикохрома, извести и небольшого количества передельного феррохрома. Применяют

силикохром, содержащий $30\text{—}50 \% \text{ Si}$ и менее $1\text{—}3 \% \text{ C}$. В результате реагирования руды и кремния силикохрома: $2\text{Cr}_2\text{O}_3 + 3\text{Si} = 4\text{Cr} + 3\text{SiO}_2$ получают сплав с содержанием кремния менее 2% , извлечение хрома из руды составляет при флюсовом методе около 87% , при бесфлюсовом 60% .

Третий метод получения среднеуглеродистого феррохрома заключается в обезуглероживании жидкого углеродистого феррохрома, проводимом кислородом в конвертере с боковой подачей дутья или с верхней подачей через водоохлаждаемую фурму.

Низкоуглеродистый феррохром производят несколькими способами. Основное его количество получают с помощью изотермическим методом. Выплавку ведут периодическим процессом в печах с магнезитовой футеровкой. Шихтой служат хромовая руда, низкоуглеродистый силикохром с содержанием $\sim 50 \% \text{ Si}$ и известь. В процессе проплавки шихты также, как и при выплавке среднеуглеродистого феррохрома силикотермическим методом, происходит восстановление Cr_2O_3 руды кремнием силикохрома (окисление кремния). Известь в образующемся шлаке связывает поступающий из руды оксид SiO_2 в прочный силикат $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$, благодаря чему из шлака более полно восстанавливается Cr_2O_3 .

Низкоуглеродистый феррохром производят также силикотермическим методом вне печи путем смешения в ковше рудно-известкового расплава с жидким силикохромом. В электропечи из хромовой руды и извести получают расплав, содержащий $\sim 30\% \text{ Cr}_2\text{O}_3$ и $40\text{--}45\% \text{ CaO}$, его выпускают в ковш, куда сливают жидкий силикохром. При смешивании расплавов протекает восстановление Cr_2O_3 кремнием с повышением температуры и окисление углерода. Получаемый феррохром содержит $< 0,04 \% \text{ C}$.

Алюминатермический способ получения низкоуглеродистого феррохрома заключается в восстановлении оксида хрома рудного концентрата алюминием в электропечи.

Феррохром с очень низким содержанием углерода ($< 0,02 \% \text{ C}$) получают *вакуумированием* жидкого малоуглеродистого феррохрома. В индукционной печи с емкостью тигля $\sim 1 \text{ т}$ расплавляют кусковой феррохром с содержанием $0,06\text{—}0,10 \% \text{ C}$, после чего расплав выдерживают в печи в течение $60\text{—}80$ мин при температуре $1640\text{—}1680^\circ \text{C}$, при этом протекает обезуглероживание расплава.

Вакуумированием тонких (20—40 мм) пластин феррохрома, содержащего 0,06—1,0 % С, в вакуумных печах сопротивления при температуре ~ 400 °С получают очень чистый по углероду (< 0,02 % С), кислороду и азоту феррохром.

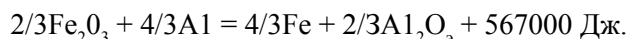
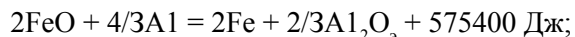
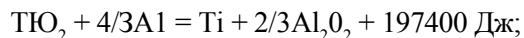
Относительно дешевый феррохром с содержанием 0,01—0,03% С получают способом вакуумирования сбрикетированной смеси углеродистого феррохрома и твердых окислителей, в качестве которых используют окисленный феррохром (измельченный углеродистый феррохром после окислительного обжига при ~ 1000 °С), оксиды хрома, железную руду и т.п. Брикетты выдерживают в вакуумной печи сопротивления в течение 80-100 ч при температуре 1300-1400 °С.

Г л а в а 8. ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОТИТАНА

Ферротитан различных марок в соответствии с отечественными стандартами содержит 20-40% Ti, <0,2% С, 1-12% Si, < 3 % Si, от 6 до 18—25 % Al. Медь, алюминий и кремний — нежелательные, но неизбежные примеси. (Кроме того стандартом предусмотрены сплавы, содержащие 65—78% Ti, которые в отличие от остальных получают сплавлением титановых отходов или титановой губки со стальным ломом в индукционных печах.)

Ферротитан с 20—40% Ti выплавляют в основном алюминиотермическим процессом, восстанавливая алюминием основные составляющие сплава — титан и железо из оксидов концентрата титаномагнетитовых руд (ильменитового концентрата).

Восстановление протекает по следующим экзотермическим реакциям:



Выделяющееся тепло позволяет вести процесс вне печи — в футерованной шахте (горне). При взаимодействии Fe_2O_3 и FeO с алюминием на единицу массы шихты выделяется значительно больше тепла, чем для TiO_2 , а именно 4108 кДж/кг для Fe_2O_3 и 3289 кДж/кг для FeO против 1701 кДж/кг для TiO_2 . Поэтому добавка оксидов железа к шихте ведет к увеличению прихода тепла в процессе ее восстановления.

Расчет показывает, что удельная теплота реакций восстановления оксидов ильменитового концентрата не обеспечивает температуры 1900-1950 °С, необходимой для расплавления образующихся металла и шлака, осаждения корочек металла и покрытия тепловых потерь. Включение в состав шихты около 8 % железной руды и подогрев всех шихтовых материалов до 200 °С обеспечивают выделение необходимого количества тепла.

Шихта

Шихту составляют из ильменитового концентрата, железной руды, алюминия, извести и ферросилиция. Ильменитовый концентрат, содержащий 40-42% TiO_2 и 50-55% ($\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3$), выделяют из титаномагнетитовой руды методом магнитной сепарации. Для удаления серы концентрат подвергают окислительному обжигу при 1000—1150 °С.

В качестве восстановителя используют алюминий в виде крупки с зернами менее 2 мм. Чаще всего применяют вторичный алюминий, более дешевый, но содержащий примеси цветных металлов, которые в основном переходят в сплав.

Железную руду, как отмечалось, добавляют для увеличения прихода тепла. Применяют малофосфористую богатую (97% Fe_2O_3) руду с размером частиц <3 мм. Известь применяют свежееобожженную с содержанием $\text{CaO} > 90\%$ и крупностью менее 3 мм. Известь добавляют для обеспечения более полного восстановления титана; CaO извести высвобождает TiO_2 , вытесняя его из химических соединений с оксидом Al_2O_3 , и тем самым облегчает восстановление TiO_2 . Молотый 75%-ный ферросилиций вводят в шихту в связи с тем, что, образуя с титаном силициды, кремний способствует более полному восстановлению титана и снижает содержание алюминия в сплаве. Компоненты шихты дозируют и смешивают перед загрузкой в плавильную шахту. Ильменитовый концентрат на смешение подают непосредственно после обжига с температурой 400—450 °С, что обеспечивает нагрев шихты на 150—250 °С. Иногда в шихту вводят отходы титана и его сплавов (стружку, обрезь, куски), которые загружают на дно шахты.

Выплавка сплава

Плавильная шахта (горн) представляет собой разборный цилиндрический чугунный кожух, футерованный магнезитохро-

митовым кирпичом. Дозированную и перемешанную шихту подают в расположенный над шахтой загрузочный (плавильный) бункер, а из него в шахту. На одну плавку расходуют 4—6 т ильменитового концентрата.

На дно шахты из бункера насыпают около 150 кг шихты и зажигают ее запальной смесью, состоящей из магниевой стружки и селитры. Смесью помещают в лунку в центре засыпанного слоя шихты и воспламеняют ее электрической искрой. От тепла сгорающей запальной смеси начинается экзотермический процесс восстановления сначала части шихты, находящейся рядом с лункой, а от нее затем зажигается шихта по всей шахте. Из бункера в шахту равномерно поступает остальная часть шихты. Проплавление навески, содержащей 5 т концентрата, длится 15—18 мин.

В течение этого времени из загружаемой шихты идет восстановление железа и титана, последний растворяется в железе. Тепло экзотермических реакций восстановления обеспечивает нагрев и плавление сплава и образующегося шлака, температура процесса составляет ~1950°C. Формирующиеся в объеме шахты капли сплава опускаются через слой шлака и накапливаются на дне шахты. Примерный состав шлака, %: TiO₂ 11-14, Al₂O₃ 70-74, CaO 10-14, MgO 3-4, FeO 0,8-2, SiO₂ <1.

Шлак, содержащий около 70% Al₂O₃, является тугоплавким и густым. Поэтому по окончании плавки на поверхность шлака дают термитную осадительную смесь из железной руды, алюминиевого порошка, ферросилиция и извести. Под действием дополнительного тепла, выделяющегося при взаимодействии оксидов руды и восстановителей, шлак разжижается и запутавшиеся в шлаке коровки ферротитана получают дополнительную возможность осесть на дно, присоединиться к блоку металла.

После затвердевания блок шлака снимают, блок металла охлаждают в баке с проточной водой и дробят на куски массой до 10 кг.

Во время плавки восстанавливается и переходит в сплав примерно 77 % титана и 99 % железа.

На 1 т ферротитана, содержащего 20 % Ti, расходуется 1070 кг концентрата, 100 кг железной руды, 470 кг алюминиевого порошка, 20 кг 75 %-ного ферросилиция и 100 кг извести. Извлечение титана составляет 72—75 %.

Иногда плавку ведут с использованием титановых отходов. Их нагревают до 300—400 °C и загружают на дно шахты под запальную смесь. При добавке в шихту титановых отходов содержание титана в получаемом сплаве достигает 35—40%, при этом уменьшается расход алюминия и ильменитового концентрата.

Глава 9. ОСНОВЫ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ФЕРРОВАНАДИЯ

В нашей стране выплавляют феррованадий, содержащий 35—58% V, до 1% C, 0,9-2% Si.

Основным источником ванадия служат железные руды ряда месторождений Урала, которые содержат 0,4—0,8 % V₂O₃. Низкое содержание ванадия в рудах предопределило сложный процесс производства, представляющий собой сочетание ряда металлургических и химических переделов, при этом на отдельных переделах извлечение ванадия из исходных продуктов является побочной задачей основного металлургического процесса.

Ниже охарактеризованы основные стадии сложной технологии производства феррованадия:

1. Подготовка руд к доменной плавке — их обогащение с получением концентрата и агломерация или окомкование концентрата.

2. Выплавка в доменных печах чугуна из агломерата или окатышей железованадиевого концентрата, содержащих около 1 % V₂O₃. При этом восстанавливается 80—90 % ванадия и получается чугун, содержащий 0,4—0,6 % V.

3. Передел ванадийсодержащего чугуна в кислородных конвертерах, в процессе которого 90—96 % ванадия чугуна окисляется и переходит в виде V₂O₃ в шлак (эта технология описана во II-ой части, § 9, гл. 2). Получаемый ванадийсодержащий шлак содержит, %: 13—19 V₂O₃; 17—22 SiO₂; 2—5 Cr₂O₃; 0,9-1,6 CaO; < 6 MnO; < 4 Al₂O₃ и 26-30 Fe^{^^}

4. Извлечение ванадия (в виде оксида V₂O₅) из ванадийсодержащего конвертерного шлака гидрометаллургическим способом, для чего:

- а) шлак смешивают с сильвинитом (NaCl - KCl) или содой (Na₂CO₃) и подвергают окислительному обжигу в трубчатых вращающихся печах при температуре ~800 °C. При этом из

V_2O_3 образуются ванадаты натрия $Na_2O \blacksquare V_2O_5$, растворимые в воде;

б) шлак после обжига обрабатывают горячей водой и затем 6 %-ным раствором H_2SO_4 , обеспечивая выщелачивание, т.е. перевод ванадия в раствор;

в) из раствора осаждают V_2O_5 при кипячении и подщелачивании раствора до слабокислой реакции ($pH = 1,7 \cdot 1,9$), осадок отфильтровывают; он содержит 75—82 % V_2O_5 ;

г) гидратированный осадок сушат и расплавляют в пламенной печи при 800—1100 °С и затем разливают на металлический поддон. Плавленный технический пятиоксид ванадия содержит 87-90% V_2O_5 .

5. Выплавка феррованадия из технического пентоксида ванадия алюмоносиликотермическим методом в дуговой печи сталеплавильного типа с магнезитовой футеровкой. Шихтовыми материала являются пентоксид ванадия, 75 %-ный ферросилиций, алюминий в гранулах размером «30 мм, стальная обрезь и известь.

Плавка феррованадия складывается из двух периодов: восстановительного и рафинировочного. В первом периоде происходит восстановление ванадия кремнием и алюминием из V_2O_5 . В конце периода сливают шлак, который содержит «0,35% V, в сплаве содержится 35-40% V и 9-12% Si. Во втором периоде сплав рафинируют от кремния, загружая в печь пентоксид ванадия и известь.

Ванадий пентоксида восстанавливается кремнием расплава, в результате чего в конце периода в печи получается сплав, содержащий 40—50 % V и 1,5 % Si. Сплав выпускают в чугунные изложницы, шлак рафинировочного периода, содержащий 10—15 % V_2O_5 , используют в качестве шихтового материала на первой стадии последующих плавов.

Для получения 1 т феррованадия, содержащего 40 % V, расходуют 990 кг плавленного пентоксида ванадия, 415 кг 75 %-ного ферросилиция, 100 кг алюминия, 1500 кг извести, 200 кг железной обрезки; расход электроэнергии равен 2000 кВт ■ ч.

Извлечение ванадия при получении феррованадия составляет 98,5 %, а сквозное извлечение на всех переделах от руды до феррованадия равно 60—65 %.

Часть IV. ПРОИЗВОДСТВО ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Глава 1. НАРОДНОХОЗЯЙСТВЕННОЕ ЗНАЧЕНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Разделение металлов на черные и цветные является условным. Обычно к черным металлам относят железо, марганец и хром, а остальные металлы — к цветным. Термин "цветные металлы" не следует понимать буквально. Фактически существуют лишь два цветных металла: розовая медь и желтое золото, в отношении же остальных металлов можно говорить не об их цвете, а об их различных оттенках, чаще всего серебристо-серого или красноватого тонов.

Также условно цветные металлы можно разделить на четыре группы:

- 1) тяжелые металлы — медь, никель, свинец, цинк, олово;
- 2) легкие металлы — алюминий, магний, кальций, калий, натрий, барий, бериллий, литий;
- 3) благородные металлы — золото, серебро, платина и ее природные спутники (родий, иридий, палладий, осмий);
- 4) редкие металлы; к этой группе относятся: тугоплавкие металлы — молибден, вольфрам, ванадий, титан, ниобий, тантал и цирконий; легкие — стронций, скандий, рубидий и цезий; радиоактивные — уран, радий, торий, актиний и протактиний; рассеянные и редкоземельные — германий, галлий, гафний, индий, лантан, таллий, церий и рений.

Промышленное значение цветных металлов очень велико и особенно возросло с развитием новой техники, в том числе связанной с реактивной и атомной энергетикой, освоением космического пространства и расцветом радиоэлектроники. Наиболее массовыми металлами являются медь, цинк, свинец, олово, никель, алюминий, магний и титан.

В последние годы все более важное значение начинают приобретать металлы, отнесенные к группе редких. Развитие современной авиации с широким использованием реактивных двигателей потребовало все большего применения не только никеля и хрома, но и молибдена и вольфрама. Расширяется область применения радиоактивных металлов, открывающих огромные энергетические ресурсы атомного распада и позволяющих получать новые элементы.

Сильно возросла роль многих металлов и металлоидов, в том числе полупроводниковых материалов (бора, германия, селена, теллура, кремния), в развитии приборостроения, радиоэлектроники, радиолокации и вычислительной техники.

В связи с развитием квантовой техники и других отраслей промышленности большое значение начинают приобретать металлы, переходящие при температуре 0,5-8 К в сверхпроводящее состояние. К ним относятся алюминий, галлий, ванадий, титан, олово и др.

Выпуск цветных металлов, в том числе высокой чистоты, возрастает из года в год. Совершенствуются прежние и создаются новые способы их производства.

Методы производства цветных металлов очень разнообразны. Многие металлы получают пирометаллургическим способом с проведением избирательной восстановительной или окислительной плавки, часто в качестве источника тепла и химического реагента используют серу, содержащуюся в рудах. Ряд металлов с успехом получают так называемым гидрометаллургическим способом с переводом их в растворимые соединения и последующим выщелачиванием.

Часто оказывается наиболее приемлемым электролитический процесс водных растворов или расплавленных сред.

Иногда применяют металлотермические процессы, используя в качестве восстановителей производимых металлов другие металлы с большим сродством к кислороду. Можно указать еще на такие способы, как химико-термический, цианирование и хлорид-возгонка.

Подробное изучение всех этих методов не является задачей настоящего курса. В нём будет рассмотрено получение лишь пяти металлов — меди, никеля, алюминия, магния и титана, что позволит коротко затронуть значительную часть перечисленных методов промышленного получения цветных металлов.

В цветной металлургии, как и в черной, большое значение приобрела подготовка сырых материалов, в том числе дробление, обогащение, окучивание и усреднение.

Основные способы такой подготовки были уже описаны в I части учебника и поэтому в дальнейшем они опускаются.

Глава 2. МЕТАЛЛУРГИЯ МЕДИ

§1. СВОЙСТВА МЕДИ И ЕЕ ПРИМЕНЕНИЕ

Медь очень хорошо проводит электричество и тепло. Удельное сопротивление меди равно $0,018 \text{ Ом} \cdot \text{мм}^2/\text{м}$, а теплопроводность при 20°C составляет $385 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{K})$. По электропроводности медь лишь немного уступает серебру. Ее электропроводность в 1,7 раза выше, чем у алюминия, и примерно в 6 раз выше, чем у платины и железа. Медь обладает ценными механическими свойствами — ковкостью и тягучестью.

В присутствии воздуха, влаги и сернистого газа медь постепенно покрывается плотной зеленовато-серой пленкой основной серно-кислой соли, предохраняющей металл от дальнейшего окисления. Поэтому медь и ее сплавы находят широкое применение при строительстве линий электропередач и устройстве различного вида связи, в электромашиностроении и приборостроении, в холодильной технике (производство теплообменников охлаждающих устройств) и химическом машиностроении (изготовление вакуум-аппаратов, змеевиков). Около 50% всей меди расходует электропромышленность. На основе меди создано большое число сплавов с такими металлами, как Zn, Sn, Al, Be, Ni, Mn, Pb, Ti, Ag, Au и др., и реже с неметаллами P, S, O и др. Область применения этих сплавов очень обширна. Многие из них обладают высокими антифрикционными свойствами. Сплавы применяют в литом и ковном состоянии, а также в виде изделий из порошка.

Например, широко применяют сплавы типа оловянных (4—33 % Sn), свинцовых (~30 % Pb), алюминиевых (5-11 % Al), кремниевых (4-5 % Si) и сурьмяных бронз. Бронзы применяют для изготовления подшипников, теплообменников и других изделий в виде листа, прутков и труб в химической, бумажной и пищевой промышленности.

Сплавы меди с хромом и порошковый сплав с вольфрамом идут на изготовление электродов и электроконтактов.

В химической промышленности и машиностроении также широко применяют латунь — сплав меди с цинком (до 50 % Zn), обычно с добавками небольших количеств других элементов (Al, Si, Ni, Mn). Сплавы меди с фосфором (6-8 %) используют в качестве припоев.

§2. СЫРЬЕ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ МЕДИ

Для получения меди применяют медные руды, а также отходы меди и ее сплавов. В рудах содержится 1—6% меди. Горную породу, содержащую меньше 0,5% Си, не перерабатывают, так как при современном уровне техники извлечение из нее меди нерентабельно.

В рудах медь обычно находится в виде сернистых соединений (медный колчедан или халькопирит CuFeS_2 , халькозин Cu_2S , ковелин CuS), окислов (куприт Cu_2O , тенорит CuO) или гидрокарбонатов [малахит $\text{SiCO}_3 \cdot \text{Si(OH)}_2$, азурит $2\text{SiCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$].

Пустая порода руд состоит из пирита FeS_2 , кварца SiO_2 , карбонатов магния и кальция (MgCO_3 и CaCO_3), а также из различных силикатов, содержащих Al_2O_3 , CaO , MgO и оксиды железа наряду с SiO_2 .

Руды разделяют на сульфидные, окисленные и смешанные. Сульфидные руды обычно бывают первичного происхождения, а окисленные руды образовались в результате окисления минералов сульфидных руд. В сульфидных рудах медь находится в виде сернистых соединений, в этих рудах всегда много пирита FeS_2 . Окисленные руды состоят главным образом из оксидов.

Сульфидные руды содержат обычно 1—6% Си, 8—40% Fe, 9—46% S, 1—6% Zn, 5—55% SiO_2 , 2—12% Al_2O_3 , 0,3—4% CaO , 0,3—1,5% MgO , а в окислительных рудах обычно находится около 2% Си, около 1% Fe, 0,1—0,2% S, 60—68% SiO_2 , 10—16% Al_2O_3 , 0,3—0,7% CaO и 0,3—0,7% MgO . В небольших количествах встречаются так называемые самородные руды, в которых медь находится в свободном виде.

Нередко руды являются комплексными, т.е. они содержат заметные количества других металлов: цинка, свинца, никеля, золота, серебра, селена, таллия и др.

§3. ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ СПОСОБ ПРОИЗВОДСТВА МЕДИ

Известны два способа извлечения меди из руд и концентратов: гидрометаллургический и пирометаллургический.

Первый из них не нашел широкого применения. Его используют при переработке бедных окисленных и самородных

руд. Этот способ в отличие от пирометаллургического не позволяет извлекать попутно с медью драгоценные металлы.

Большую часть меди (85—90%) производят пирометаллургическим способом из сульфидных руд. Одновременно решается задача извлечения из руд помимо меди других ценных сопутствующих металлов. Пирометаллургический способ производства меди является многостадийным. Основные стадии этого производства: подготовка руд (обогащение и иногда дополнительно обжиг), плавка на штейн (выплавка медного штейна), конвертирование штейна с получением черновой меди, рафинирование черновой меди (сначала огневое, а затем электролитическое).

1. Подготовка медных руд к плавке

Сульфидные медные руды обогащают преимущественно методом пенной флотации (см. часть 1, § 5, гл. 1). Предварительно руду измельчают до частиц крупностью 0,1—0,5 мм. После флотации получают медный концентрат, содержащий 8—35 % Си, 40—50 % S, 30—35 % Fe и пустую породу, главными составляющими которой являются SiO_2 , Al_2O_3 и CaO . Медь в концентрате находится в виде сернистых соединений, железо — в основном в виде пирита FeS_2 . Концентрат содержит 8—10% влаги.

Обжиг медных концентратов. Большую часть концентратов (богатые концентраты, содержащие 25—35 % Си) переплавляют на штейн без обжига, а незначительную часть (бедные концентраты, содержащие 10—25 % Си) предварительно подвергают обжигу. Основная цель обжига — частичное окисление содержащихся в концентрате серы и железа с тем, чтобы в последующем обеспечивалось получение штейна с достаточно высоким (~ 25—30 %) содержанием меди.

Обжиг осуществляют преимущественно в печах кипящего слоя (см. далее рис. 243). Печь представляет собой футерованную шамотным кирпичом вертикальную шахту высотой до 9 м со сводом и подом, в котором расположены сопла (30—50 сопел на 1 м² площади пода), через которые в печь снизу вдувают воздух, иногда обогащенный кислородом. Над подом печи имеется окно, через которое непрерывно загружают шихту, а с противоположной стороны печи — отверстие для непрерывной выгрузки продукта плавки (огарка). Загружае-

мая в печь шихта состоит из медного концентрата, флюсов (измельченных известняка и кварцита) и оборотной пыли. Расход воздуха поддерживают таким, чтобы зерна загружаемой шихты находились во взвешенном состоянии, совершая в потоке воздуха непрерывное возвратно-поступательное движение (движение, похожее на кипение жидкости).

В процессе обжига происходят: нагрев шихты; термическая диссоциация высших сульфидов ($\text{FeS}_2 \rightarrow \text{FeS} + 1/2\text{S}_2$ и $2\text{CuS} \rightarrow \text{Cu}_2\text{S} + 1/2\text{S}_2$); окисление образующихся паров серы до SO_2 с выделением тепла; горение сульфида железа $2\text{FeS} + 3,5\text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{SO}_2$ с выделением тепла. Этого тепла с избытком хватает для требуемого нагрева шихты (700—850 °C). Температура в печи не должна превышать 850 °C во избежание спекания шихты; чтобы избежать перегрева, в шихту вводят флюсы, иногда в печь вдувают воду или в кипящий слой вводят трубчатые холодильники.

Продукт обжига -- огарок состоит из низших сульфидов Cu_2S и FeS и различных оксидов. Отходящие из печи газы, содержащие 7—13% SO_2 , используют для производства серной кислоты. Чтобы уменьшить вынос мелкой шихты отходящими газами, иногда перед обжигом медный концентрат подвергают окомкованию. Широко распространенный в прошлом обжиг медных концентратов в многоподовых печах с механическим перемешиванием материалов применяется в настоящее время редко.

2. Плавка на штейн

Медный штейн состоит в основном из сульфидов меди и железа ($\text{Cu}_2\text{S} + \text{FeS} = 80\text{—}90\%$) и других сульфидов, а также оксидов железа, кремния, алюминия и кальция. Плавку на штейн или выплавку штейна осуществляют для того, чтобы путем расплавления шихты получить два жидких продукта -штейн и шлак и тем самым отделить медь, переходящую в штейн от оксидов шихты, которые образуют шлак. Выплавку штейна производят несколькими способами: в отражательных, шахтных и электродуговых печах и автогенными процессами.

Плавка в отражательных печах

Плавка в отражательных печах— наиболее распространенный процесс получения медного штейна.

Отражательные или пламенные печи делают длиной 30-40, шириной 8—10, высотой от пода до свода 3,5-4,5 м (рис. 237). Под печи, опирающийся на фундамент, выполняют из динасового кирпича либо путем наварки из кварцевого песка, толщина пода составляет 0,6—1,5 м. Стены выкладывают из магнезитохромитового или магнезитового кирпича. Свод печи делают арочным из динасового кирпича, распорно-подвесным в форме арки или подвесным, который может быть плоским или трапециевидной формы (два последних свода — из магнезитохромитового кирпича). На рис. 237 показана печь с подвесным сводом трапециевидной формы. Для выпуска штейна служат шпурь периодического действия, которые после окончания выпуска закрывают глиняной пробкой; иногда для выпуска штейна предусматривают сифонные устройства.

Для выпуска шлака служат шлаковые окна в конце печи. Высота расположения порога шлакового окна определяет высоту слоя расплава в печи; она равна 0,8—1,2 м, в том числе высота слоя штейна 0,4—0,6 м.

Отапливают печь природным газом, мазутом или угольной пылью. Горелки или форсунки обычно располагают в один ряд в передней торцевой стенке. Воздух, подаваемый для горения, нагревают до 200—400 °C и обогащают кислородом до 28-30%. Газообразные продукты сгорания проходят до задней стенки и через газоход уходят в боров. Температура газов на небольшом расстоянии от передней стенки достигает 1550-1600 °C, а в хвостовой части снижается до 1250—1300 °C. Шихту загружают через несколько отверстий в своде печи, расположенных близ боковых стен по длине печи.

Плавка. Как отмечалось, основную часть штейна выплавляют из сырых (необожженных) концентратов. В шихту при этом вводят немного флюсов—известняка и кварца. Загружаемая шихта ложится (рис.238) откосами вдоль стен (при плавке огарка она растекается по поверхности шлака). Шихта и поверхность жидкой ванны нагреваются факелом, образующимся при сгорании топлива.

По мере нагрева шихта плавится и стекает с откосов в слой шлакового расплава, где протекает разделение штейно-вой и шлаковой фаз — капли штейна опускаются через слой шлака. Происходит это поскольку штейн и шлак нерастворимы

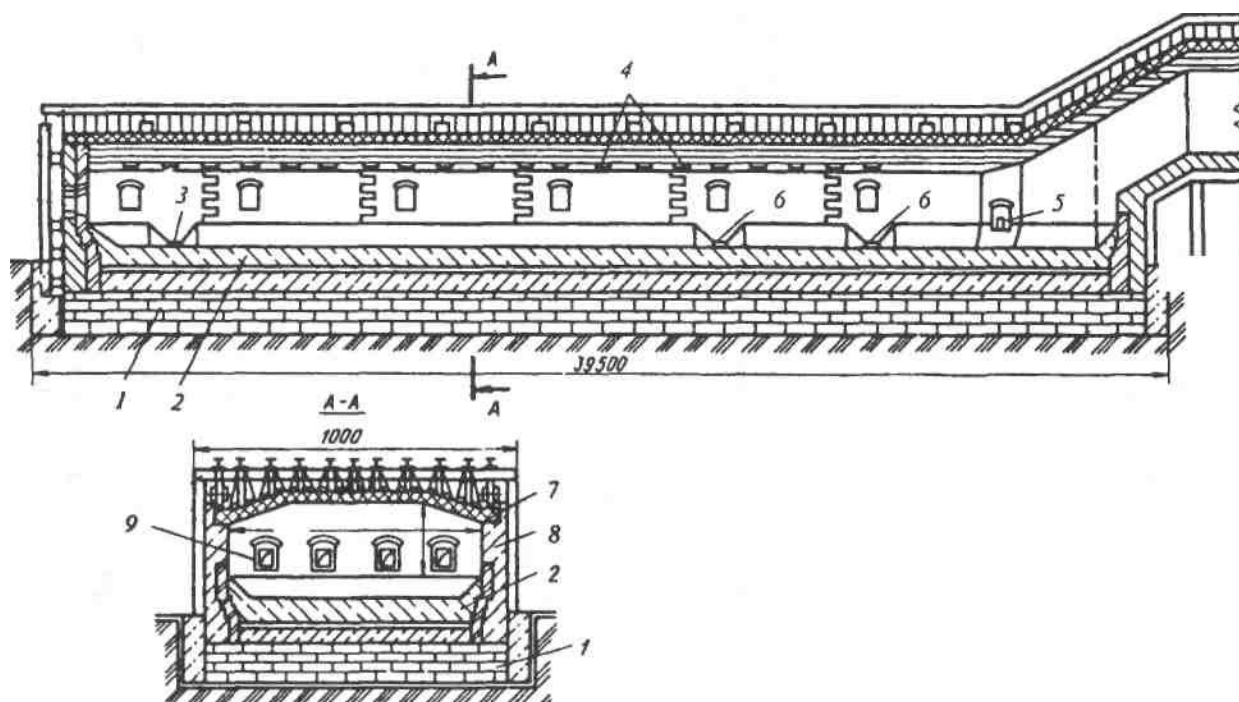


Рис. 237. Отражательная печь с подвесным сводом: 1 — фундамент, 2 — под; 3 — запасный шпур; 4 — загрузочные отверстия; 5 — шлаковое окно; 6 — шпуры; 7 — свод; 8 — стена; 9 — окна для горелок

Извлечение меди и благородных металлов в штейн достигает 96-99,5 %. Количество шлака составляет примерно 1,1— 1,5 т/т штейна. Недостатки процесса — необходимость расходования топлива и то, что не используется теплотворная способность сульфидов.

Плавка в электрических руднагермических печах

Плавка в руднотермических печах является близким аналогом отражательной плавки. Выплавку медного штейна ведут в прямоугольных закрытых сводом электрических печах с тремя или шестью расположенными в линию угольными электродами, концы электродов погружены в шлак. Шихту загружают в печь через отверстие в своде вблизи электродов. Тепло, необходимое для плавления шихты выделяется при прохождении тока от электродов через шлаковый расплав, толщину слоя шлака в печи поддерживают в пределах 1,4—1,8 м.

Процесс в руднотермической печи аналогичен процессу в отражательной печи— происходит плавление шихты и разделение расплава на штейн и шлак. Химизм электрической и отражательной плавки полностью сходен. Штейн и шлак выпускают из печи периодически через шпур. Расход электроэнергии изменяется от 380 до 600 кВт • ч/т шихты. Существенным недостатком процесса, как и процесса отражательной плавки, является необходимость постороннего источника тепловой энергии, и то, что не используется теплотворная способность сульфидов шихты (тепло, которое могло бы быть получено при их сжигании в печи).

Плавка в шахтных печах

Шахтная печь имеет вытянутое по вертикали рабочее пространство. При плавке загружаемые сверху шихтовые материалы опускаются вниз, а им навстречу движутся горячие газы, образующиеся внизу у фурм, где происходит горение сульфидов шихты и топлива (кокса) и где плавится шихта, разделяющаяся затем на штейн и шлак. Для обеспечения газопроницаемости столба шихты необходимо применять кусковые материалы Крупностью 20-100 мм, поэтому мелкие концентраты и руды предварительно подвергают брикетированию или агломерации.

Известны четыре разновидности шахтной плавки: восстановительная, пиритная, полупиритная и медно-серная. В

восстановительной плавке, применявшейся для переработки окисленных руд, тепло для плавления шихты получалось за счет сжигания кокса. В пиритной плавке необходимое тепло выделялось при сгорании в печи сульфидов шихты; руда для такого процесса должна содержать не менее 75 % пирита FeS_2 . В настоящее время применяют две разновидности процесса: медно-серную и полупиритную плавку, при которых тепло получается как от горения в печи сульфидов шихты, так и топлива (кокса).

Медно-серная плавка. Ее особенностью является то, что помимо штейна в качестве продукта получают элементарную серу, выделяемую из отходящих газов. В качестве шихты применяют кусковые высокосернистые руды и высокосернистые окискованные концентраты.

Шахтная печь для медно-серной плавки показана на рис. 239. В поперечном (горизонтальном) сечении печь имеет прямоугольную форму. Нижнюю часть шахты (ее стены) собирают из плоских полых водоохлаждаемых коробок— кес-

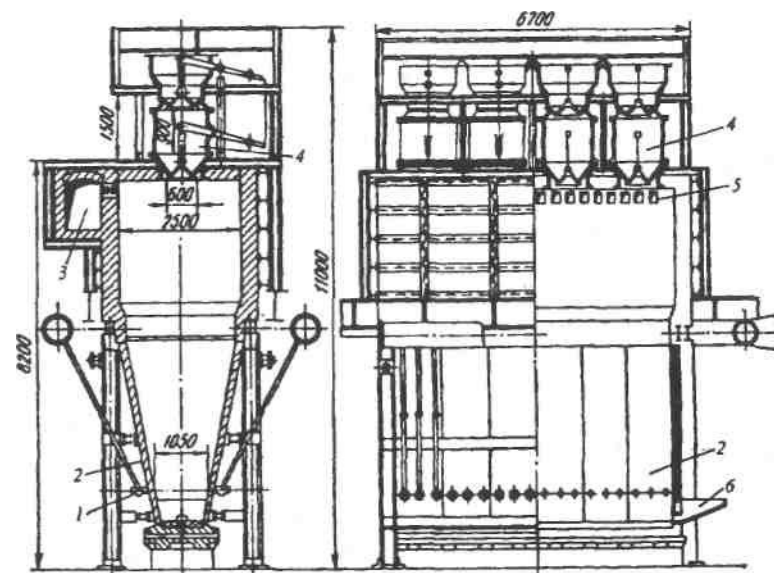


Рис. 239. Шахтная печь для медно-серной плавки:

1 - фурмы; 2 - кессоны; 3 - газоотвод; 4 - загрузочное устройство; 5 - газоотводящие отверстия; 6 — желоб

сонов. На внутренней стороне кессонов нарастает слой застывшего шлака (гарнисаж), который работает как футеровка. Кессонированная часть шахты сделана сужающейся книзу. В нижней ее части установлены фурмы для подачи воздуха, а ниже фурм имеется желоб с порогом для выпуска штейна и шлака.

Верхнюю часть печи выкладывают из шамота и для герметизации заключают в железный кожух. В своде шахты печи находятся двухконусные загрузочные устройства, подобные засыпному аппарату доменной печи (см. часть I учебника). Они обеспечивают герметизацию рабочего пространства печи в процессе загрузки шихты; при загрузке очередной порции шихты вначале опускают верхний конус при поднятом нижнем, а затем опускают нижний конус при поднятом верхнем. Это исключает попадание в печь воздуха и тем самым предотвращает окисление паров серы в отходящих из печи газах. Газы отводят через отверстия (рис. 239, 5) в продольной стенке и газоход.

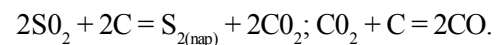
Штейн и шлак выпускают из печи через желоб непрерывно в отстойный горн (на рис. 239 не показан). Он представляет собой футерованное внутри железное корыто с двумя—четырьмя шпурами для периодического выпуска штейна и желобами для непрерывного удаления шлака.

Шихта медно-серной плавки состоит из высокосерных окислованных концентратов и кусковых медных руд, флюсов (известняка и кварца) и 10-12% мелкого кокса. Через фурмы вдувают воздух, иногда с добавкой кислорода, расход дутья такой, чтобы весь кислород расходовался в нижней части печи.

В нижней части шахты при медно-серной плавке формируется окислительная зона (среда), а в верхней — восстановительная. В окислительной зоне, где есть кислород поступающий из фурм дутья, происходит горение кокса ($C + O_2 = CO_2$) и сернистого железа ($2FeS + 3O_2 = 2FeO + 2SO_2$) с выделением тепла, благодаря чему температура в зоне составляет 1000-1100 °С, а у фурм достигает 1500 °С. При таких температурах плавятся сульфиды и остальная шихта с образованием штейна и шлака. По мере их выпуска из печи шихта опускается навстречу -поток горячих газов.

В поднимающихся газах кислород постепенно расходуется на перечисленные реакции горения и сверху формируется

восстановительная зона (зона без кислорода). Здесь происходит восстановление SO_2 и CO_2 углеродом:



Протекают также другие побочные процессы с образованием газообразных CS_2 , COS , H_2S . Формирующийся из продуктов этих реакций колошниковый газ дополнительно обогащается в восстановительной зоне парами элементарной серы в результате термической диссоциации высших сульфидов CuS и FeS_2 . Для сохранения серы в парообразном состоянии в процессе дальнейшей обработки газа температура газа на выходе из печи должна быть не менее 450-500 °С. Из газа сначала осаждают пыль, а затем из него извлекают серу (около 80% ее общего количества в газе).

В результате медно-серной плавки получают бедный штейн, содержащий 6-15 % меди. Чтобы повысить содержание меди этот штейн подвергают сократительной плавке. Плавку осуществляют в таких же шахтных печах. Штейн загружают кусками размером 30—100 мм вместе с кварцевым флюсом, известняком и коксом. Расход кокса составляет 7—8 % от массы шихты. При этом железо переходит в шлак, а содержание меди в штейне повышается до 25—40 %. Несмотря на сложность такого двустадийного процесса он окупается за счет получения элементарной серы.

Полупиритная плавка схожа с медно-серной, но ее проводят без улавливания серы из отходящих газов. Шахтная печь для полупиритной плавки отличается от показанной на рис. 239 тем, что шахта по всей высоте выполнена из водо-охлаждаемых кессонов и верх печи не герметизирован, а шихту загружают через шторы (дверцы) в стенах расположенного над шахтой шатра (колошника), служащего для отвода газов. Шихтой служат кусковые концентраты и руды, известняк, кварц и 5-10% кокса. К шихте предъявляют менее жесткие требования, руда может содержать меньше серы (пирита) и больше пустой породы; в шихту вводят оборотные материалы (шлак, бедный штейн). Расход дутья поддерживают таким, чтобы по всей высоте печи была окислительная атмосфера (был избыток кислорода).

Содержание меди в штейне в зависимости от состава перерабатываемого сырья составляет 15—50%. Вся сера в отходящих газах находится в виде SO_2 .

В последние годы начали применять дутье, обогащенное кислородом (до 28—30%), что вызывает улучшение показателей плавки; в частности снижается расход кокса.

Автогенные процессы

Дефицит энергетических ресурсов, неиспользование теплотворной способности сульфидов шихты, необходимость расходования дополнительного топлива при низком тепловом к.п.д. отражательной плавки и электроплавки, невозможность выделения серы из отходящих газов вследствие ее низкого содержания в газах привели к тому, что начиная с 50-х годов начался постепенный переход к автогенным процессам выплавки штейна из медных сульфидных руд.

Автогенной называют плавку без затрат топлива, осуществляемую за счет тепла, получаемого при окислении составляющих шихты. При переплаве сульфидного сырья автогенность обеспечивается за счет сгорания сульфидов шихты. В последние годы в нашей стране и за рубежом разработаны, внедрены и внедряются ряд автогенных процессов переработки сернистых медных руд. Сжигание сульфидов при этом может производиться в факеле или в расплаве.

Плавка в жидкой ванне (ПЖВ). Процесс плавки в жидкой ванне, разработанный А.В.Ванюковым, осуществляют в шахтной печи (рис. 240), стены которой выполнены из медных водоохлаждаемых плит, а под и свод из огнеупоров. Длина печи составляет 10-30, ширина 2,5-3 и высота 6—6,5 м. Фурмы для подачи дутья расположены в боковых стенах в ряд по всей длине печи на высоте 1,5—2 м от пода. Шихту загружают через расположенные в своде воронки. Выпуск штейна и шлака происходит непрерывно и раздельно через сифоны, расположенные в противоположных торцах печи.

Процесс малочувствителен к качеству шихтовых материалов, можно переплавлять как кусковые руды крупностью до 50 мм, так и мелкие концентраты без их сушки. Дутьем служит обогащенный кислородом воздух, для обеспечения автогенности процесса содержание кислорода в дутье должно составлять 40-45% при влажности шихты 1-2% и 55-65% при влажности 6—8%.

Процесс ПЖВ непрерывный. Дутье, как это видно из рис.240, подают в объем расплава и в расплаве, что отличает этот процесс от других, происходит окисление сульфи-

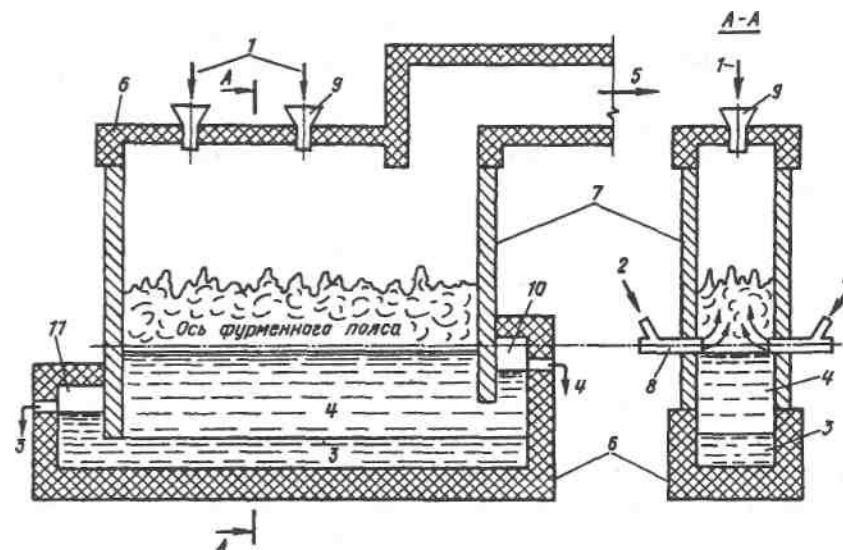


Рис. 240. Схема устройства печи ПЖВ:

1 — шихта; 2 — дутье; 3 — штейн; 4 — шлак; 5 — газы; 6 — огнеупорная кладка; 7 — медные литые кессоны; 8 — фурмы; 9 — загрузочная воронка; 10 — шлаковый сифон; И — штейновый сифон

дов за счет реагирования с кислородом дутья. Расплав в печи условно делится на две зоны: зону выше фурм, где идет интенсивный барботаж (перемешивание поднимающимися пузырями газа) и подфурменную, где расплав находится в относительно спокойном состоянии. В верхней (надфурменной) зоне протекают процессы окисления сульфидов с выделением тепла, нагрева и плавления шихты за счет этого тепла, укрупнения мелкой сульфидной взвеси в шлаковом расплаве. Крупные капли сульфидов, как более тяжелые, движутся через слой шлака вниз, образуя на полу печи слой штейна.

В получаемом штейне содержание меди достигает 45—55%. Достоинством процесса является то, что его удельная производительность (удельный проплав шихты, 60—80 т/(м²хсут)) значительно выше, чем у других процессов выплавки штейна; так этот удельный проплав более чем в 12 раз превышает проплав отражательной плавки. Процесс пригоден для плавки на штейн медно-никелевых, никелевых и других сульфидных руд.

Плавка во взвешенном состоянии или процесс взвешенной плавки. При этом способе сульфиды шихты сгорают, двигаясь в потоке кислородосодержащего дутья, т.е. сгорают в факеле во взвешенном состоянии. В качестве дутья используют обогащенный кислородом воздух и иногда кислород. Шихту предварительно необходимо измельчать и просушивать. Находит применение ряд разновидностей этого процесса.

Способ фирмы "Оутокумпу" (Финляндия), применяемый в ряде стран, предусматривает использование обогащенного кислородом (до 31%) и подогретого до $\sim 200^\circ\text{C}$ воздуха. Печь имеет вертикальную плавильную шахту и расположенную под ней горизонтальную удлиненную отстойную камеру. Через специальную горелку в своде шахты в нее подают дутье и измельченную шихту. При движении вниз в факеле сгорают сульфиды шихты, обеспечивая температуру в шахте $\sim 1400^\circ\text{C}$. Образующиеся в факеле сульфидно-окисные капли падают на поверхность шлака в отстойной камере, и здесь происходит разделение расплава на шлак и штейн. Горячие газы из шахты движутся через отстойную камеру вдоль поверхности расплава, подогревая его. Далее газы проходят котел-утилизатор, и из них извлекают элементарную серу. Штейн содержит до 60 % меди.

Плавку во взвешенном состоянии на кислородном дутье или кислородно-факельную плавку применяют на заводах в Казахстане, Канаде и США. Печь горизонтальная, вытянутая вдоль движения факела, выполнена из огнеупоров. Стены, свод и газоотвод оборудованы водоохлаждаемыми устройствами. В торцевой стене печи установлены две горизонтально расположенные горелки, подающие кислород и просушенную шихту. Температура факела при сгорании сульфидов в кислороде достигает $1500\text{--}1600^\circ\text{C}$, образующиеся в факеле капли сульфидно-окисного расплава оседают в шлаковую ванну, в которой происходит отстаивание штейна от шлака. Штейн содержит до 50% Си, отходящие газы до $\sim 80\% \text{SO}_2$, серу из газов улавливают.

Процесс "Норанда", разработанный в Канаде, является непрерывным барботажным процессом, схожим с отечественным процессом ПЖВ. Его осуществляют в горизонтальной цилиндрической печи, вдувая через 50—60 расположенных в ряд фурм обогащенный кислородом (до 37 %) воздух в объем расплава, где происходит окисление сульфидов и разделение

штейна и шлака. Шихту загружают через торцевую стенку печи, штейн выпускают периодически через шпур.

3. Конвертирование медного штейна

Цель конвертирования — получение черновой меди путем окисления содержащихся в штейне серы и железа. Конвертирование осуществляют продувкой штейна воздухом в горизонтальном конвертере. Перерабатываемые штейны, как отмечалось, состоят в основном из сульфидов меди (Cu_2S) и железа (FeS). Вследствие экзотермичности основных реакций конвертирование не требует затрат топлива.

Современный медеплавильный конвертер показан на рис. 241. Конвертеры делают длиной 6—12, с наружным диаметром 3—4 м. Производительность конвертера за одну операцию составляет 40—100 т. Футеруют конвертер хромомagneзитовым кирпичом. Заливку расплавленного штейна и слив продуктов плавки осуществляют через горловину конвертера, расположенную в средней части его корпуса. Через ту же горловину удаляются газы. Фурмы для вдувания воздуха расположены в ряд по длине конвертера. Число фурм обычно составляет 32—62, а диаметр фурмы 40—50 мм. Расход воздуха достигает $800 \text{ м}^3/\text{мин}$ (при нормальных условиях).

Процесс в конвертере циклический и делится на два пе-

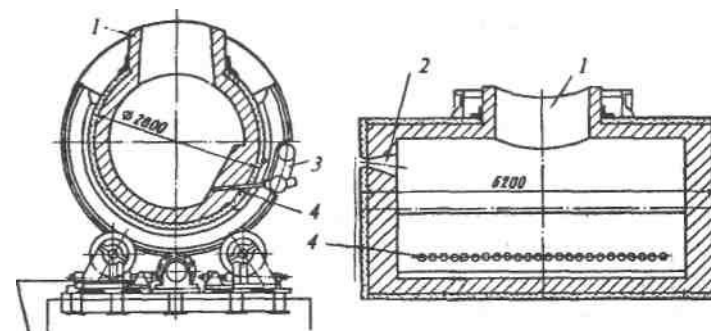
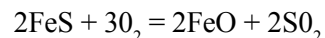


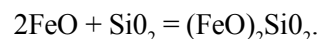
Рис. 241. Горизонтальный конвертер:

1 — горловина; 2 — окно для загрузки флюсов; 3 — воздушный коллектор; 4 — фурмы

риоя. Первый период (период окисления сульфида железа), называемый набором сульфидной массы, начинается с заливки штейна, после чего подают дутье и через горловину или отверстие в торцевой стенке конвертера загружают порцию кварцевого флюса, содержащего 70—80% SiO_2 . Период длится 6—24 ч в зависимости от содержания меди в штейне. Основными реакциями периода являются окисление сульфида железа



и ошлакование образующегося оксида FeO кремнеземом флюса

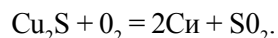


По мере накопления шлака, состоящего из FeO и SiO_2 , его сливают, в конвертер заливают новую порцию штейна и, добавляя флюс, продолжают продувку. Длительность таких циклов набора массы составляет 30—50 мин.

Температура заливаемого штейна в результате протекания этих экзотермических реакций повышается с 1100—1200 до 1250—1350 °С. Более высокая температура нежелательна, и поэтому при продувке бедных Штейнов, содержащих много FeS, добавляют охладители — твердый штейн, сплески Мели, корки из ковшей, медные концентраты.

Сульфид меди в течение первого периода не окисляется, поскольку у железа больше химическое сродство к кислороду, чем у меди. По окончании первого периода и слива последней порции шлака в конвертере остается белый штейн — почти чистая полусернистая медь Cu_2S .

Второй период — получение черновой меди из белого штейна — длится 2—3 ч и заключается в продувке без добавки в конвертер флюса. Основная реакция периода:



После полного окисления серы продувку заканчивают, получая черновую медь. Ее сливают из конвертера и либо направляют в рафинировочную печь, либо разливают в слитки, которые затем направляют на специальные рафинировочные заводы. Таким образом, в результате продувки получают черновая медь, содержащая 96,0-99,4% Cu, 0,01-0,04 % Fe, 0,02—0,1 % S и небольшое количество Ni, Sn, As, Sb, Ag, Au, и конвертерный шлак, содержащий 22-30 % SiO_2 , 45-50% FeO, около 3% Al_2O_3 и 1,5-2,5% Si.

4. Рафинирование меди

Рафинирование черновой меди от примесей по экономическим соображениям проводят в две стадии — вначале методом огневого рафинирования, а затем электролитическим методом.'

Огневое рафинирование

Цель огневого рафинирования -г- подготовить медь к электролитическому рафинированию путем удаления из нее основного количества примесей. Огневое рафинирование жидкой меди (на медеплавильных заводах) проводят в цилиндрических наклоняющихся печах, а на медьэлектролитных заводах, получающих черновую медь в слитках, — в стационарных отражательных печах. Печи для огневого рафинирования часто называют анодными, так как после рафинирования жидкую медь разливают в аноды — слитки, имеющие форму пластин.

Наклоняющиеся (поворотные) цилиндрические печи схожи с горизонтальным конвертером, применяемым для выплавки штейна (рис. 241). Для выпуска меди предусмотрена летка, наиболее распространены печи вместимостью 160—220 т. Стационарные печи вместимостью до 500 т по устройству схожи с отражательной печью для выплавки штейна (рис. 237).

Огневое рафинирование в отражательной печи длится ~ 24 ч и включает следующие периоды: загрузка (длится до 2 ч), расплавление (~ 10 ч) окислительная обработка расплава, удаление шлака, восстановительная обработка, раз* ливка готовой меди. Рафинирование в цилиндрических печах, где не требуется плавления меди, длится примерно в два раза меньше и состоит из четырех последних периодов процесса в отражательной печи.

Окислительная обработка длительностью 1,5—4 ч заключается во вдувании в ванну воздуха через погруженные на глубину 600—800 мм стальные трубки, покрытые огнеупорной обмазкой. При этом окисляются примеси с большим, чем у меди химическим сродством к кислороду — такие как Al, Fe, Zn, Sn, Sb, Bi, As, Ni и немного меди до Cu_2O . Полностью остаются в меди золото и серебро и большая часть селена и теллура. Оксиды примесей, Cu_2O и загружаемый в печь в небольших количествах кремнезем образуют на поверхности ванны шлак, который в конце окислительной продувки удаляют из печи деревянными гребками.

Восстановительную обработку ванны (дражнение) длительностью 2,5—3 ч проводят для раскисления меди (удаления кислорода, содержащегося после окислительной продувки в количестве до 0,9% в виде Cu_2O) и удаления растворенных газов. Ранее дражнение проводили погружением в расплав сырой древесины (жердей, бревен), в настоящее время — путем вдувания паромазутной смеси или природного газа. Вдуваемые вещества разлагаются с образованием H_2 , CO и CH_4 , которые, выделяясь, вызывают перемешивание ванны и удаление растворенных газов (SO_2 , CO , и др.), а также раскисляют ванну, восстанавливая Cu_2O (например по реакции $\text{Cu}_2\text{O} + \text{H}_2 = 2\text{Cu} + \text{H}_2\text{O}$). После дражнения медь, содержащую $< 0,01\%$ S и $< 0,2\%$ [O], разливают в аноды — слитки толщиной 35—40, длиной 800—900 и шириной 800-900 мм, предназначенные для электролитического рафинирования. Анодная Медь содержит 99,4-99,6% меди.

Электролитическое рафинирование

При электролитическом рафинировании решаются две задачи — глубокое рафинирование меди от примесей, что обеспечивает ее высокую электропроводность, и попутно извлечение ценных золота, серебра и селена.

Электролиз ведут в ваннах ящичного типа длиной 3-5,5, шириной 1 и глубиной 1,2-1,3 м, футерованных внутри кислотостойкими материалами (винипласт, стеклопластик и др.). В ванне подвешивают аноды и между ними катоды — пластины из чистой меди.

Электролитом служит раствор CuSO_4 и H_2SO_4 , напряжение между анодами и катодами 0,3—0,4 В. Происходит электролитическое растворение анодов, т.е. в раствор переходят ионы Cu^{2+} , а на катодах эти ионы разряжаются, осаждаясь на них слоем чистой меди. Электролит периодически обновляют. Часть примесей остается в электролите, а такие как Au, Ag, Se, Te, Pb, Sn, Pt выпадают в осадок — шлам, который выгружают из ванны и перерабатывают, извлекая ценные металлы.

Растворение анода длится 20—30 сут, катоды выгружают через 6—12 сут. Удельный расход электроэнергии равен 230-350 кВт • ч на 1 т меди.

Часть катодов направляют потребителям, а основное количество переплавляют для получения слитков и литых заготовок. Катоды расплавляют в отражательных и шахтных

печах с отоплением природным газом, в электродуговых и индукционных печах. Жидкую медь разливают на карусельных разливочных машинах в вайербасы (заготовки для прокатки проволоки) или в слитки различной формы. Разливку производят также на установках непрерывной и полунепрерывной разливки, получая литые заготовки требуемого сечения. Применяют литейно-прокатные агрегаты (например, схожие с показанным на рис. 179), где отливаемую на УНРС заготовку обжимают в прокатных валках агрегата до получения прутка (катанки) или полосы.

Глава 3. МЕТАЛЛУРГИЯ НИКЕЛЯ

§1. СВОЙСТВА НИКЕЛЯ И ЕГО ПРИМЕНЕНИЕ

Никель — металл серебристо-белого цвета. По ряду свойств (температуре плавления, плотности, теплопроводности) он близок к железу и кобальту и характеризуется средней химической активностью. При обычной температуре в сухом воздухе никель заметно не реагирует с кислородом, но при нагревании до 500 °С окисляется довольно энергично. В порошкообразном состоянии никель пиррофорен, т.е. воспламеняется на воздухе при обычной температуре.

Никель — ценная легирующая добавка к стали. Он повышает прочность и одновременно пластичность сталей. Никель в сочетании с хромом обеспечивает высокую антикоррозионную стойкость сталей и повышает их теплоустойчивость. Широкое применение получили хромоникелевые нержавеющие и теплоустойчивые стали.

Известны также никелевые сплавы, в которых никель является преобладающим элементом. К ним относят сплавы никеля с алюминием, хромом, марганцем, кремнием, предназначенные для изготовления нагревателей (алюмель, хромель-, нихром), сплав с железом — так называемый пермаллой, которому после специальной термической обработки сообщается высокая магнитная проницаемость, а также монель — сплав с медью, железом и марганцем, высокостойкий против коррозии.

Никель применяют также для никелирования железа и других металлов в качестве противокоррозионного и декоративного покрытия, для изготовления щелочных аккумуляторов и в качестве катализатора в разных химических процессах.

Чугуны, содержащие никель, используют в химическом машиностроении.

Промышленное производство никеля начато более ста лет назад, при этом около 80% всего производимого никеля расходуют для производства сталей, легированных никелем, и никелевых сплавов.

§2. СЫРЬЕ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ НИКЕЛЯ

Никель получают из окисленных никелевых и из сульфидных медно-никелевых руд. В сульфидных рудах никель представлен главным образом изоморфной смесью сульфидов железа и никеля $(\text{Ni}, \text{Fe})\text{S}$, а пустая порода состоит из силикатов железа и магния, пирротина Fe_7S_8 и других соединений. В этих рудах содержится 0,3-5,5 % Ni до 2,5 % Си, до 0,2 % Со и в небольших количествах металлы платиновой группы, а также Те, Se, Ag, Au.

Медно-никелевые руды обогащают флотационными способами, получая медно-никелевый концентрат. Плавку руд с суммарным содержанием более 4-5 % меди и никеля проводят без обогащения.

В окисленных рудах никель находится как правило в виде минералов ревинскита $3(\text{Ni}, \text{Mg})\text{O} \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ и гарниерита $n\text{NiSiO}_3 \cdot m\text{MgSiO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$. Пустая порода состоит из алюмосиликатов, гидратированных оксидов железа, кварца и талька. Содержание никеля в этих рудах составляет 1—7 %, содержание кобальта достигает 0,15 %, медь или отсутствует, или находится в незначительных количествах.

Окисленные руды, как правило, глинистые и содержат около 30% влаги. Перед плавкой их необходимо окучивать, применяя для этого брикетирование или агломерацию, осуществляемую на ленточных агломерационных машинах. Шихту для агломерации измельчают до кусков размером 3—5 мм. Топливом служит коксик, расход его составляет 7,5—8,5 % от массы шихты.

При производстве никеля применяют также гипс, пирит, известняк, кварцевый флюс и древесный уголь.

§3. ПОЛУЧЕНИЕ НИКЕЛЯ ИЗ ОКИСЛЕННЫХ РУД

Переработка окисленных никелевых руд основана на том, что никель обладает большим химическим сродством к сере, чем

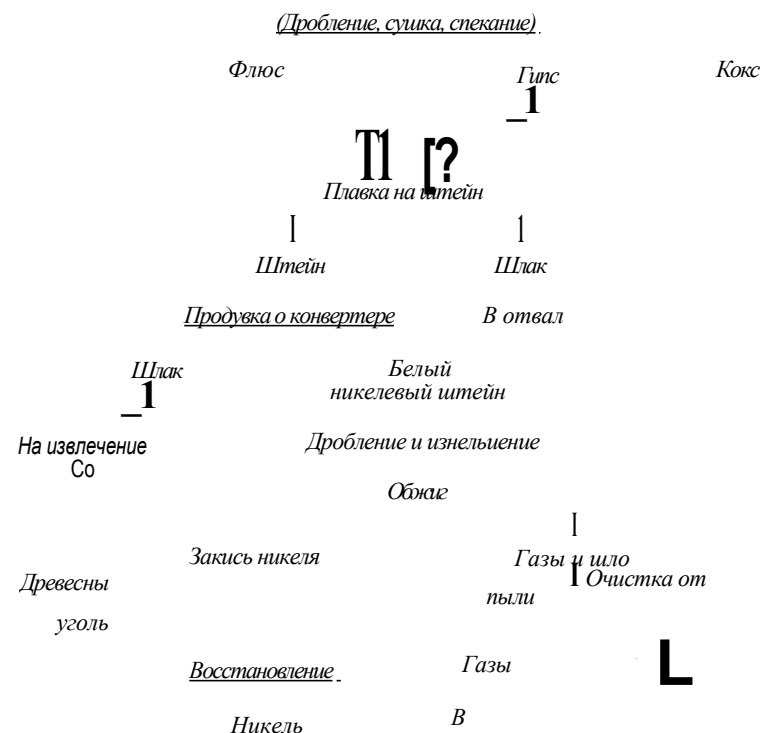


Рис. 242. Схема выплавки никеля из окисленных руд

к кислороду. Поэтому, чтобы отделить никель от пустой породы руды, его переводят в виде сульфида в штейн и далее из штейна получают никель.

Схема переработки окисленных руд приведена на рис. 242, а отдельные ее стадии описаны ниже.

Выплавка никелевого штейна

Штейн из окучиваемых окисленных никелевых руд обычно выплавляют в шахтных печах. По устройству и размерам они подобны печам, предназначенным для медной шахтной полу-пиритной плавки. Ширина печи 1,6-1,7, длина 10-16, высота около 7 м. Печь обычно снабжают 12—18 щелевидными фурмами размером 70x1200 мм. В качестве дутья используют воздух. Печи оборудованы наружным горном, где происходит разделе-

ние шлака и штейна, непрерывно выпускаемых из нижней части печи. Кессоны, из которых выполнена шахта печи, охлаждаются проточной водой или работают на испарительном охлаждении.

Целью плавки является максимальное извлечение никеля в штейн и перевод пустой породы руды в шлак.

Плавка является восстановительной, ее ведут с высоким расходом кокса (25—30% от массы агломерата). В печь загружают шихту, состоящую из агломерата или брикетов, гипса или пирита, известняка и кокса. Кокс служит топливом, известняк вносит необходимый для формирования шлака оксид CaO , гипс $\text{CaSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$ и пирит FeS_2 являются сульфидизаторами, т.е. вносят необходимую для процесса серу.

В нижней части шахты у фурм кокс сгорает до CO с выделением тепла, температура в этой зоне составляет около 1000°C (в фокусе горения у фурм $\sim 1600^\circ\text{C}$). Газы, поднимающиеся навстречу шихте, нагревают ее, сами охлаждаясь (их температура на выходе из печи равна $500\text{—}600^\circ\text{C}$), а часть CO расходуется на восстановление оксидов шихты. Помимо окисления кокса в зоне высоких температур протекают следующие процессы:

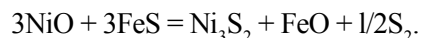
—термическая диссоциация пирита ($\text{FS}_2 = \text{FeS} + 1/2\text{S}_2$) и известняка;

—восстановление гипса после потери им гидратной влаги $\text{CaSO}_4 + 4\text{CO} = \text{CaS} + 4\text{CO}_2$;

—частичное восстановление газом CO никеля и железа из оксидов;

—химическое взаимодействие между составляющими шихты с образованием легкоплавких соединений, расплавление шихты;

—сульфидизация никеля ранее образовавшимися FeS и CaS :



В нижней части шахты и в наружном горне расплав раславляется на штейн и шлак. Получающийся никелевый штейн — это сплав сульфидов Ni_3S_2 и FeS , в котором в небольших количествах растворены свободные металлы — железо и никель. Выход штейна составляет 5-8 % от массы агломерата. В штейне содержится 15—20% Ni , 55—63% Fe , 17—23 % S и небольшое количество кобальта.

Вторым жидким продуктом является шлак, содержащий, %: 43-46 SiO_2 , 4-10 Al_2O_3 , 18-22 FeO , 15-20 CaO , 8-12 MgO и около 0,15 Ni , главным образом в виде корольков штейна. Выход шлака составляет 100—120% от массы агломерата.

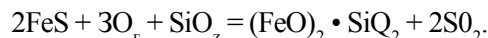
Конвергирование никелевого штейна

Цель конвертирования — получить никелевый фанштейн (сплав Ni_3S_2 и Ni) путем окисления железа и связанной с ним серы. Процесс осуществляют в горизонтальных конвертерах вместимостью 20-30 т, конструкция которых схожа с конструкцией горизонтальных конвертеров, применяемых для конвертирования медных штейнов (см. рис. 241). Дутьем служит воздух.

Штейн продувают постепенно, т.е. заливают порциями по 2—4 т с одновременной подачей кварцевого флюса для ошлакования железа. При продувке вначале окисляется металлическое железо, его окисление длится до 45 мин, за это время накапливается количество штейна, соответствующее вместимости конвертера.

Основная реакция этого периода имеет вид $2\text{Fe} + \text{O}_2 + \text{SiO}_2 = (\text{FeO})_2 \cdot \text{SiO}_2$. В результате этой экзотермической реакции расплав разогревается. Температуру рекомендуется держать на уровне 1300°C . Чтобы не превышать этот уровень, в конвертер дают холодные присадки (ферроникель, твердый штейн).

В дальнейшем протекает окисление сульфида железа:



Окисляется также значительная часть кобальта. Общая длительность продувки равна 8—12 ч.

Получаемый фанштейн представляет собой сплав Ni_3S_2 с Ni , фанштейн разливают в изложницы. Он содержит 76—78% Ni , 19-21% S , 0,2-0,4% Fe , 0,3-0,5% Co и $< 2\%$ Si .

Конвертерный шлак содержит 26-30% SiO_2 , 55—60% FeO , около 1 % Ni и 0,2—0,5 % Co . Такой шлак, с целью извлечения кобальта и никеля, подвергают обеднению (обрабатывают штейном в обогреваемом конвертере или в электропечи), получая кобальтовый штейн, содержащий 4-5 % Co и 24—30 % Ni . Этот штейн направляют в кобальтовое производство для извлечения кобальта и никеля.

Обжиг файнштейна

Окислительный обжиг файнштейна имеет целью удалить серу до содержания $< 0,02\%$ и перевести никель в NiO .

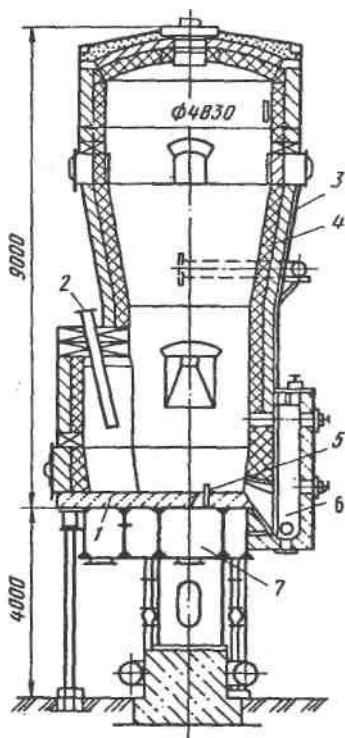
В связи с тем, что глубоких температур, а удаление серы требует высоких температур, Ni_3S_2 легкоплавкое ($t_{\text{пл}} = 788^\circ\text{C}$) может при высоких температурах спекаться, обжиг проводят в две стадии. Первую стадию осуществляют в печах кипящего слоя, окисляя серу до содержания $1-2\%$ и поддерживая для предотвращения спекания частиц файнштейна температуру около 1000°C .

Печь кипящего слоя для обжига файнштейна (рис. 243) футерована, имеет площадь пода $7-8\text{ м}^2$ и расширяется вверх, чтобы уменьшить скорость отходящих газов и тем самым вынос пыли (частиц файнштейна). В поду из жароупорного бетона расположено множество (до 2000) отверстий (соцел) для подачи воздуха. Для загрузки шихты служит

воронка, а с противоположной стороны печи имеется разгрузочное устройство.

Процесс обжига автогенный и непрерывный, через воронку в печь непрерывно загружают измельченный до $< 0,5\text{ мм}$ файнштейн. Восходящий снизу из сопел поток воздуха поддерживает зерна файнштейна во взвешенном состоянии и они совершают движение, похожее на кипение жидкости, что обеспечивает хороший контакт частиц с дутьем. Витавшие в кипящем слое частицы файнштейна окисляются по реакциям:

Рис. 243. Печь кипящего слоя для обжига файнштейна: 1 — под; 2 — загрузочное устройство; 3 — кожух; 4 — футеровка; 5 — сопло; 6 — разгрузочное устройство; 7 — воздухораспределительная коробка



$\text{Ni}_3\text{S}_2 + 3,5\text{O}_2 = 3\text{NiO} + 2\text{SO}_2$ и $\text{Ni} + 1/2\text{O}_2 = \text{NiO}$ с выделением тепла. Для повышения тугоплавкости шихты в нее добавляют обратную пыль. Через разгрузочное устройство непрерывно стекает продукт обжига — огарок. Выход огарка составляет $60-70\%$, а пыли $30-40\%$.

Вторую стадию обжига осуществляют в трубчатых вращающихся печах. Такая печь (барабан) диаметром $2-3\text{ м}$ и длиной до 50 м , футерована изнутри и установлена под углом $2-3^\circ$ к горизонтали; благодаря наклону печи пересыпающийся при ее вращении мелкокусковой материал передвигается от верхнего конца к нижнему. Печь отапливают природным газом или мазутом, подаваемыми через горелку в нижнем ее конце.

Шихту, т.е. огарок с температурой $700-800^\circ\text{C}$, загружают в верхний конец печи, двигаясь вниз, шихта нагревается факелом до $\sim 1300^\circ\text{C}$ и высыпается из нижнего конца печи. Высокая температура и наличие в топочных газах кислорода ($8-10\%$) обеспечивают почти полное окисление серы огарка. Получаемый оксид никеля содержит, %: $\text{Ni} \sim 78$; $\text{Si} 0,4$; $\text{Co} 0,4-0,5$; $\text{Fe} 0,2-0,4$.

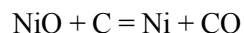
Огарок из обжиговой печи выходит с температурой $\sim 950^\circ\text{C}$, ранее огарок просто охлаждали, а в настоящее время тепло используют для частичного восстановления NiO . Огарок ссыпают в трубчатый реактор, добавляя туда $4-8\%$ нефтяного кокса. За счет физического тепла огарка происходит восстановление части (до $40-50\%$) NiO углеродом кокса. Предварительное восстановление ускоряет и удешевляет последующую плавку в электропечах.

Восстановительная плавка монооксида никеля

Целью восстановительной электроплавки является получение жидкого никеля из оксида NiO или предварительно частично восстановленного NiO . Плавку осуществляют в электродуговых печах за счет тепла, выделяющегося при горении электрических дуг между электродами и металлом. Печи по устройству схожи с дугowymi сталеплавильными электропечами, вместимость печей $5-25\text{ т}$, футеровка магнезитовая.

Перед этим, если огарок печи кипящего слоя содержит $> 0,45\%$ Si , проводят дополнительную операцию — обезмеживание. Огарок при $700-800^\circ\text{C}$ подг вергают обжигу в реакторе, подобном трубчатой печи, добавляя в него $10-15\%$ сильвинита ($\text{KCl} \cdot \text{NaCl}$), в результате чего медь переходит в растворимые в воде соединения SiCl_2 и CuSO_4 , которые затем удаляют из огарка, растворяя в подкисленной воде.

Шихтой служат NiO, малосернистый нефтяной кокс (восстановитель), известняк. Плавку проводят периодическим или полунепрерывным процессом. Плавка периодическим процессом длится 6—8 ч и включает загрузку шихты, расплавление, доводку и выпуск металла. После слива предыдущей плавки в печь загружают смешанные в заданной пропорции NiO и коксик. При плавлении шихты происходит восстановление NiO углеродом кокса:



с образованием жидкого никеля, а также растворение углерода в никеле. После окончания восстановления проводят доводку с целью удаления избыточного углерода — в печь вводят NiO и углерод окисляется, реагируя с кислородом оксида. В этот период в печь загружают известняк, наводя известковый шлак, в который удаляется сера.

При полунепрерывном процессе в печи всегда имеется жидкий металл. Шихту непрерывно загружают на поверхность жидкой ванны через отверстие в своде печи. После набора требуемой массы восстановленного никеля загрузку прекращают и проводят доводку, после чего большую часть металла выпускают из печи, а далее вновь ведут непрерывную загрузку шихты и наплавление ванны.

Готовый жидкий никель гранулируют, сливая в бассейн с водой, получая так называемый огневой никель в виде гранул, он содержит более 98,6 % Ni, менее 0,1 % C и менее 0,6% Si.

§4. ПОЛУЧЕНИЕ НИКЕЛЯ ИЗ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

Никель из сульфидных медно-никелевых руд получают по технологии, сходной с технологией пирометаллургического производства меди из медных сульфидных руд. При этом дополнительно после получения медно-никелевого штейна производят разделение содержащихся в нем никеля и меди. Технология включает стадии: подготовка руд, плавка на штейн, конвертирование штейна с получением медно-никелевого файнштейна, разделение никеля и меди файнштейна, окислительный обжиг никелевого концентрата с получением NiO, восстановительная плавка монооксида никеля с получением никелевых анодов, электролитическое рафинирование никеля

Подготовка руд. Богатые руды с содержанием > 1,5 % Ni плавят без обогащения, а остальные руды подвергают обогащению методом флотации. Далее медно-никелевый концентрат подвергают окускованию путем агломерации или окомкования, включающего окислительный обжиг.

Плавка на штейн. Выплавку медно-никелевого штейна в разных странах производят в шахтных, отражательных и руднотермических печах; начинают также применять автогенные процессы. В нашей стране штейн из сульфидных медно-никелевых руд выплавляют в основном в дуговых руднотермических печах. Печи закрытые, прямоугольной формы с площадью пода 58—168 м² и тремя или шестью расположенными в линию самоспекающимися электродами; в печи протекают те же процессы, что и при выплавке в подобных печах медного штейна (см. п. 2 § 3 2-ой главы).

Выпуск штейна и шлака из печи производят отдельно через шпур. Штейн обычно содержит, %: Ni 7—16; Si 7—12; Co 0,3—0,5; Fe 47—55; S 23—27; никель и медь находятся в штейне в виде Ni₃S₂, Cu₂S и немного в виде металлической фазы.

Конвертирование медно-никелевого штейна — его продувку воздухом — осуществляют в горизонтальных конвертерах вместимостью 70—100 т, схожих с конвертерами для конвертирования медных штейнов (см. рис. 241).

В процессе продувки окисляется сульфид железа FeS с образованием SO₂ и FeO, последний оксид ошлаковывается добавляемым в конвертер кварцем (SiO₂). Продувку заканчивают после получения файнштейна, содержащего, %: Ni 35—42; Si 25—30; Co 0,7—1,3; Fe 3—4; S 23—24. Он содержит также металлы платиновой группы и немного других ценных элементов (Au, Ag, Te, Se). Для того, чтобы предотвратить окисление кобальта, продувку заканчивают тогда, когда в штейне еще остается немного железа (железо обладает большим химическим сродством к кислороду и в присутствии железа кобальт почти не окисляется). Никель и медь в файн-штейне находятся в виде тех же фаз, что и в исходном штейне.

Разделение никеля и меди, содержащихся в файнштейне, наиболее часто осуществляют флотационным способом. Предназначенный для флотации штейн подвергают очень медленному охлаждению и кристаллизации (в течение 40—80 ч), в

этом случае в затвердевшем штейне формируются обособленные кристаллы Ni_3S_2 , Cu_2S и металлического сплава, что облегчает разделение этих фаз. Затем файнштейн измельчают и подвергают флотации в сильно щелочной среде. Вместе с пеной всплывает медный концентрат, содержащий 68—73% Cu , его направляют в медное производство. В осадке ("хвостах" флотации) остается никелевый концентрат, включающий металлическую фазу файнштейна. Он содержит, %: Ni 68—72; Cu 3-4; Co до 1; Fe 2-3; S 22-23 и большую часть ценных элементов файнштейна.

Окислительный обжиг никелевого концентрата. Флотационные никелевые концентраты подвергают окислительному обжигу с целью получения NiO . Обжиг ведут в печах кипящего слоя, схожих с показанной на рис. 243; процесс является автогенным, воздух иногда обогащают кислородом, поддерживая температуру процесса в пределах 1100—1200 °C. Основными реакциями являются окисление никеля и серы сульфида Ni_3S_2 и образование при этом NiO и SO_2 .

Горячий оксид никеля (огарок) из печи кипящего слоя выпускают в трубчатый реактор, куда добавляют кокс, обеспечивающий восстановление части NiO , что уменьшает расход электроэнергии при последующей плавке на черновой никель.

Восстановительная плавка монооксида никеля. Монооксид никеля подвергают восстановительной плавке по технологии, близкой к переработке никелевого файнштейна на огневой никель (см. § 3) с тем отличием, что в печи не наводят шлак для удаления в него серы. Полученный в печи жидкий черновой никель разливают на карусельной разливочной машине в плоские слитки — аноды массой ~ 300 кг. Анодный никель содержит 88-92 % Ni и 11-17 видов примесей (элементы, содержащиеся в файнштейне, и некоторые оксиды и сульфиды).

Электролитическое рафинирование никеля. Цель электролитического рафинирования — получение из анодов катодного никеля чистотой * 99,93 % и попутное извлечение ценных примесей — Co , Au , Ag , Se , Te , Si и платиноидов. Отделение никеля от примесей электролизом труднее, чем отделение меди, поскольку никель является электроотрицательным элементом и на катоде, без принятия специальных мер, наряду с ним будут разряжаться (осаждаться) Cu , Fe , Co , Zn и H_2 .

Электролиз ведут в ваннах ящичного типа, облицованных кислотоупорными материалами. В ваннах попеременно навешивают аноды чернового никеля и катоды из чистого никеля. Чтобы исключить осаждение на катоде других элементов, каждый катод помещают в мешок (диафрагму) из синтетических тканей, пропускающих электролит, его составляют из сульфатов никеля и натрия, хлорида никеля и добавки борной кислоты.

Процесс электролиза заключается в растворении анода и осаждении никеля на катоде. Из анода в электролит переходят примеси никеля, поэтому этот загрязненный электролит (анолит) непрерывно выводят из ванны и очищают от меди, железа, кобальта и других примесей, после чего чистый электролит (католит) заливают в диафрагмы. Уровень като-лита в диафрагме (мешке) поддерживают на 30—40 мм выше уровня электролита во всей ванне, поэтому католит под действием ферростатического давления проходит через поры диафрагмы в ванну, не позволяя тем самым проникать загрязненному анолиту в катодное пространство.

Растворение анодов длится 15—22 сут, наращивание катодов 2-4 сут, расход электроэнергии равен 2400—3300 кВт • ч на 1 т никеля. Благородные металлы и другие нерастворимые примеси выпадают в ванне в шлам, из которого затем извлекают ценные элементы.

Получаемый катодный никель содержит более 99,93—99,99% Ni .

Г л а в а 4. МЕТАЛЛУРГИЯ АЛЮМИНИЯ

§1. СВОЙСТВА АЛЮМИНИЯ И ЕГО ПРИМЕНЕНИЕ

Алюминий обладает многими ценными свойствами: небольшой плотностью — около 2,7 г/см³, высокой теплопроводностью — около 300 Вт/(м • К) и высокой электропроводностью 13,8 • 10⁷ Ом/м, хорошей пластичностью и достаточной механической прочностью.

Алюминий образует сплавы со многими элементами. В сплавах алюминий сохраняет свои свойства. В расплавленном состоянии алюминий жидкотекуч и хорошо заполняет формы, в твердом виде он хорошо деформируется и легко поддается резанию, пайке и сварке.

Сродство алюминия к кислороду очень большое. При его окислении выделяется большое количество тепла (~1670000 Дж/моль). Тонкоизмельченный алюминий при нагревании воспламеняется и сгорает на воздухе. Алюминий соединяется с кислородом воздуха и в атмосферных условиях. При этом алюминий покрывается тонкой (толщиной ~ 0,0002 мм) плотной пленкой окиси алюминия, защищающей его от дальнейшего окисления; поэтому алюминий стоек против коррозии. Поверхность алюминия хорошо защищается от окисления этой пленкой и в расплавленном состоянии.

Из сплавов алюминия наибольшее значение имеют дюралюминий и силумины.

В состав дюралюминия, кроме алюминия, входят 3,4-4% Си, 0,5% Мп и 0,5% Mg, допускается не более 0,8% Fe и 0,8% Si. Дюралюминий хорошо деформируется и по своим механическим свойствам близок к некоторым сортам стали, хотя он в 2,7 раза легче стали (плотность дюралюминия 2,85 г/см³).

Механические свойства этого сплава повышаются после термической обработки и деформации в холодном состоянии. Сопротивление на разрыв повышается со 147—216 МПа до 353—412 МПа, а твердость по Бринелю с 490-588 до 880-980 МПа. При этом относительное удлинение сплава почти не изменяется и остается достаточно высоким (18—24 %).

Силумины — литейные сплавы алюминия с кремнием. Они обладают хорошими литейными качествами и механическими свойствами.

Алюминий и сплавы широко применяют во многих отраслях промышленности, в том числе в авиации, транспорте, металлургии, пищевой промышленности и др. Из алюминия и его сплавов изготавливают корпуса самолетов, моторы, блоки цилиндров, коробки передач, насосы и другие детали в авиационной, автомобильной и тракторной промышленности, сосуды для хранения химических продуктов. Алюминий широко применяют в быту, пищевой промышленности, в ядерной энергетике и электронике. Многие части искусственных спутников нашей планеты и космических кораблей изготовлены из алюминия и его сплавов.

Вследствие большого химического сродства алюминия к кислороду его применяют в металлургии как раскислитель, а также для получения при использовании так называемого

алюминотермического процесса трудно восстанавливаемых металлов (кальция, лития и др.).

По общему производству металла в мире алюминий занимает второе место! после железа.

§2. СЫРЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Основным современным способом производства алюминия является электролитический способ, состоящий из двух стадий. Первая — это получение глинозема (Al_2O_3) из рудного сырья и вторая — получение жидкого алюминия из глинозема путем электролиза.

Руды алюминия. Вследствие высокой химической активности алюминий встречается в природе только в связанном виде: корунд Al_2O_3 , гиббсит $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$, бемит $Al_2O_3 \cdot H_2O$, кианит $3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$, нефелин $(Na, K)_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$, каолинит $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$ и другие. Основными используемыми в настоящее время алюминиевыми рудами являются бокситы, а также нефелины и алуниты.

Бокситы. Алюминий в бокситах находится главным образом в виде гидроксидов алюминия (гиббсита, бемита и др.), корунда и каолинита. Химический состав бокситов довольно сложен. Они часто содержат более 40 химических элементов. Содержание глинозема в них составляет 35—60%, кремнезема 2-20%, оксида Fe_2O_3 2-40%, окиси титана 0,01-10%. Важной характеристикой бокситов является отношение содержаний в них Al_2O_3 к SiO_2 по массе — так называемый *кремневый модуль*.

Кремневый модуль бокситов, поступающих для получения глинозема, должен быть не ниже 2,6. Для бокситов среднего качества этот модуль составляет 5—7 при 46-48 %-ном содержании Al_2O_3 , а модуль высококачественных — около 10 при 50 %-ном содержании Al_2O_3 . Бокситы с более высоким содержанием Al_2O_3 (52%) и модулем (10-12) идут для производства электрокорунда.

К числу крупных месторождений бокситов в нашей стране относится Тихвинское (Ленинградская область), Североуральское (Свердловская область), Южноуральское (Челябинская область), Тургайское и Краснооктябрьское (Кустанай-ская область).

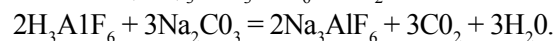
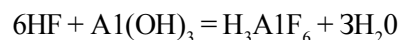
Нефелины входят в состав нефелиновых сиенитов и уртитов. Большое месторождение уртитов находится на Кольском

полуострове. Основные компоненты уртита — нефелин и апатит $3\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2 \cdot \text{CaF}_2$. Их подвергают флотационному обогащению с выделением нефелинового и апатитового концентратов. Апатитовый концентрат идет для приготовления фосфорных удобрений, а нефелиновый — для получения глинозема. Нефелиновый концентрат содержит, %: 20-30 Al_2O_3 , 42-44 SiO_2 , 13-14 Na_2O , 6-7 K_2O , 3-4 Fe_2O_3 и 2-3 CaO .

Алуниты представляют собой основной сульфат алюминия и калия (или натрия) $\text{K}_2\text{SO}_4 \cdot \text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot 4\text{Al}(\text{OH})_3$. Содержание Al_2O_3 в них невысокое (20-22%), но в них находятся другие ценные составляющие: серный ангидрид SO_3 (~20%) и щелочь $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{K}_2\text{O}$ (4-5 %). Таким образом, они, так же как и нефелины, представляют собой комплексное сырье.

Другие сырые материалы. При производстве глинозема применяют щелочь NaOH , иногда известняк CaCO_3 , при электролизе глинозема криолит Na_3AlF_6 ($3\text{NaF} \cdot \text{AlF}_3$) и немного фтористого алюминия AlF_3 , а также CaF_2 и MgF_2 .

Производство криолита. Криолит в естественном виде в природе встречается очень редко и его производят искусственно из концентрата плавикового шпата (CaF_2). Процесс осуществляют в две стадии, первая — это получение плавиковой кислоты HF . Тонкоизмельченный CaF_2 смешивают с серной кислотой в трубчатых вращающихся печах при 200 °С. В печи протекает реакция: $\text{CaF}_2 + \text{H}_2\text{SO}_4 = 2\text{HF} + \text{CaSO}_4$. Поскольку в плавиковом шпате содержится в качестве примеси SiO_2 , образуется также немного летучей кремнефтористой кислоты H_2SiF_6 . Газообразные HF и H_2SiF_6 после их очистки от примесей поглощаются в вертикальных башнях водой, в результате получают раствор плавиковой кислоты с кремнефтористой. Его очищают от H_2SiF_6 , добавляя немного соды: $\text{H}_2\text{SiF}_6 + \text{Na}_2\text{CO}_3 = \text{Na}_2\text{SiF}_6 + \text{H}_2\text{O} + \text{CO}_2$. Кремнефтористый натрий выпадает в осадок и получается очищенная плавиковая кислота. Вторая стадия — получение криолита. В раствор плавиковой кислоты добавляют $\text{Al}(\text{OH})_3$ и соду и проводят так называемый процесс варки криолита, в течение которого протекают следующие реакции:



Криолит выпадает в осадок, его отфильтровывают и просушивают при температуре 130—150 °С.

Фтористый алюминий получают схожим способом, добавляя к плавиковой кислоте до полной ее нейтрализации гидроксид алюминия: $3\text{HF} + \text{Al}(\text{OH})_3 = \text{AlF}_3 + 3\text{H}_2\text{O}$.

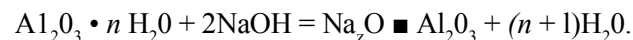
§ 3. ПРОИЗВОДСТВО ГЛИНОЗЕМА

Как уже отмечалось, технология производства алюминия состоит из двух стадий: первая — производство глинозема и вторая — электролитическое получение алюминия из глинозема. За рубежом практически весь глинозем получают из бокситов в основном способом Байера (К.И.Байер — австрийский инженер, работавший в России), на отечественных заводах глинозем получают из бокситов способом Байера и из бокситов и нефелинов способом спекания. Оба эти способа относятся к щелочным методам выделения глинозема из руд. Способ Байера экономически целесообразно использовать для переработки бокситов с небольшим содержанием SiO_2 (с кремниевым модулем $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$ более 5-7), поскольку при росте количества SiO_2 все больше Al_2O_3 и используемой в процессе щелочи теряются из-за образования химического соединения $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$.

Для переработки бокситов с кремниевым модулем менее 5—7 более экономичным является способ спекания. В связи с истощением богатых глиноземом месторождений боксита и вовлечением в производство более бедных бокситов, доля способа Байера в производстве глинозема снижается и возрастает доля способа спекания.

1. Способ Байера

Способ Байера — способ выделения глинозема из боксита — основан на выщелачивании, цель которого растворить содержащийся в боксите оксид алюминия Al_2O_3 , избежав перевода в раствор остальных составляющих боксита (SiO_2 , Fe_2O_3 и др.). В основе способа лежит обратимая химическая реакция:



При протекании реакции вправо глинозем в виде алюмината натрия переходит в раствор, а при обратном течении реакции образующийся гидратированный Al_2O_3 выпадает в осадок. Упрощенная схема производства глинозема по способу Байера

Известь

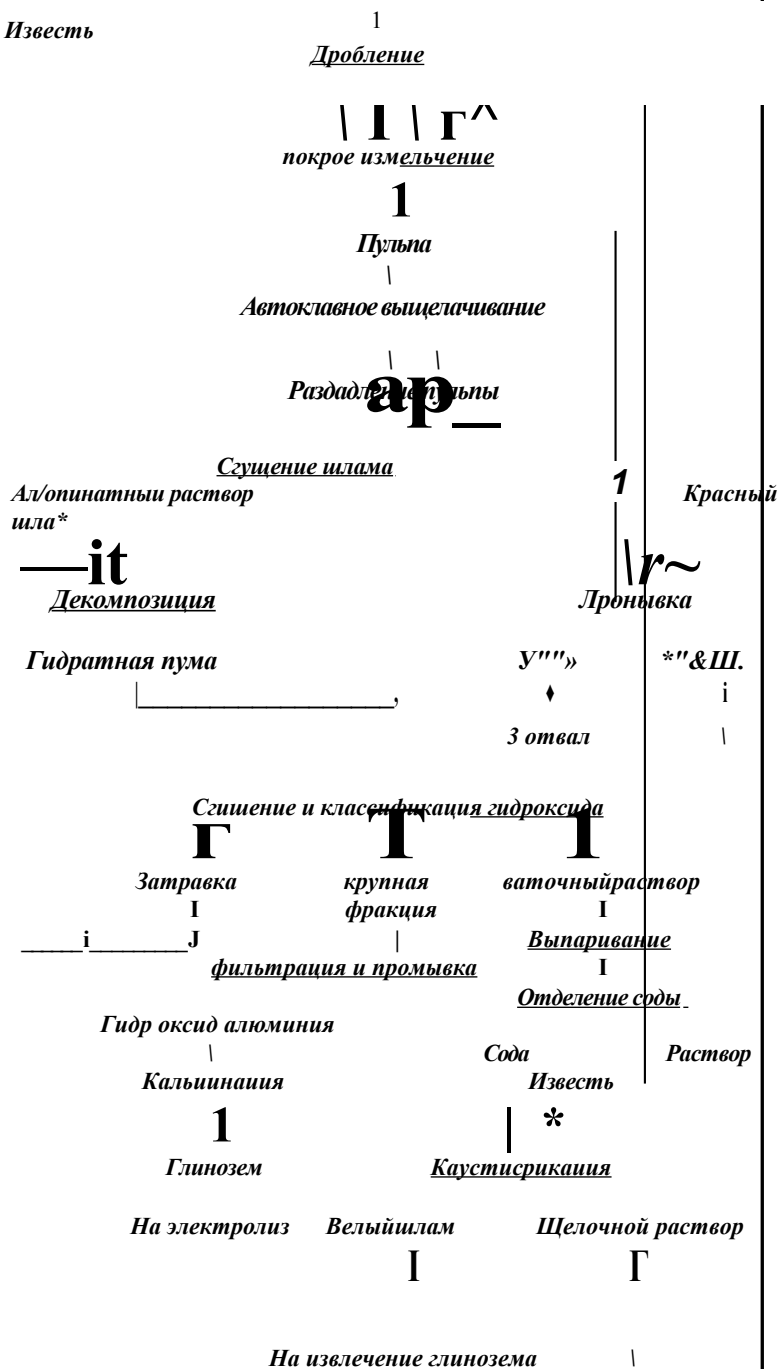


Рис.244. Упрощенная схема производства глинозема по способу Байера

показана на рис. 244. Ниже описаны основные операции этого способа.

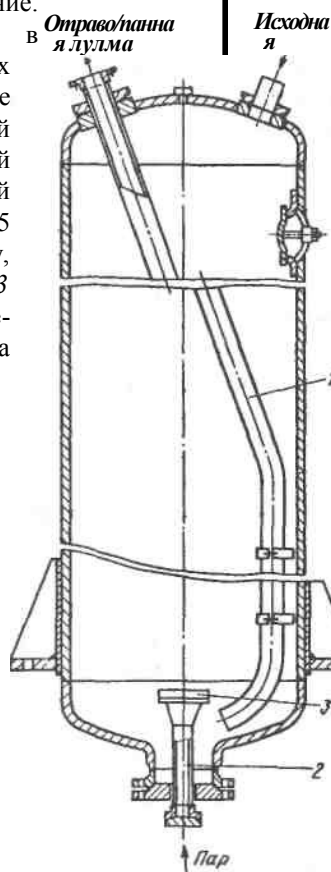
Подготовка боксита к выщелачиванию. Боксит дробят и размалывают до фракций размером 0,05—0,15 мм в среде добавляемой щелочи и оборотного раствора щелочи NaOH, добавляют также немного извести, активизирующей выщелачивание.

1. *Выщелачивание.* Полученную при помоле пульпу направляют на выщелачивание. Для полного протекания приведенной выше реакции вправо (образования алюмината натрия) необходимы щелочная среда, высокое давление (~ 3 МПа), нагрев пульпы до 100-240 °С (в зависимости от сорта боксита) и ее длительное (около 2 ч) перемешивание.

Такие условия обеспечиваются в автоклавах — сосудах, работающих под давлением. Применяемые автоклавы представляют собой (рис. 245) стальной цилиндрический сосуд диаметром 1,6-2,5 и высотой 13,5—17,5 м. Давление в автоклаве 2,5—3,3 МПа, пульпу подают сверху, снизу через патрубок 2 с барботером 3 — пар, который нагревает и перемешивает ее. Из автоклава пульпа выдавливается через трубу 1.

Пульпу обычно пропускают через батарею из 6—10 последовательно установленных автоклавов, где в течение ~ 2 ч содержащийся в пульпе в виде $Al_2O_3 \cdot nH_2O$, $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$ и Al_2O_3 глинозем реагирует со щелочью (реакция приведена выше), переходя в $Na_2O \cdot Al_2O_3$. В первый автоклав пульпу подают насосом, предварительно подогрев до ~ 150 °С, из последнего автоклава пульпа попадает в два автоклава-испарителя.

Рис. 245. Автоклав для выщелачивания боксита



теля, в которых давление снижается до атмосферного. Продуктом является автоклавная пульпа, состоящая из алюми-натного раствора (содержащего $Na_2O \cdot Al_2O_3$) и шлама (осадка, в который выпадают остальные примеси боксита).

3. Разделение

алюминатного раствора и шлама после разбавления пульпы водой производят в сгустителях (отстойниках) — сосудах диаметром 15—50 м, на дне которых оседает шлам, а через верх сливается: отстоявшийся алюминатный раствор. Его дополнительно пропускают через фильтры и направляют на следующую операцию — декомпозицию. Получаемый красный шлам (окраску ему придают частицы Fe_2O_3) идет в отвал, шлам содержит, %: Al_2O_3 12—18, SiO_2 6—11, Fe_2O_3 44-50, CaO 8-13.

4. Разложение

алюминатного раствора, называемое также декомпозицией или выкручиванием проводят с целью перевести алюминий из -раствора в осадок в виде $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$, для чего обеспечивают течение приведенной выше реакции выщелачивания влево, в сторону образования $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$.

Чтобы указанная реакция шла влево, необходимо понизить давление (до атмосферного), разбавить и охладить раствор, ввести в него затравки (мелкие кристаллы гидрооксида алюминия) и пульпу для получения достаточно крупных кристаллов $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$ перемешивать в течение 50—90 ч.

Этот процесс осуществляют в серии установленных последовательно и соединенных перепускными сифонами декомпози-зеров, через которые последовательно проходит пульпа (алюминатный раствор с выпадающими кристаллами гидрооксида алюминия). В серии устанавливают 10—11 декомпози-зеров с механическим перемешиванием или 16—28 декомпози-зеров с воздушным перемешиванием пульпы. Первые представляют собой баки диаметром до 8 м, в которых перемешивание осуществляют вращением вокруг вертикальной оси волокуш (гребков). Декомпози-зеры второго типа, преимущественно применяемые в настоящее время, представляют собой цилиндрические баки высотой 25—35 м и объемом до 3000 м³; снизу в них подают сжатый воздух, перемешивающих пульпу.

5. Отделение кристаллов гидрооксида алюминия от раствора и классификация по крупности. После декомпозиции пульпа поступает в сгустители, где гидрооксид отделяют от раствора. Полученный гидрооксид в гидросепараторах разделяют на фракцию с размером частиц

40—100 мкм и мелкую фракцию (размером < 40 мкм), которую используют в качестве затравки при декомпозиции. Крупную фракцию промывают, фильтруют и направляют на кальцинацию

6. Кальцинацию или обезвоживание гидрооксида алюминия осуществляют в футерованных шамотом трубчатых вращающихся печах диаметром 2,5—5 и длиной 35—110 м, отапливаемых природным газом или мазутом. Гидрооксид медленно перемещается вдоль вращающегося барабана навстречу потоку горячих газов, температура которых повышается от 200-300 °С в месте загрузки до ~1200°С вблизи горелки у разгрузочного торца барабана. При нагреве гидрооксида идет реакция: $Al_2O_3 \cdot 3H_2O = Al_2O_3 + 3H_2O$, заканчивающаяся при 900 °С. Продуктом является глинозем Al_2O_3 (порошок белого цвета).

Извлечение глинозема при использовании описанного способа Байера составляет около 87 %. На производство 1 т глинозема расходуют 2,0—2,5 т боксита, 70—

90 кг NaOH, около 120 кг извести, 7-9 т пара, 160-180 кг мазута (в пересчете на условное топливо) и около 280 кВт • ч электроэнергии.

2. Способ спекания

Способ применяют для получения глинозема из высококремнистых (> 6—8 % SiO_2) бокситов с кремниевым модулем менее 5—7 и из нефелиновых руд; способ пригоден также для переработки любого алюминиевого сырья.

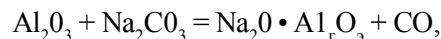
Сущность способа заключается в получении твердых алюминатов путем их спекания при высоких (~ 1300 °С) температурах и в последующем выщелачивании полученного спека.

7
3

Получение глинозема из бокситов. Основные стадии этого процесса следующие.

Подготовка к спеканию. Боксит и известняк после дробления измельчают в мельницах в среде оборотного содового раствора с добавкой свежей соды Na_2CO_3 , получая пульпу с влажностью 40%.

Спекание ведут в отапливаемых трубчатых вращающихся печах диаметром до 5 и длиной до 185 м. Температура в печи повышается от 200—300 °С в месте подачи пульпы до ~ 1300 °С в разгрузочном конце у горелки. При нагреве оксид алюминия превращается в водорастворимый алюминат натрия:



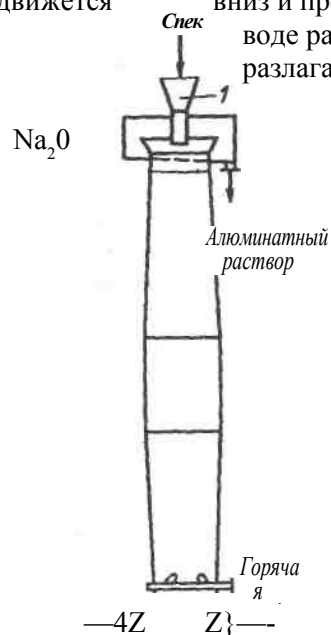
кристаллы

а кремнезем связывается в малорастворимые силикаты: $\text{SiO}_2 + 2\text{CaO} = 2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$. С содой реагирует также Fe_2O_3 боксита, образуя $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$. Эти химические соединения спекаются, образуя частично оплавленные куски — спек.

После обжиговой печи спек охлаждают в холодильниках, дробят до крупности 6-8 мм и направляют на выщелачивание.

Выщелачивание ведут горячей водой проточным методом в аппаратах различной конструкции: диффузорах (цилиндрических сосудах, куда порциями загружают и выгружают спек), в конвейерных выщелачивателях и др. Наиболее совершенными являются трубчатые выщелачиватели непрерывного действия (рис. 246). Загружаемый через бункер *Ж* в сосуд высотой 26 м спек благодаря непрерывной выгрузке секторными разгрузителями 2 движется

вниз и промывается встречным потоком воды. В воде растворяется алюминат натрия, вода разлагает также феррит натрия Fe_2O_3 и Fe_2O_3 выпадает



в осадок. Продуктами выщелачивания являются алюминатный раствор и красный шлам, содержащий Fe_2O_3 , Al_2O_3 , SiO_2 , CaO .

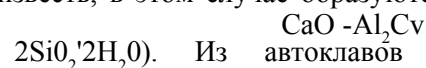
В алюминатный раствор переходит немного кремнезема в виде гидросиликатов, в связи с чем раствор подвергают обескремниванию.

Обескремнивание алюминатного раствора осуществляют в батарее автоклавов длительной (~2,5ч) выдержкой при температуре 150-

ния Na_2O

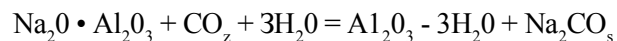
170 °С. В этих условиях вырастают кристаллы в воде соедине-

(иногда к раствору добавляют известь, в этом случае образуются



выходит пульпа, состоящая из алюминатного раствора и осадка — белого шлама. Далее раствор отделяют от белого шлама путем сгущения и фильтрации. Белый шлам идет в шихту для спекания, а раствор направляют на карбонизацию.

Карбонизацию проводят с целью выделения алюминия в осадок $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$ (карбонизация заменяет декомпозицию в способе Байера). Карбонизацию осуществляют в сосудах цилиндрической или дилиндроконической формы объемом до 800 м³ пропусканием через раствор отходящих газов спекательных печей, содержащих 10-14% CO_2 . Газы перемешивают раствор, а CO_2 разлагает алюминат натрия:



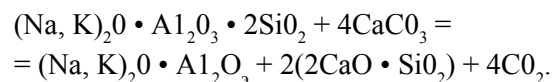
и гидроксид алюминия выпадает в осадок.

Далее проводят те же технологические операции, что и в способе Байера: отделение $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$ от раствора и кальцинацию — обезвоживание гидроксида алюминия прокаливанием в трубчатых печах с получением глинозема Al_2O_3 .

Примерный расход материалов на получение 1 т глинозема, т: боксита 3,2—3,6; известняка 1,35; извести 0,025; кальцинированной соды 0,19; условного топлива 1,1—1,2; электроэнергии ~ 800 кВт • т.

Получение глинозема из нефелинов. Нефелиновый концентрат или руду и известняк после дробления размалывают в водной среде, получая пульпу для спекания. В связи с наличием в составе нефелина щелочей не требуется добавок в шихту соды.

Спекание производят в отапливаемых трубчатых вращающихся печах диаметром 3-5 и длиной до 190 м; пульпу заливают в печь со стороны выхода газов, где температура равна 200-300 °С, а в разгрузочном конце она достигает 1300 °С. В процессе нагрева нефелин взаимодействует с известняком:



В результате этой реакции входящие в состав нефелина Na_2O и K_2O обеспечивают перевод глинозема в водорастворимые алюминаты, а CaO связывает кремнезем в малорастворимый двухкальциевый силикат. Получаемый спек охлаждают в холодильниках и дробят.

Выщелачивание нефелинового спека совмещают с его размолотом и проводят в шаровых или стержневых мельницах в среде горячей воды со щелочным раствором, получаемым после карбонизации. В процессе выщелачивания алюминаты растворяются в воде и остается известково-кремнистый шлам (называемый белитовым), который идет на производство цемента.

Обескремнивание алюминатного раствора проходит в две стадии. Первую проводят в автоклавах в течение 1,5—2 ч при температуре 150—170 °С; при этом в осадок выпадают содержащие кремнезем алюмосиликаты, этот осадок (белый шлам) идет в шихту для спекания.

Алюминатный раствор после первой стадии обескремнивания делят на две части. Одну часть далее подвергают карбонизации (так, как при переработке бокситов) с последующей декомпозицией, после чего получают в осадке гидроксид алюминия и содощелочной раствор, идущий на выщелачивание спека.

Вторую часть алюминатного раствора дополнительно обескремнивают в мешалках с добавкой извести при ~ 95 °С в течение 1,5—2 ч. При этом в осадок выпадает известково-силикатный шлам и обеспечивается глубокое обескремнивание алюминатного раствора. Затем этот раствор подвергают кальцинации, получая в осадке гидроксид алюминия и глубоко обескремненный содовый раствор, из которого далее в содовом цехе получают поташ (K_2CO_3) и кальцинированную соду (Na_2CO_3); глубокое обескремнивание необходимо для получения этих товарных продуктов.

Кальцинация. Гидроксид алюминия после обеих ветвей переработки алюминатного раствора подвергают промывке и фильтрации и затем направляют на кальцинацию (обезвоживание), которую проводят так же, как в способе Байера, получая глинозем.

Примерный расход материалов на получение 1 т глинозема из

нефелинов, т: нефелина 4; известняка 7; извести 0,1; условного топлива 1,5; электроэнергии ~ 1000 кВт • ч. При этом получают около 1 т содопродуктов и до 10 т цемента.

§ 4. ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОЕ ПОЛУЧЕНИЕ АЛЮМИНИЯ

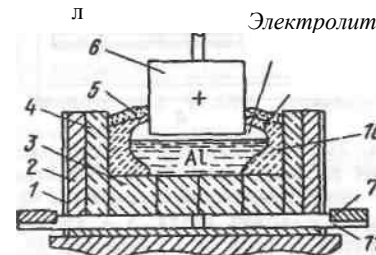
Алюминий получают путем электролиза глинозема, растворенного в расплавленном электролите, основным компонентом

которого является криолит. В чистом криолите $\text{Na}_3\text{AlF}_6(3\text{NaF} \cdot \text{AlF}_3)$ отношение $\text{NaF}:\text{AlF}_3$ равно 3, для экономии электроэнергии необходимо при электролизе иметь это отношение в пределах 2,6-2,8, поэтому к криолиту добавляют фтористый алюминий AlF_3 . Кроме того, для снижения температуры плавления в электролит добавляют немного CaF_2 , MgF_2 и иногда NaCl . Содержание основных компонентов в промышленном электролите находится в следующих пределах, %: Na_3AlF_6 75-90; AlF_3 5-12; MgF_2 2-5; CaF_2 2-4; Al_2O_3 2-10. При повышении содержания Al_2O_3 более 10% резко повышается тугоплавкость электролита, при содержании менее 1,3% нарушается нормальный режим электролиза.

Электролизная ванна или электролизер, где проводят электролиз, имеет в плане прямоугольную форму. Схема поперечного разреза ванны показана на рис. 247. Кожух 1 из стальных листов охватывает стены ванны, а у больших ванн выполнен с днищем. Внутри имеется слой

шамота 2 и далее стены выложены угольными плитами 4, а под образован подовыми угольными блоками 3. Ванна глубиной 0,5—0,6 м заполнена электролитом и находящимся под ним слоем жидкого алюминия.

Угольный анод 6 (иногда их несколько) подвешен на стальных стержнях 8 так, что его нижний конец погружен в электролит, через стержни 8 к аноду подается ток от шин 7. Мощность электролизера (ванны), определяемая силой подводимого к ней тока, изменяется от 30 кА у ванн малой мощности до 250 кА у ванн большой мощности. Поскольку допустимая удельная плотность проходящего через анод тока составляет 0,65-1,0 А/см², при росте мощности ванн увели-



е
к
т
р
о
л
и
з
н
о
й

в
а
н
н
ы

д
л
я

п
о
л
у
ч
е
н
и
я

а
л

Электролит

ю
м
и
н
и
я
:

/

—
к
о
ж

у

Р
и
с
.
2
4
7
.
С
х
е
м
а
э
л

х
;
2
—
ш
а
м
о
т
;
3
—
у
г
о
л
ь
-
н
ы
й
б
л
о
к
;
4
—
у
г
о
л
ь
н
а
я
п
л
и
т
а
;
5
—
г

л
и
н
о
з
е
м
;
6
—
а
н
о
д
;
7
—
т
о
к
о
п
о
д
-
в
о
д
я
щ
а
я
ш
и
н
а
;
8
—
п
о
д
в
е
с
к
а
(

т
о
к
о
-
п
о
д
в
о
д
)
;
9
—
к
о
р
к
а
з
а
т
в
е
р
д
е
в
ш
е
г
о
э
л
е
к
т
р
о
л
и
т
а
;
1
0
7
4

—
г
а
р
н
и
с
а
ж
(
з
а
т
в
е
р
д
е
в
ш
и
й
э
л
е
к
т
р
о
л
и
т
)
;
1
1
—
т
о
к
о
п
о
д
в
о
д

чивают площадь анода; размеры поперечного сечения анода мощных ванн достигают 2,8х9 м, размеры ванны (внутри) — 3,8х10 м.

Существующие ванны различаются мощностью и устройством анода: ванны с одним самообжигающимся анодом и верхним токоподводом, с таким же анодом и боковым токоподводом и ванны с анодом из обожженных блоков. Ванна с самообжигающимся анодом и верхним подводом тока показана на рис. 248, а. Анод прямоугольного сечения является непрерывно наращиваемым. Его кожух сделан из стального листа, в кожух сверху загружают брикеты из углеродистой электродной массы (нефтяной кокс с каменноугольным пеком). Вверху масса плавится, а в нижней части кожуха, где высокие температуры, она спекается, коксует и превращается в твердый блок. В него запекаются погруженные в электродную массу на разную глубину стальные штыри 7, расположенные в два—четыре ряда вдоль ванны. Эти стержни служат для подвода тока к аноду и для его удержания над ванной, кожух анода крепится над ванной отдельно. В процессе сгорания анода наиболее глубоко расположенные штыри поочередно выдергивают из затвердевшей массы и закрепляют на более высоком уровне, через некоторое время они спекаются с твердеющей массой.

По мере сгорания нижней части анода его с помощью специального механизма опускают, при этом анод скользит

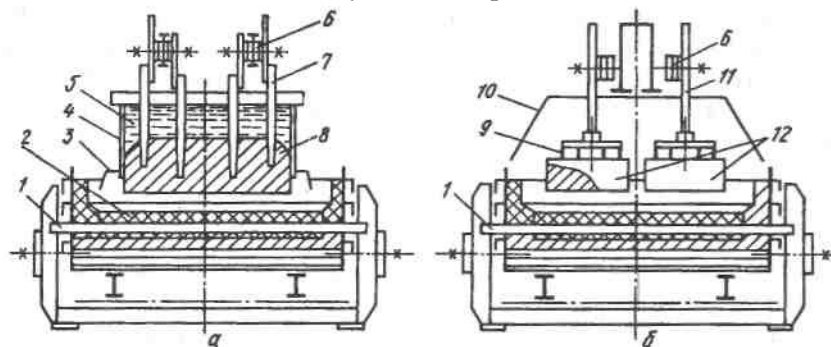


Рис. 248. Алюминиевые электролизеры (а — с самообжигающимся анодом и верхним токоподводом; б — с обожженным анодом): 1 — токоподводящий стержень; 2 — подовые блоки; 3 — газоулавливающий колокол; 4 — кожух анода; 5 — жидкая анодная масса; 6 — шины; 7 — штырь; 8 — спеченный анод; 9 — ниппель; 10 — газосборник; 11 — штанга; 12 — анодный блок

внутри кожуха вниз. К нижней части кожуха анода крепится газосборный колокол, предназначенный для улавливания выделяющихся вокруг анода газов.

Электролизные ванны с предварительно обожженными анодами (рис. 248, б) имеют анодный узел, составленный из нескольких (до 20 и более) угольных или графитированных блоков, расположенных в два ряда. В каждом блоке закреплены четыре стальных ниппеля 9, соединенных со штангой 11; это устройство служит для подвода тока и для подвески блока. Сгоревшие блоки заменяют новыми. Над ванной установлен газоулавливающий корб.

Использование обожженных анодов позволило увеличить единичную мощность ванн и сильно сократить выделение вредных канцерогенных веществ, которые образуются при коксовании пека самообжигающихся электродов.

Электролизные ванны размещают в цехе в ряд — по несколько десятков ванн в ряду.

Электролиз ведут при напряжении 4—4,3 В и, как отмечалось, при удельной плотности тока, проходящего через анод, равной 0,65—1,0 А/см². Толщина слоя электролита в ванне составляет 150—250 мм. Температуру ванны поддерживают в пределах 950—970 °С за счет тепла, выделяющегося при прохождении постоянного тока через электролит. Такие температуры имеют место под анодом, а на границе с воздухом образуется корка затвердевшего электролита рис. 247, 9, а у стен ванны — затвердевший слой электролита 10 (гарнисаж).

Необходимая температура ванны, т.е. выделение в слое электролита необходимого количества тепла, обеспечивается при определенном электросопротивлении слоя электролита. Такого электросопротивления достигают, поддерживая в заданных пределах состав электролита и толщину его токопроводящего слоя, т.е. расстояния между анодом и слоем жидкого алюминия в пределах 40—60 мм (увеличение, например, этого расстояния, т.е. электросопротивления слоя электролита, вызывает увеличение выделения тепла при прохождении тока и, соответственно, перегрев электролита).

При приложении напряжения к катоду и аноду составляющие жидкого электролита подвергаются электролитической диссоциации, и расплав состоит из многочисленных катионов и анионов. Состав электролита подобран так, что в соот-

ветствии со значениями потенциалов разряда на электродах могут разряжаться только катионы Al^{3+} и анионы O^{2-} , образующиеся при диссоциации Al_2O_3 в электролите. Соответственно электрохимический процесс на электродах описывается следующими уравнениями:

на катоде $2Al^{3+} + 6e \rightarrow 2Al$

на аноде $3O^{2-} - 6e \rightarrow \frac{3}{2}O_2$; ■

Разряжающийся на катоде алюминий накапливается на подине ванны под слоем электролита. Выделяющийся на аноде кислород взаимодействует с углеродом анода с образованием газов CO и CO_2 , т.е. при этом окисляется низ анода, в связи с чем анод периодически опускают. Газы CO и CO_2 выходят из-под анодов вдоль их боковых поверхностей, они содержат выделяющиеся из электролита токсичные фтористые соединения и глиноземную пыль (из самообжигающихся анодов в них также попадают вредные смолистые возгоны); эти газы улавливают и очищают от пыли и фтористых соединений.

По ходу процесса в ванны периодически загружают глинозем; контролируют состав электролита, вводя корректирующие добавки; с помощью регуляторов поддерживают оптимальное расстояние между анодами и жидким алюминием (в пределах 40—50 мм). Глинозем загружают в ванны сверху, пробивая для этого корку спекшегося электролита (рис. 247, 9) с помощью передвигающихся вдоль ванн машин.

Жидкий алюминий извлекают из ванн один раз в сутки или через 2—3 сут с помощью вакуум-ковшей. Вакуум-ковш представляет собой (рис. 249) вмещающую 1,5—5 т алюминия

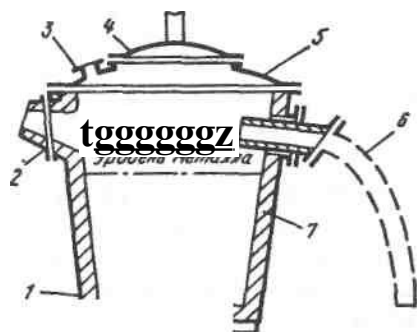


Рис. 249. Вакуум-ковш для извлечения алюминия:

1 — кожух; 2 — сливной носок; 3 — патрубок для подсоединения вакуумного насоса; 4 — люк; 5 — крышка; 6 — заборный патрубок; 7 — футеровка

футерованную шамотом емкость, в которой создается разрежение ~ 70 кПа. Соединенную с патрубком 6 ковша заборную трубку погружают сверху в слой жидкого алюминия в ванне и за счет разрежения алюминий засасывается в ковш.

Выделяющиеся анодные газы вначале направляют в горелки, где сжигают CO и возгоны смолы, а затем в газоочистку, где улавливают пыль и фтористые соединения.

Производительность современных электролизных ванн составляет 500—1200 кг алюминия в сутки. Для получения 1 т алюминия расходуется ~ 1,95 т глинозема, ~ 25 кг криолита, 25 кг фтористого алюминия, 0,5—0,6 т анодной массы, 14—16 МВт • ч электроэнергии.

§ 5. РАФИНИРОВАНИЕ АЛЮМИНИЯ

Алюминий, извлекаемый из электролизных ванн, называют алюминием-сырцом. Он содержит металлические (Fe, Si, Cu, Zn и др.) и неметаллические примеси, а также газы (водород, кислород, азот, оксиды углерода, сернистый газ). Неметаллические примеси — это механически увлеченные частицы глинозема, электролит, частицы футеровки и др.

Для очистки от механически захваченных примесей, растворенных газов, а также от Na, Ca и Mg алюминий подвергают хлорированию. Для этого в вакуум-ковш вводят трубку, через которую в течение 10—15 мин подают газообразный хлор, причем для увеличения поверхности соприкосновения газа с металлом на конце трубки крепят пористые керамические пробки, обеспечивающие дробление струи газа на мелкие пузырьки. Хлор энергично реагирует с алюминием, образуя хлористый алюминий $AlCl_3$. Пары хлористого алюминия поднимаются через слой металла и вместе с ними всплывают взвешенные неметаллические примеси, часть газов и образующиеся хлориды Na, Ca, Mg и H_2 .

Далее алюминий заливают в электрические печи-миксеры или в отражательные печи, где в течение 30—45 мин происходит его отстаивание. Цель этой операции — дополнительное очищение от неметаллических и газовых включений и усреднение состава путем смешения алюминия из разных ванн. Затем алюминий разливают либо в чушки на конвейерных разливочных машинах, либо на установках непрерывного литья в слитки для прокатки или волочения. Таким образом получают алюминий чистотой не менее 99,8% Al.

Алюминий более высокой степени чистоты в промышленном масштабе получают путем последующего электролитического рафинирования жидкого алюминия по так называемому трех-слойному методу. Электролизная ванна имеет стенки из магнезита, угольную подину (анод) и подвешенные сверху графитированные катоды. На подину через боковое отверстие порциями заливают исходный алюминий, поддерживая здесь анодный слой, определенной толщины; выше него располагается слой электролита из фтористых и хлористых солей, а над электролитом — слой очищенного алюминия, который легче электролита; в этот слой погружены концы катодов.

Для того, чтобы рафинируемый алюминий находился внизу, его утяжеляют, формируя в анодном слое сплав алюминия с медью (в слое растворяют 30—40% Си). В процессе электролиза ионы Al^{3+} перемещаются из анодного слоя через слой электролита в катодный слой и здесь разряжаются. Накапливающийся на поверхности ванны чистый катодный металл вычерпывают и разливают в слитки. Этим способом получают алюминий чистотой 99,95—99,99%. Расход электроэнергии равен ~ 18000 кВт · ч на 1 т алюминия. Более чистый алюминий получают методом зонной плавки или дистилляцией через субгалогениды.

Глава 5. ПОЛУЧЕНИЕ ДРУГИХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

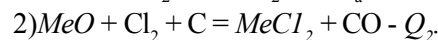
Для производства других цветных металлов — свинца, олова, цинка, вольфрама и молибдена пользуются некоторыми технологическими приемами, рассмотренными выше, но естественно, что схемы производства этих металлов и агрегаты для их получения имеют свои особенности.

Следует коротко остановиться на довольно распространенном хлоридном способе получения металлов, что можно сделать на примере производства таких металлов, как магний и титан, имеющих большое значение в промышленности.

Я. ОСНОВЫ ХЛОРИДНЫХ МЕТОДОВ ПРОИЗВОДСТВА МЕТАЛЛОВ

Хлор обладает большим химическим сродством к металлам и при определенных условиях может вытеснить кислород из

оксидов с образованием хлоридов. Процесс значительно облегчается в присутствии углерода, так как в этом случае кислород соединяется с углеродом. Например, применительно к двухвалентному металлу возможны следующие процессы:



При этом $Q_2 < Q_1$ (по абсолютному значению), и даже в некоторых случаях процесс, протекающий по второй реакции, экзотермичен. Следует подчеркнуть, что и реакции первого типа протекают при более низких температурах, чем аналогичные реакции восстановления оксидов углеродом. Важным обстоятельством является то, что хлориды обычно образуются в газообразном состоянии, легко уводятся из процесса, а процесс производства карбидообразующих металлов хлоридным методом в отличие от восстановления углеродом обеспечивает получение малоуглеродистого продукта. В некоторых случаях хлориды находятся в недрах земли или в соленых водоемах. Из хлоридов металлы получают восстановлением или же электролизом из расплавов.

§ 2. ПРОИЗВОДСТВО МАГНИЯ

Магний широко применяют в виде сплавов с алюминием, цинком и марганцем для изготовления деталей авиационных и автомобильных двигателей. Магниевого сплавы обладают хорошими литейными свойствами, что дает возможность получать из них сложные отливки. Сплавы легко поддаются свариванию и обработке резанием.

Основными видами сырья для получения магния являются магнезит, доломит, карналлит и бишофит. Главной составляющей магнезита является $MgCO_3$, а доломита $CaCO_3 \cdot MgCO_3$. Карналлит — это природный хлорид магния и калия $MgCl_2 \cdot KCl \cdot 6H_2O$. Бишофит ($MgCl_2 \cdot 6H_2O$) получается при переработке карналлита или выпаривается из воды соленых озер и морей. Наиболее распространен в настоящее время электролитический способ получения магния, при этом магний в процессе электролиза получается из вводимого в электролит хлорида $MgCl_2$. Технология получения магния этим способом включает три стадии: получение безводного хлорида магния $MgCl_2$, электролиз с выделением из хлорида жидкого магния, рафинирование магния.

частиц электролита и шлама. Рафинирование возгонкой осуществляют путем испарения магния в вакууме при 900 °С. Испаряющийся чистый магний осаждается в конденсаторе. Электролитическое рафинирование магния схоже с аналогичным процессом рафинирования алюминия по трехслойному методу (см. § 5 гл. 4). В электролизере внизу у анода находится слой рафинируемого магния, выше — слой электролита, а над ним у катода накапливается чистый магний.

Применяют также термические способы получения магния с использованием в качестве восстановителя С, Si или CaC_2 . Из них проще силикотермический способ, при котором пользуются специальными ретортами из хромоникелевой жаропрочной стали, помещаемыми в электропечь, отапливаемую газообразным топливом. В качестве сырья лучше всего брать доломит $\text{MgCO}_3 \cdot \text{CaCO}_3$, а в качестве восстановителя — кремний ферросилиция. Магний получается высокой чистоты.

§ 3. ПРОИЗВОДСТВО ТИТАНА

Титан отличается высокой механической прочностью, коррозионной стойкостью, жаропрочностью ($\gamma_{\text{пл}} = 1660$ °С) и малой плотностью (4,51 г/см³). Его применяют как конструкционный материал в самолетостроении, а также при постройке сосудов, предназначенных для транспортирования концентрированной азотной и разбавленной серной кислот.

Применяют также диоксид TiO_2 для производства титановых белил и эмали.

Наиболее распространенным сырьем для получения титана и диоксида титана служит ильменитовый концентрат, выделяемый при обогащении титаномагнетитовых железных руд, в котором содержится, %: 40-60 TiO_2 , ~30 FeO , ~20 Fe_2O_3 и 5—7 пустой породы (CaO , MgO , Al_2O_3 , SiO_2), причем титан в виде минерала ильменита $\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$.

Технологический процесс производства титана из ильменитового концентрата состоит из следующих основных стадий: получение титанового шлака восстановительной плавкой, получение тетрахлорида титана хлорированием титановых шлаков, получение титана (губки, порошка) восстановлением из тетрахлорида. Кроме того, зачастую проводят рафинирование полученного титана и иногда переплав для получения титана в виде слитков.

Восстановительная плавка ильменитового концентрата имеет целью перевести TiO_2 в шлак и отделить оксиды железа путем их восстановления. Плавку проводят в электродуговых печах. В печь загружают концентрат и восстановитель (кокс, антрацит), их нагревают до ~1650 °С. Основной реакцией является: $\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2 + \text{C} = \text{Fe} + \text{TiO}_2 + \text{CO}$. Из восстановленного и науглероживающегося железа образуется чугун, а оксид титана переходит в шлак, который содержит 82—90% TiO_2 (титановый шлак).

Получение тетрахлорида титана TiCl_4 осуществляют воздействием газообразного хлора на оксид титана при температурах 700—900 °С, при этом протекает реакция: $\text{TiO}_2 + 2\text{Cl}_2 + 2\text{C} = \text{TiCl}_4 + 2\text{CO}$. Исходным титаносодержащим сырьем при этом является титановый шлак.

Хлорирование осуществляют в шахтных хлораторах непрерывного действия или в солевых хлораторах. Шахтный хлоратор — это футерованный цилиндр диаметром до 2 и высотой до 10 м, в который сверху загружают брикеты из измельченного титанового шлака и снизу вдувают газ магниевых электролизеров, содержащий 65—70 % Cl_2 . Взаимодействие TiO_2 брикетов и хлора идет с выделением тепла, обеспечивающего необходимые для процесса температуры (~950 °С в зоне реагирования). Образующийся в хлораторе газообразный TiCl_4 отводят через верх, остаток шлака от хлорирования непрерывно выгружают снизу.

Солевой хлоратор представляет собой футерованную шамотом камеру, наполовину заполненную отработанным электролитом магниевых электролизеров, содержащим хлориды калия, натрия, магния и кальция. Сверху в расплав загружают измельченные титановый шлак и кокс, а снизу вдувают хлор. Температура 800—850 °С, необходимая для интенсивного протекания хлорирования титанового шлака в расплаве, обеспечивается за счет тепла протекающих экзотермических реакций хлорирования. Газообразный TiCl_4 из верха хлоратора отводят на очистку от примесей, отработанный электролит периодически заменяют. Основное преимущество солевых хлораторов состоит в том, что не требуется дорогостоящее брикетирование шихты. Отводимый из хлораторов газообразный TiCl_4 содержит пыль и примеси газов — CO , CO_2 и различные хлориды, поэтому его подвергают сложной, проводимой в несколько стадий очистке.

Металлотермическое восстановление титана из тетрахлорида TiCl_4 проводят магнием или натрием. Для восстановления магнием служат аппараты, представляющие собой (рис. 252) помещенную в печь герметичную реторту высотой 2—3 м из хромо-никелевой стали. После ввода в разогретую до $\sim 750^\circ\text{C}$ реторту магния в нее подают тетрахлорид титана. Восстановление титана магнием $\text{TiCl}_4 + 2\text{Mg} = \text{Ti} + 2\text{MgCl}_2$ идет с выделением тепла, поэтому электронагрев печи отключают и реторту обдувают воздухом, поддерживая температуру в пределах $800\text{—}900^\circ\text{C}$; ее регулируют также скоростью подачи тетрахлорида титана. За один цикл восстановления длительностью 30—50 ч получают 1—4 т титана в виде губки (твердые частицы титана спекаются в пористую массу — губку). Жидкий MgCl_2 из реторты периодически выпускают.

Титановая губка впитывает много MgCl_2 и магния, поэтому после окончания цикла восстановления проводят вакуумную отгонку примесей. Реторту после нагрева до $\sim 1000^\circ\text{C}$ и создания в ней вакуума выдерживают в течение 35—50 ч; за это время примеси испаряются. Иногда отгонку примесей

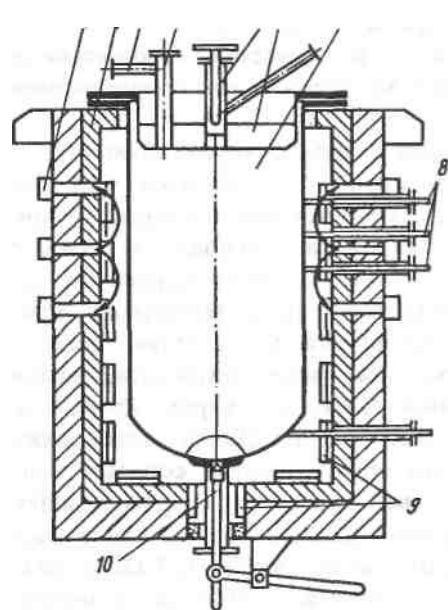


Рис. 252. Аппарат для восстановления тетрахлорида магнием: 1 — коллектор для подачи и отвода воздуха; 2 — печь; 3 — штуцер для вакуумирования; 4 — патрубок для заливки магния; 5 — узел подачи тетрахлорида; 6 — крышка; 7 — реторта; 8 — термодатчики; 9 — нагреватель; 10 — устройство для слива

из губки проводят после ее извлечения из реторты. Восстановление натрием проводят в аппаратах, схожих с применяемыми для магнитермического восстановления. В реторте после подачи TiCl_4 и жидкого натрия идет реакция восстановления титана: $\text{TiCl}_4 + 4\text{Na} = \text{Ti} + 4\text{NaCl}$. Температура в $800\text{—}880^\circ\text{C}$ поддерживается за счет выделяющегося при восстановлении тепла.

Полученную твердую массу, содержащую 17 % Ti и 83 % NaCl извлекают из реактора, измельчают и выщелачивают из нее NaCl водой, получая титановый порошок.

Рафинирование титана. Для получения титана высокой чистоты применяют так называемый иодидный способ, при котором используется реакция $\text{Ti} + 2\text{I}_2 \xrightarrow{T} \text{TiI}_4$. При температуре $100\text{—}200^\circ\text{C}$ реакция протекает в направлении образования TiI_4 , а при температуре $1300\text{—}1400^\circ\text{C}$ — в обратном направлении.

Титановую губку (порошок) загружают в специальную реторту, помещаемую в термостат, где температура должна быть на уровне $100\text{—}200^\circ\text{C}$, и внутри нее специальным приспособлением разбивают ампулу с иодом. Через несколько натянутых в реторте титановых проволок пропускают ток, в результате чего они накаляются до $1300\text{—}1400^\circ\text{C}$. Пары иода реагируют с титаном губки по реакции $\text{Ti} + 2\text{I}_2 \xrightarrow{T} \text{TiI}_4$. Полученный TiI_4 разлагается на раскаленной титановой проволоке, образуя кристаллы чистого титана и освобождая иод: $\text{TiI}_4 \xrightarrow{T} \text{Ti} + 2\text{I}_2$. Пары иода вновь вступают во взаимодействие с рафинируемым титаном, а на проволоке постепенно нарастает слой кристаллизующегося чистого титана. Процесс заканчивают при толщине получаемого прутка титана 25—30 мм. Получаемый металл содержит 99,9—99,99 % Ti, в одном аппарате получают ~ 10 кг чистого титана в сутки.

Получение титановых слитков. Для получения ковкого титана в виде слитков губку переплавляют в вакуумной дуговой печи. Расходуемый (плавящийся) электрод получают прессованием губки и титановых отходов. Жидкий титан затвердевает в печи в водоохлаждаемом кристаллизаторе.

Часть V. МЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОБЛЕМЫ ОХРАНЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Охрана окружающей среды (ООС) или "охрана природы" есть система естественно-научных, технико-производственных, экономических и административно-правовых мероприятий, осуществляемых в пределах данного государства или его части, а также в международном масштабе и направленных на сохранение и контролируемое изменение природы в интересах человечества, на поддержание и увеличение ее продуктивности, обеспечение рационального использования (включая восстановление) природных ресурсов и окружающей среды.

Решая те или иные технологические проблемы, организуя то или иное производство, мы принимаем в расчет расходы не только на освоение природы, но и на охрану и восстановление экосферы, учитываем не только показатели прибыльности и производительности, но и экологической обоснованности технических нововведений, экологического контроля над планированием промышленности и природопользования.

Развитие человеческого общества происходило и происходит в постоянном взаимодействии с природой. Влияние человека на природу, окружающую среду неизбежно, оно усиливается по мере развития производительных сил и увеличения массы веществ, вовлекаемых в хозяйственный оборот. В настоящее время воздействие человека на природу приобретает такие масштабы, что в отдельных регионах возможны нарушения существующего в природе относительного равновесия, причем эти нарушения могут стать необратимыми.

Основные виды нежелательного воздействия человека на окружающую среду: загрязнение атмосферы, загрязнение гидросферы, загрязнение земной поверхности, истощение природных ресурсов (нерациональное использование полезных ископаемых, забор огромного количества пресной воды, отчуждение или приведение в негодность для сельскохозяйственного использования больших площадей, занятых промышленным строительством, территорий, используемых под шлаковые отвалы, терриконы, и т.п., вырубка лесов и т.д.).

§ 1. ПРАВОВЫЕ АСПЕКТЫ ПРОБЛЕМ ОХРАНЫ ПРИРОДЫ

В нашей стране охрана природы всегда рассматривалась как важная государственная задача. Созданы правительственные, научно-исследовательские и общественные организации, специально занимающиеся проблемами охраны природы. Издан ряд законодательных актов.

Во многих промышленно развитых странах, в том числе и в нашей стране законодательным порядком или распоряжением соответствующих ведомств установлены предельно допустимые концентрации (ПДК) вредных веществ. Уровни ПДК включены в стандарты, санитарные нормы и другие нормативные документы, обязательные для использования на всей территории этих стран; их учитывают при проектировании технологических процессов, оборудования, очистных устройств и пр.

Надзор за чистотой атмосферного воздуха, за работой действующих очистных сооружений в нашей стране осуществляет санитарно-эпидемиологическая служба через сеть территориальных санитарно-эпидемиологических станций (СЭС).

Необходимая степень очистки сточных вод и условия спуска сточных вод в водоемы регламентированы в нашей стране "Правилами охраны поверхностных вод от загрязнения сточными водами".

К сожалению, далеко не все ранее принятые в нашей стране решения оказались реализованы. В результате оказалось необходимым разработать специальный закон "Об охране окружающей природной среды".

Закон устанавливает, что природа и ее богатства являются национальным достоянием народов России, естественной основой их устойчивого социально-экономического развития и благосостояния человека.

В Законе определены основные принципы охраны окружающей природной среды.

К их числу относятся:

приоритет охраны жизни и здоровья человека, обеспечение благоприятных экологических условий для жизни, труда и отдыха населения;

научно обоснованное сочетание экологических и экономических интересов общества, обеспечивающих реальные гарантии прав человека на здоровую и благоприятную для жизни окружающую природную среду;

рациональное использование природных ресурсов с учетом законов природы, потенциальных возможностей окружающей природной среды, необходимости воспроизводства природных ресурсов и недопущения необратимых последствий для окружающей природной среды и здоровья человека.

Закон включает 15 разделов.

В разделе I рассмотрены общие положения Закона, компетенция законодательной и исполнительной властей.

В разделе II содержится ряд статей, определяющих право граждан на здоровую и благоприятную окружающую природную среду, в том числе обязанность граждан принимать участие в охране окружающей природной среды, соблюдать требования природоохранного законодательства и т.д.

В разделе III Закона рассмотрен экономический механизм охраны окружающей природной среды (планирование и финансирование природоохранных мероприятий, установление нормативов платы и размеров платежей за использование природных ресурсов, выбросы и сбросы загрязняющих веществ, возмещение вреда, причиненного окружающей среде и здоровью человека).

IV раздел Закона рассматривает проблемы нормирования качества окружающей природной среды (нормативы ПДК вредных веществ, уровня радиационного воздействия, применения агрохимикатов, остаточных количеств химических веществ в продуктах питания, норм нагрузки на окружающую природную среду, а также нормативы санитарных и защитных зон и экологические требования к продукции).

В разделе V перечислены основные цели и принципы государственной экологической экспертизы, которая проводится с целью проверки соответствия хозяйственной или иной деятельности экологической безопасности общества.

В разделе VI содержатся экологические требования при размещении, проектировании, строительстве, реконструкции, вводе в эксплуатацию предприятий, сооружений и иных объектов. Законом запрещается ввод в эксплуатацию объектов, не обеспеченных современными технологиями, сооружениями и установками по очистке, обезвреживанию и утилизации вредных отходов, выбросов и сбросов до уровня предельно допустимых нормативов, средствами контроля за загрязнением окружающей природной среды, без завершения за-

проектированных работ по охране природы, рекультивации земель, оздоровлению окружающей природной среды.

В разделе VII перечислены основные экологические требования при эксплуатации предприятий, сооружений и иных объектов.

В разделе VIII рассмотрены случаи, связанные с объявлениями отдельных зон зонами чрезвычайной экологической ситуации.

В разделе IX устанавливаются правила образования и функционирования особо охраняемых природных территорий и объектов.

Раздел X включает перечень задач, стоящих перед экологическим контролем.

В разделе XI рассмотрены вопросы экологического воспитания, образования, научных исследований. Законом определено, что в соответствии с профилем в специальных средних и высших учебных заведениях предусматривается преподавание специальных курсов по охране окружающей среды и рациональному природопользованию.

В разделах XII, XIII и XIV рассмотрены вопросы, связанные с разрешением споров в области охраны окружающей природной среды, ответственность за экологические правонарушения и возмещением вреда, причиненного экологическими правонарушениями.

XV-й раздел Закона посвящен международному сотрудничеству в области окружающей природной среды.

§ 2. ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ОХРАНЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ И РАЦИОНАЛЬНОГО ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЯ

Первое направление ("пассивный" метод защиты окружающей среды) — комплекс мероприятий по ограничению вредных выбросов и отходов производства с последующей утилизацией отходов (очистка сточных вод от примесей, очистка газовых выбросов от вредных веществ, рассеивание вредных выбросов в атмосфере, захоронение токсичных и радиоактивных отходов).

Второе направление разработка таких технологических процессов, которые обеспечивают безотходное производство. Основные этапы разработки безотходной технологии: разработка способов и оборудования для переработки всех отхо-

до» производства (включая уходящие газы и пыль); разработка технологий, обеспечивающих использование водообо-ротного цикла, отсутствие сточных вод; создание территориально-производственных комплексов (ТПК), имеющих замкнутую структуру материальных истоков сырья, полупродуктов и отходов внутри ТПК.

В металлургии в настоящее время реализуется третье направление: разработка малоотходных технологий. Под малоотходным производством часто понимают производство, в результате которого вредное воздействие на окружающую среду не превышает уровня, допустимого санитарными нормами, но определенная часть отходов все же имеет место (соответственно, имеются отвалы, захоронения отходов и т.п.).

К решению этих проблем можно идти разными путями:

а) восстановление экологического равновесия (строительство природоохранных объектов, создание и использование высокоэффективных газоводоочистных сооружений и др.);

б) предупреждение нарушения экологического равновесия путем рационального природопользования (рациональные, научнообоснованные масштабы тех или иных производств и их структур, создание и использование малоотходных и безотходных технологий, обеспечивающих охрану природы на более высоком качественном уровне);

в) предупреждение будущих нарушений и восстановление нарушенного.

§ 3. ОХРАНА ПРИРОДЫ И МЕТАЛЛУРГИЯ. ОСОБЕННОСТИ СТРУКТУРЫ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА В НАШЕЙ СТРАНЕ

Человечеством потребляются миллиарды тонн минерального сырья, топлива, воды, биомассы, атмосферного кислорода, а в готовый продукт переходит малая часть (около одного процента) затраченных природных ресурсов.

Ежегодно промышленные предприятия и транспорт выбрасывают в атмосферу около 1 млрд.т аэрозолей и газов (в том числе угарный газ, сернистый ангидрид, оксиды азота), приблизительно столько же сажи; в водоемы поступает свыше 500 млрд.т промышленных и бытовых стоков. Из природной среды ежегодно извлекается около 40 млрд.т разных материалов и продуктов. За счет сжигания топлива связывается

около 20 млрд. т свободного кислорода атмосферного воздуха. Количество воды, забираемой из источников, оценивается по различным данным в 550—600 млрд. т. Беда в том, что отходы и выбросы не только истощают запасы невозобновляемых природных ресурсов нашей планеты, но и оказывают вредное, а иногда и смертельное влияние на растительность, животный мир и на условия жизни человека.

Одной из отраслей, к деятельности которой в этом плане человечество предъявляет серьезные претензии, является металлургия. Так, металлургический завод полного цикла, производящий 10 млн.т стали в год до введения строгих мер контроля выбрасывал ежегодно в атмосферу более 200 тыс.т пыли, 50 тыс.т соединений серы, 250 тыс.т оксида углерода, оксида азота и других веществ.

Предприятия цветной металлургии нашей страны до введения строгих мер контроля выбрасывали ежегодно около 6 млн. т вредных веществ, в водоемы сбрасывалось около 500 млн.м³ загрязненных сточных вод.

Выбросы пыли в 2—5 раз превышают показатели передовых промышленных стран, энергоемкость готовой продукции выше на 10-20%.

По степени ущерба, наносимого окружающей среде, металлургия в нашей стране занимает второе место среди отраслей промышленности после топливно-энергетического комплекса, отличаясь высокой ресурсоемкостью и, как следствие большими отходами.

Сегодня в металлургии более целесообразно применять процессы, менее загрязняющие окружающую среду, чем контролировать, с большими затратами, уровень загрязнений традиционных процессов и вести борьбу с этими загрязнениями.

Учитывая все сказанное, становится понятным, что инженеры-технологи, разрабатывающие тот или иной технологический процесс, и конструкторы, создающие новое оборудование, стремятся прежде всего исключить (или по возможности уменьшить) образование отходов и загрязняющих природу веществ. Если это не удастся (в большинстве случаев пока это не удастся), организуют улавливание всех загрязняющих веществ, рациональное использование (утилизацию) образующихся отходов. При этом учитывается, что отходы часто содержат ряд ценных компонентов, а также значитель-

ное количество тепла. В принципе современная металлургическая технология обеспечивает полную утилизацию тепла и производственных отходов и охрану от загрязнения ими окружающей среды.

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.

Желание максимально использовать все ценное, что содержится в отходах металлургического производства, заставляет повышать требования к оборудованию по очистке газа, переработке шлаков и пыли, что связано с увеличением затрат, однако в целом это оказывается экономически выгодным и приближает индустрию, связанную с охраной окружающей среды в металлургии, к самоокупаемости.

Исторически получилось так, что структура производства металлов в России сегодня заметно отличается от таковой в других промышленно развитых странах мира. С экологической точки зрения сегодня эта структура не может быть признана рациональной. Сложившаяся структура является следствием экстенсивного развития металлургии и некоторых других факторов. В целом это приводит к большим отходам не только в самой металлургии, но и металлопотребляющих отраслях.

Приведем пример из области черной металлургии. Внутри отрасли значительная доля затрат приходится на добычу руд, нерудных материалов, обогащение, производство кокса, ферросплавов, огнеупоров. Наша промышленность еще не успела перейти от традиционной, сложившейся десятилетиями технологии, к современной, основанной на замене разливки стали в изложницы непрерывной разливкой, на широком использовании листового проката (с последующей штамповкой, сваркой и т.д. и соответствующим уменьшением масштабов

использования металлообрабатывающих станков с образованием миллионов тонн стружки), на широком использовании методов внепечной обработки с целью получения металла высокой степени чистоты и качества.

В результате эффективно используется лишь небольшая доля выплавляемой стали. Условно можно сказать, что мы производим "излишнее" количество стали, соответственно добываем "излишнее" количество руды, коксующегося угля, имеем "излишнее" количество аглофабрик, доменных печей, заводов для производства огнеупорных материалов, т.е. производств с экологической точки зрения весьма неприятных (см. раздел "Внепечная обработка и экология").

§ 4. 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 металлошхты, 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 , CCl_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_2 , 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;
- 2) 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;

3) пылеулавливающие устройства (газоочистки);

4) 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 (экспаустеры).

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 (электрофилтры, 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.

§ 5. ОХРАНА ВОДНОГО БАССЕЙНА

Металлургия наряду с химией одна из наиболее водопотребляющих отраслей промышленности. Например, чтобы получить 1 т стали, необходимо (с учетом операций по добыче руды, чугуна и т.д.) израсходовать более 260 м³ 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.

§ 6. 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.

§ 7. 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, маганец и др.). Так, например, шламы образующиеся на стадии промывки марганцевой руды, содержат 10—18 % Мп; в составе пыли при производстве высокоуглеродистого феррохрома 15—30 % Cr₂O₃, при продувке металла в сталеплавильных агрегатах кислородом, выделяющаяся плавильная пыль содержит около 90 % оксидов железа и т.п.

6.8. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ СМЕЖНЫХ ПРОИЗВОДСТВ

Проблема организации безотходных технологий — проблема межотрасли. Сегодня на отечественных заводах успешно используется ряд технологических решений. К их числу относятся: отвалы карбидсодержащие шлаки абразивного производства (содержащие 25—45 % SiC₂ и 10—25 % графита) применяют для снижения окисленности сталеплавильных шлаков; шлаки производства вторичного алюминия (57—70 % Al₂O₃, 8—15 % Al) используют для улучшения процесса шлакообразования при выплавке стали; отходы производства графитации электродов (54—64 % C; 29—41 % SiO₂) используют для улучшения организации раскисления стали; прямое легирование стали ванадием и никелем осуществляют при использовании золы теплостанций (зола может содержать до 35 % V₂O₅ и 10 % NiO).

Экспаустер — от английского exhaust — высасывать, вытягивать.

§ 9. ИСПОЛЬЗОВАНИИ ВТОРИЧНЫХ ЭНЕРГОРЕСУРСОВ

Энергоресурсы металлургических предприятий обычно делят на первичные (потребляемые в процессе производства поступающие на завод уголь, газ, электроэнергия и т.п.) и вторичные.

Вторичные энергетические ресурсы (ВЭР) условно можно в свою очередь разбить на две группы: "высокопотенциальные" ВЭР и "низкопотенциальные" ВЭР. К высокопотенциальным ВЭР обычно относят нагретые до высоких температур отходящие газы металлургических агрегатов, отходящие газы, содержащие горючие составляющие (например, СО) и т.п. Практика использования этих ВЭР широка.

Низкопотенциальные ресурсы (например, отходящие газы и температурой 200 °С и менее) не только остаются не используемыми, но и рассеиваются в окружающую среду. По мере совершенствования методов использования высокопотенциальных ВЭР, доля энергии, теряемой с низкопотенциальными ВЭР возрастает. Как использовать эти низкопотенциальные ресурсы? Несколько путей решения этой проблемы уже проверены на практике.

1. Выработка электроэнергии на базе специальных турбин, работающих на легковоспламеняющихся рабочих телах.
2. Использование низкопотенциальных ВЭР для обогрева грунта (обогреваемые теплицы).
3. Использование перепада давления при дросселировании газов на газораспределительных станциях и газораспределительных пунктах металлургических заводов.
4. Использование углекислоты, извлекаемой из отходящих газов для получения сухого льда (который затем можно использовать для быстрой заморозки, хранения, сушки продуктов питания и т.п.).

§ 10. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ

Одна из серьезных проблем охраны окружающей среды — проблема ликвидации (захоронения) твердых бытовых отходов (ТБО).

Количество ТБО, приходящееся на душу населения, колеблется в различных странах в широких пределах (в настоящее время 150—500 кг в г./чел), но везде имеет тенденцию к постоянному увеличению.

В состав ТБО обычно входят: макулатура [20—40% (по массе)]; металлы (2—5%); пищевые отходы (20—40%); пластмассы (1—5%); стекло (4—6%); текстиль (4—6 %) и прочие.

Практика содержания ТБО на свалках или захоронение их исключает из оборота значительные территории, загрязняет воздушный и водный бассейны, создает ряд проблем санитарно-гигиенического плана. На свалках ежегодно теряется значительное количество железа, олова, алюминия, меди.

В мировой практике нашли применение следующие способы переработки ТБО

- а) термическая обработка (сжигание);
- б) биотермическое аэробное компостирование (с получением удобрений или биотоплива);
- в) анаэробная ферментация (с получением биогаза);
- г) сортировка (с извлечением тех или иных ценных компонентов).

Принятые схемы обработки ТБО обычно включают: селективный отбор таких отходов, как люминесцентные лампы (обычно содержат ртуть), батарейки, аккумуляторы,

стеклобой и т.д.; механическую сортировку с извлечением металлов, выделением текстильной фракции и др.; термическую обработку оставшихся ТБО

Сжигание часто производят в топках, при этом конструктивные особенности топок, низкая теплотворная способность мусора и плохой теплообмен из-за неравномерности и практически неконтролируемого состава мусора приводит к тому, что часть мусора горит в зонах низких температур, сгорание происходит недостаточно полно, или вообще происходит пиролиз, а не горение. В результате с отходящими газами выносятся много неразложившихся органических и неорганических соединений, часто весьма вредных (фосген, диоксины и др.). Использование для сжигания атмосферного воздуха приводит к образованию больших объемов дымовых газов (отсюда необходимость строительства громоздких газоочистных сооружений). Образование из-за низкой температуры зольных твердых остатков, включающих соли тяжелых металлов, требует обезвреживать и захоранивать эти остатки и т.д. Поэтому существующие методы сжигания ТБО не могут быть признаны совершенными.

Решению проблемы в целом способствовало бы использование для сжигания высокотемпературных агрегатов. Таким требованиям в принципе могут удовлетворять конструкции плавильных металлургических агрегатов. Так, например, сотрудники МИСиС в содружестве со специалистами института Стальпроект разработали схему процесса, изображенную на рис. 253. Принцип работы агрегата подобен агрегату ROMELT. Бытовые отходы попадают в кипящую шлаковую ванну, продуваемую воздухом, обогащенным кислородом. Температура шлака 1400—1500 °С. За счет интенсивной теплоотдачи отходы подвергаются скоростному пиролизу и газифицируются.

Минеральная часть отходов растворяется в шлаке, а металлические составляющие расплавляются. Для стабилизации теплового режима в печь подают уголь (или природный газ). Получаемый шлак пригоден для производства стройматериалов. Кроме того, получается некоторое количество чугуна, содержащего медь, никель и др. примеси цветных металлов. Существуют проектные разработки использования для утилизации твердых бытовых отходов производства небольших доменных печей (каких в России немало).

РЕКОМЕНДАТЕЛЬНЫЙ БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

Конструкции и проектирование агрегатов сталеплавильного производства/
В.П.Григорьев, Ю.М.Ненкин, А.В.Егоров, Л.Е.Никольский - М.: "МИСИС", 1995. - 513 с.

Кудрин В.А. Металлургия стали. — М.: Металлургии, 1989. — 560 с.

Линчевский Б.В. Теория металлургических процессов. — М.: Металлургии, 1995. - 346 с.

Металлургии» чугуна/ *Е.Ф.Вегман, Б.Л.Жеребин, А.Н.Лохвиснеев и др.* — М.: Металлургии, 1989. — 512 с.

Поволоцкий О.Д.Я., Кудрин В.А., Вишкареев А.Ф. Внепечная обработка стали. -М.: "МИСИС", 1995. - 256 с.

Поволоцкий Д.Я., Роцин В.Е., Мальков Н.В. Электрометаллургии* стали и ферросплавов. — М.: Металлургии, 1995. - 592 с.

Теория металлургических процессов/ *Д.И.Рыжонков, П.П.Арсентьев, В.В.Яковлев и др.* - М: Металлургия, 1989. - 392 с.

Уткин Н.И. Цветная металлургии: Учебник для техникумов. — М.: Металлургия, 1990. - 448 с.

Юсфин ЮС, Гиммельфарб АА., Паишков Н.Ф. Новые процессы получения металлов. — М.: Металлургия, 1994. — 320 с.

Якушев А.М. Основы проектирования и оборудования сталеплавильных и доменных цехов. — М.: Металлургия, 1992. — 421 с.

Учебное издание

Воскобовников Виктор Григорьевич
Кудрин Виктор Александрович Якушев
Алексей Михайлович

ОБЩАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ

Редактор *А.А. Картошкин*
Художник *Л. С. Скороход*

ИД №04284 от 15.03.2001

Подписано в печать 27.06.2002
Формат 60х88/16. Гарнитура Тайме
Печать офсетная. Бумага офсетная
Усл. печ. л. 47,04. Уч.-изд. л. 45,75

Тираж 2000 экз. (доп. тираж). Заказ 3810.

Издательско-книготорговый центр «Академкнига» 117997, Москва,
ул. Профсоюзная, 90 e-mail: bookman@maik.ru, web-site: <http://www.akademkniga.com>

По вопросам поставок обращаться в отдел реализации
Тел./факс: (095) 334-73-18
e-mail: bookreal@maik.ru

Отпечатано с готовых диапозитивов в
ОАО «Ивановская областная типография»
153008, г. Иваново, ул. Типографская, 6.
E-mail: 091-018@adminet.ivanovo.ru