МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

ЮЖНО-КАЗАХСТАНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ им. М.О. АУЕЗОВА

А.С. Колесников, А.В. Протопопов

КОНСПЕКТЫ ЛЕКЦИЙ

по дисциплине
«Технология металлургического производства I»

для студентов специальности
5В070900-«Металлургия»

ШЫМКЕНТ 2013г.

УДК 533.1(077.8)
ББК 22.343я72
К 67

Рецензенты:

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

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

К 67 Колесников А.С., Протопопов А.В.

Технология металлургического производства I. Конспекты лекций.- Шымкент: Южно-Казахстанский государственный университет им. М.Ауезова, 2012. -104с.
ISBN 978-601-255-063-4.

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

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

В конспектах лекций даны контрольные вопросы для самоконтроля знаний студента.

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

УДК 530.1(075.8)
ББК 22.333я73

ISBN 978-601-255-063-4.

© ЮКГУ им. М. Ауезова
© Колесников А.С., Протопопов А.В.

Содержание

Введение…….. 3
Лекция №1. Введение. Основы металлургического производства. Современное металлургическое производство и его продукция. Технология производства чугуна……... 5
Лекция №2. Процессы прямого получения железа из руд. Прямое восстановление железной руды с использованием атомной энергии….. 15
Лекция №3. Производство стали. Классификация способов производства стали. Сущность сталеплавильных процессов. Процессы изготовления стали в подовых плавильных печах. Мартеновский процесс, классификация. Конструкция мартеновской печи и технология выплавки стали……. 18
Лекция №4. Производство стали в кислородных конвертерах. Раскисление. Легирование……... 24
Лекция №5. Процесс LDAC (OPL). Процесс Калдо. Роторный процесс. Томасовскип процесс. Кислородный конвертор с нижним дутьем…..... 27
Лекция №6. Производство стали в электропечах. Общие представления о электропечах, классификация электропечей для выплавки стали. Дуговые печи для выплавки стали, технология и разновидности процесса. Индукционные плавильные печи. Печи сопротивления……... 33
Лекция №7 Способы повышения качества стали. Процессы вакуумной обработки жидкой стали. Методы промывки жидкой стали газами. Методы обработки жидкой стали синтетическими шлаками в ковше. Электрошлаковый переплав (ЭШП). Вакуумно-дуговой переплав (ВДП)…….. 38
Лекция №8. Процессы непрерывного производства стали. Классификация, преимущества и недостатки……... 44
Лекция №9. Слитки и разливка стали. Способы разливки стали. Преимущества и недостатки способов разливки стали……. 50
Лекция №10. Оборудование для разливки стали……... 57
Лекция №11. Кристаллизация и строение стальных слитков……... 62
Лекция №12. Технология разливки спокойной, кипящей стали. Температура стали и скорость разливки……. 66
Лекция №13. Непрерывная разливка стали (НРС). Сущность непрерывной разливки. Разновидности установок НРС……... 71
Лекция №14. Технология разливки и производительность установок. Основные узлы установки. Качество металла и преимущества НРС….. 74
Лекция №15. Перспективы развития непрерывной разливки стали….. 80

Введение

Особенностью металлургической промышленности Казахстана как инновационного объекта являются высокие капитало-, материало, энергоемкость производств и продолжительность инвестиционного цикла.

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

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

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

Конспекты лекций «Технология металлургического производства-I» посвящены описанию теории и технологии цветных и черных металлов и их производств, а также закономерностям процессов, протекающим в агрегатах черной и цветной металлургии.

Лекция №1. Введение. Основы металлургического производства. Современное металлургическое производство и его продукция. Технология производства чугуна.

1 Современное металлургическое производство и ее продукция
2 Материалы для производства металлов и сплавов
3 Производство чугуна. Шихтовые материалы для доменной плавки.
4 Технология выплавки чугуна и конструкция доменной печи.
5 Продукты доменной плавки. Важнейшие технико-экономические показатели работы доменных печей.

Современное металлургическое производство представляет собой комплекс различных производств, базирующихся на месторождениях руд и коксующихся углей, энергетических комплексах и изображено на рисунке 1 и 2. Оно включает:

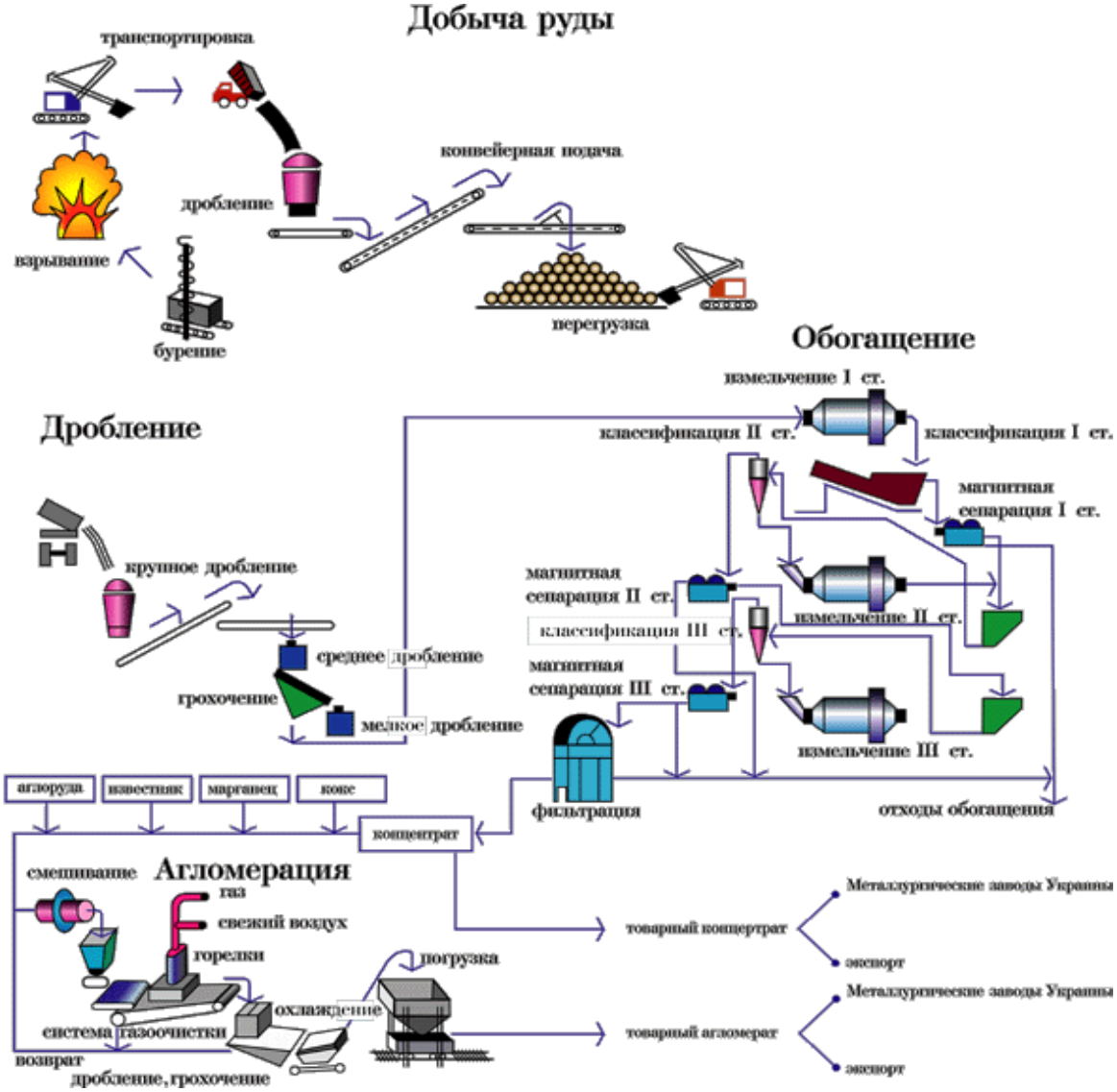


Рисунок 1 – Схема добычи и подготовки шихты к металлургической переработки

– шахты и карьеры по добыче руд и каменных углей;

– горно-обогатительные комбинаты, где обогащают руды, подготавливая их к плавке (рисунок 1);

– коксохимические заводы (рисунок 2) (подготовка углей, их коксование и извлечение из них полезных химических продуктов);

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

– доменные цехи для выплавки чугуна (рисунок 3) и ферросплавов или цехи для производства железорудных металлизованных окатышей;

– заводы для производства ферросплавов;

– сталеплавильные цехи (рисунок 3) (конвертерные, мартеновские, электросталеплавильные);

– прокатные цехи (рисунок 3) (слиток в сортовой прокат).

Основная продукция чёрной металлургии:

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

– железорудные металлизованные окатыши для выплавки стали;

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

– стальные слитки для производства проката,

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

Основная продукция цветной металлургии:

– слитки цветных металлов для производства проката;

– слитки для изготовления отливок на машиностроительных заводах;

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

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

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

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

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

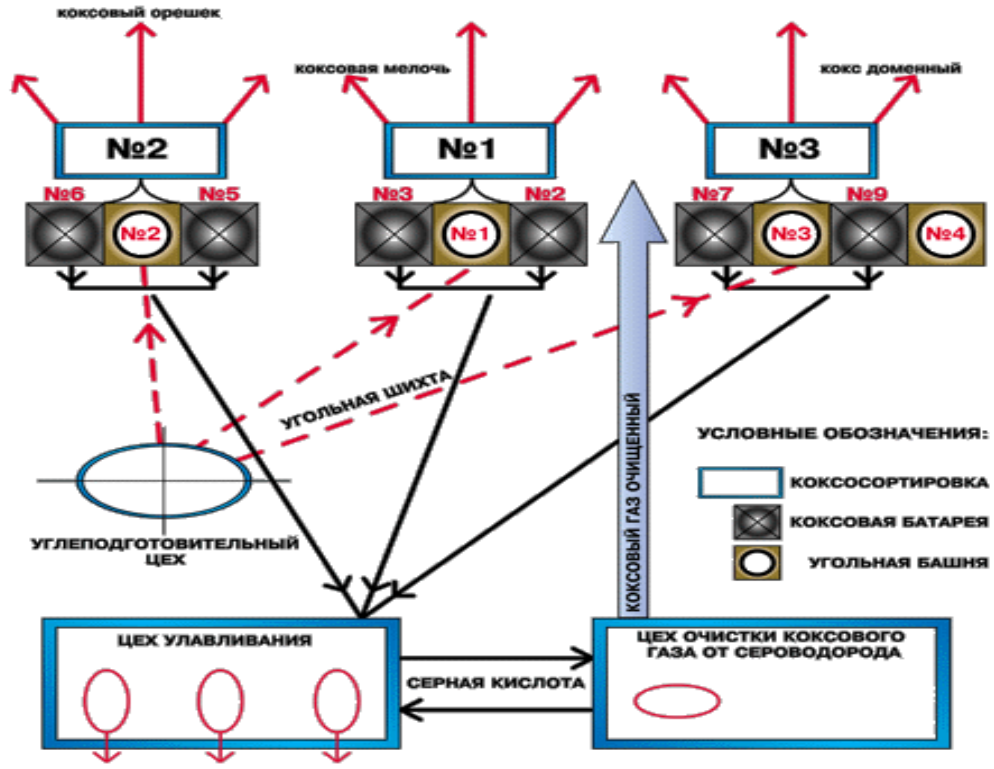


Рисунок 2 – Комплекс по подготовки углей для металлургического производства

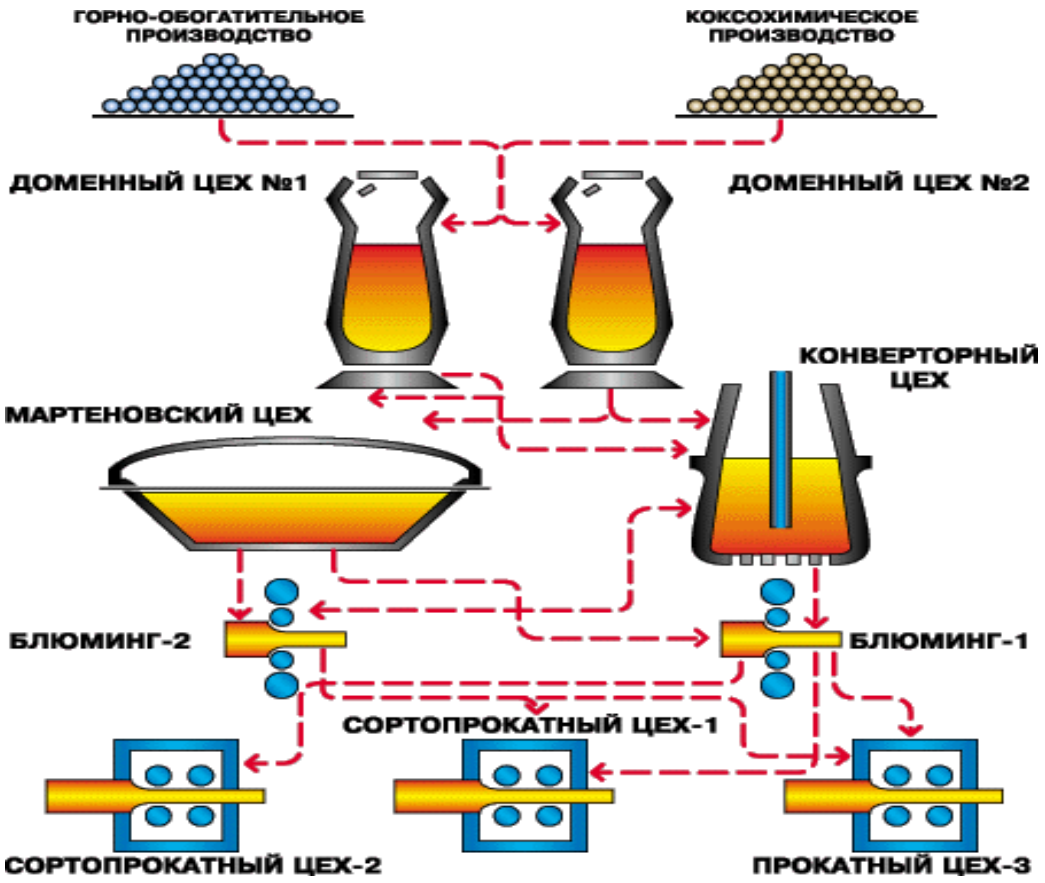


Рисунок 3 – Металлургическое производство чугуна, стали и проката

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

К железным рудам относятся:

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

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

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

Марганцевые руды применяются для выплавки сплава железа с марганцем – ферромарганца (10…82% Mn), а также передельных чугунов, содержащих до 1% марганца. Марганец в рудах содержится в виде окислов и карбонатов: $MnO_2, Mn_2O_3, Mn_3O_4 MnCO_3$ и др..

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

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

Флюсом является известняк $CaCO_3$ или доломитизированный известняк, содержащий $CaCO_3$ и $MgCO_3$, так как в шлак должны входить основные оксиды (CaC, MgO), которые необходимы для удаления серы из металла.

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

Метод подготовки зависит от качества руды.

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

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

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

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

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

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

При агломерации шихту, состоящую из железной руды (40…50%), известняка (15…20%), возврата мелкого агломерата (20…30%), коксовой мелочи (4…6 %), влаги (6…9 %), спекают на агломерационных машинах при температуре 1300…1500°С. При спекании из руды удаляются вредные примеси (сера, мышьяк), разлагаются карбонаты, и получается кусковой пористый офлюсованный агломерат,

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

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

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

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

При выплавке чугуна решаются задачи:

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

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

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

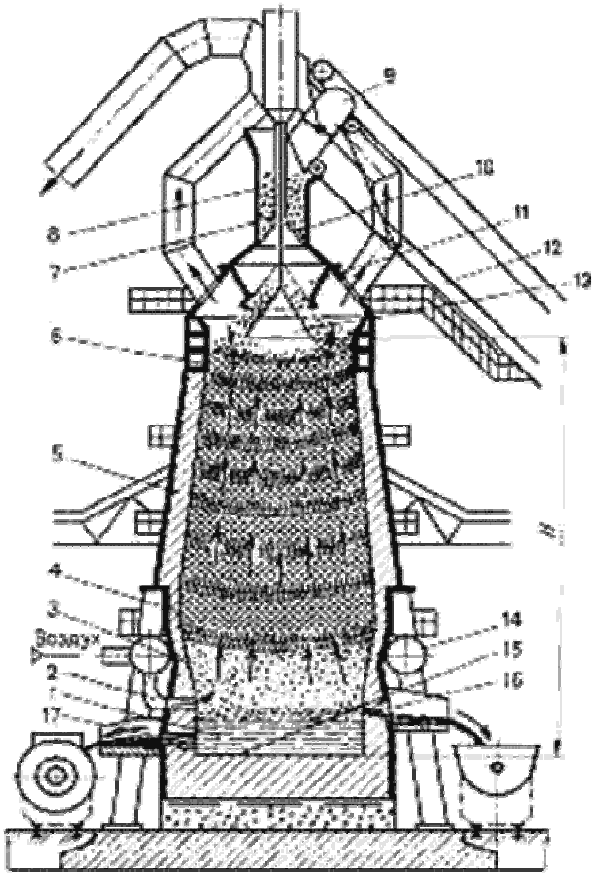


Рисунок 4 - Устройство доменной печи

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

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

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

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

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

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

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

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

Продукты сгорания взаимодействуют с раскаленным коксом по реакциям:

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

Образуется смесь восстановительных газов, в которой окись углерода CO является главным восстановителем железа из его оксидов. Для

увеличения производительности подаваемый в доменную печь воздух увлажняется, что приводит к увеличению содержания восстановителя.

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

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

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

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

$$Fe_2O_3 \rightarrow Fe_3O_4 \rightarrow FeO \rightarrow Fe$$

Температура определяет характер протекания химических реакций.

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

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

$$FeO + C = Fe + CO - Q$$

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Продукты доменной плавки. Основным продуктом доменной плавки является чугун.

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

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

Кроме чугуна в доменных печах выплавляют

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

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

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

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

Важнейшие технико-экономические показатели работы доменных печей

1. Коэффициент использования полезного объёма доменной печи ***(КИПО)*** – это отношение полезного объема печи *V* (м3) к ее среднесуточной производительности Р (т) выплавленного чугуна.

$$КИПО = \frac{V}{P} \text{ (м}^3\text{/т)}$$

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

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

$$K = \frac{A}{P}$$

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

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

Рекомендуемая литература:

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

2 Ефименко Г.Г., Гиммельфарб А.А., Левченко В.Е. Металлургия чугуна.- Киев.: Высшая школа.- 1974.

3 http:// www.metallurgy.at.ua

4 http://www.arcelormittal.kz

5 http://www.metall.kz

6 http://www.metall-invest.kz

7 Туркдоган Е.Т. Физическая химия высокотемпературных процессов. –М.: Металлургия. 1985 -344с.

8 Металлургия чугуна: Учебник для вузов (Под редакцией Ю.С.Юсфина) – М.: ИКЦ «Академ книга).- 2004.- с. 774.- 8 экз.

Контрольные вопросы:

1 История развития производства железа и сплавов на его основе.

2 Классификация металлургических процессов получения черных металлов.

3 Классификация черных металлов.

4 Классификация руд черных металлов. Подготовка руд к переработке.

5 Характеристика материалов доменной плавки.

6 Классификация железо-марганцевых руд.

7 Процессы окускования железорудного сырья.

8 Производство окатышей. Процессы агломерации.

9 Флюсы для доменной плавки. Их состав и назначение.

10 Доменный процесс. Его особенности.

11 Топливо доменной печи. Процесс горения топлива.

12 Технико-экономические показатели работы доменных печей.

Лекция №2. Процессы прямого получения железа из руд.

Прямое восстановление железной руды с использованием атомной энергии.

1 Процессы прямого получения железа из руд.

2 Классификация методов получения губчатого железа.

3 Прямое восстановление железной руды с использованием атомной энергии.

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

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

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

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

Метод производства губчатого железа.

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

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

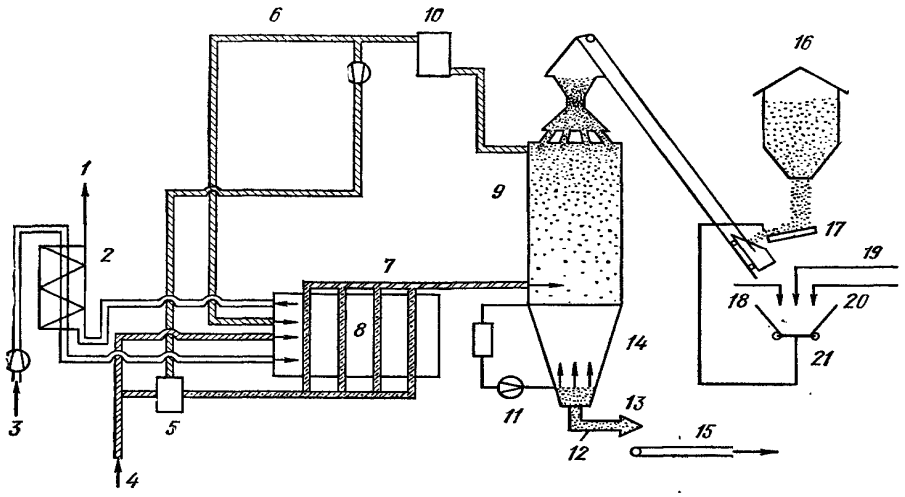
Классификация по методам получения:

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

Б. Получение в кипящем слое. Измельченную железную руду с частицами величиной от 0,05 до 3,5 мм и в ряде случаев соответствующим образом измельченные прокатную и другие виды окалины обрабатывают

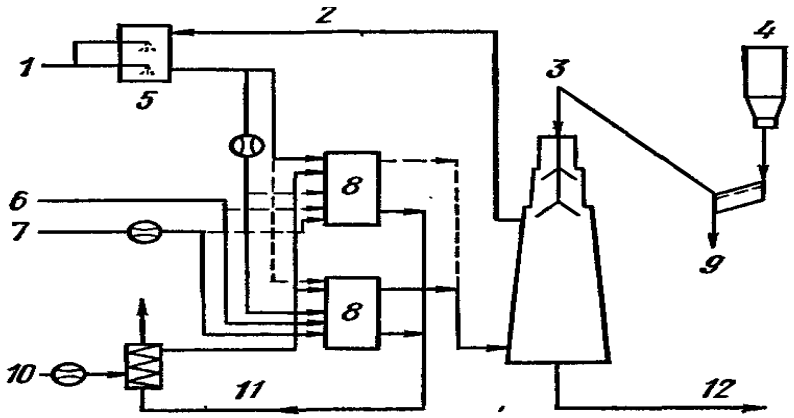
в реакторе. Навстречу опускающимся твердым частицам движется поток нагретого восстановительного газа, при этом происходит восстановление.

В. Получение во вращающихся трубчатых печах. Шихту загружают со стороны более высоко расположенного торца наклонно установленной трубчатой печи; при вращении печи шихта непрерывно перемешивается и перемещается по наклону вниз, нагреваясь и восстанавливаясь в потоке реакционного газа.



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

Рисунок 5 – Производство губчатого железа в твердой фазе (в шахтной печи)



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

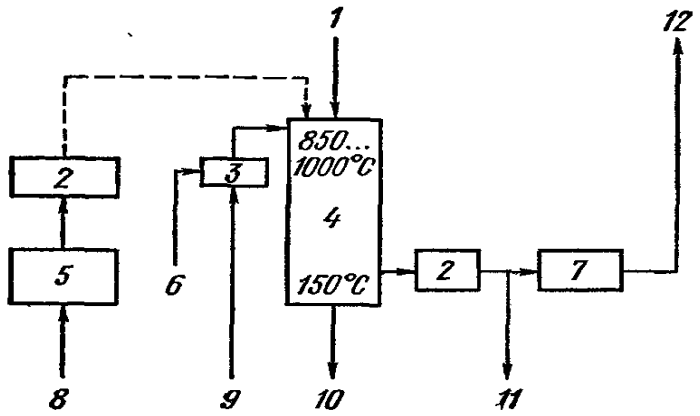
Рисунок 6 – Получение губчатого железа в кипящем слое

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

б) Способ Пурофер. Основан иа принципе работы шахтной печи (рисунок 6). Восстановительный газ получается из природного или коксового газа (неполное сгорание), содержит 40% H_2, 19% CO, 38% N_2.

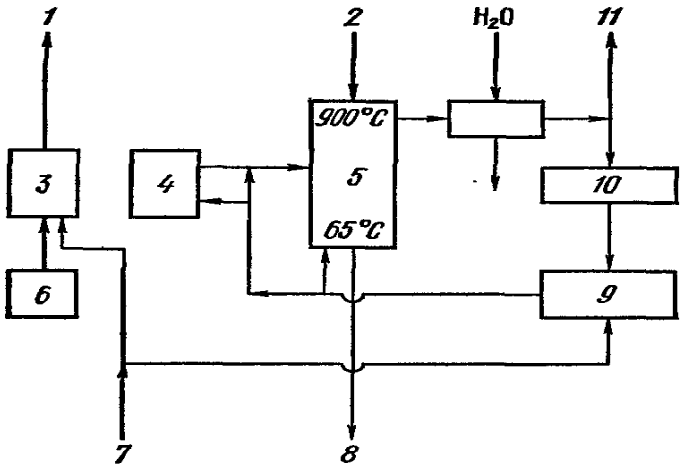
в) Способ Хил. Основан на принципе работы шахтной печи (рисунок 7) Восстановительный газ состоит из 15 % H_2 и 85% CO. Образуется при взаимодействии метана с водяным паром.

г) Способ Армко. Основан на принципе работы шахтной печи (рисунок 8). Реакционный газ состоит из H_2 и CO. Получается в результате реакции природного газа с охлажденным и просушенным доменным газом.



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

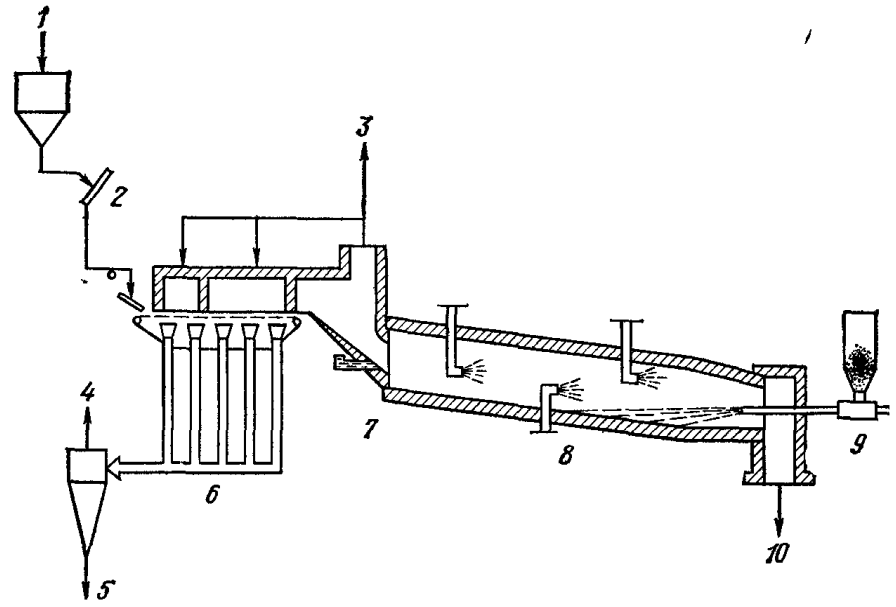
Рисунок 7 – Производство губчатого железа во вращающихся трубчатых печах



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

Рисунок 8 – Производство губчатого железа по способу Армко

д) Способ SL/RN. Основан на принципе работы вращающейся трубчатой печи (рисунок 9). Применяется твердый восстановитель.



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

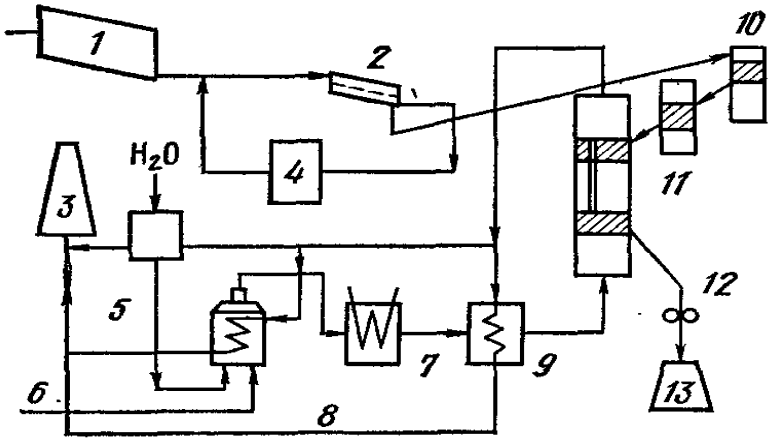
Рисунок 9 – Производство губчатого железа по способу SL/RN

е) Способ HIB (Nu-Iron или US-Steel). Основан на принципе кипящего слоя (рисунок 10). Восстановление конвертированным природным газом. Восстановительный газ содержит ~85 % H_2. Образующийся порошок железа брикетируется.

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

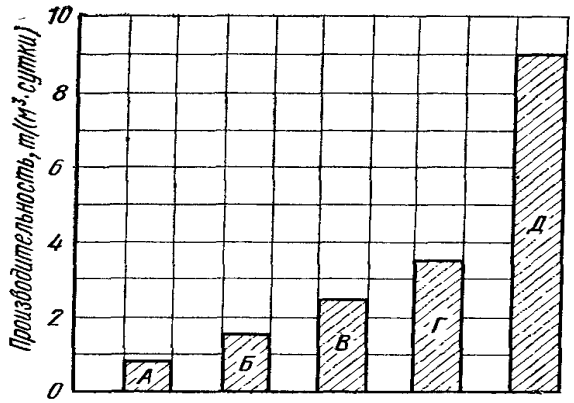
По сравнению со всеми другими основными методами восстановления (включая доменный процесс) метод прямого восстановления в шахтной печи имеет лучшие показатели по производительности (рисунок 11). Последующее развитие этого метода зависит от стоимости и доступности (наличия) природного газа или других природных видов топлива, а также от затрат на производство восстановительного газа. Новый подход к оценке методов прямого

восстановления возникает при использовании тепловой мощности ядерных реакторов.



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

Рисунок 10 – Производство губчатого железа по способу HIB (Nu-Iron или US-Steel)



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

Рисунок 11 – Сравнительный анализ по производительности установок прямого восстановления железа, включая доменный процесс

Получение губчатого железа в капсулах-тиглях. Используют карбидокремниевые капсулы диаметром 500мм и высотой 1500 мм. Шихта загружается концентрическими слоями. Внутренняя часть капсулы заполнена восстановителем – измельченным твердым топливом и известняком (10…15%) для удаления серы. Второй слой – восстанавливаемая измельченная руда или концентрат, окалина, затем еще один концентрический слой – восстановителя и известняка.

Установленные на вагонетки капсулы медленно перемещаются в туннельной печи длиной до 140 м, где происходит нагрев, выдержка при 1200°С и охлаждение в течение 100 часов.

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

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

Сильно сжатый газообразный гелий нагревается в атомном реакторе / до ~ 1200°С и отдает часть своего тепла в теплообменнике 2 твердому, жидкому или газообразному топливу, которое вследствие термического разложения образует горячий восстановительный газ с высоким содержанием Н2 или СО. Другая часть тепла по- средством газовой турбины превращается в электрическую энергию. Восстановительный газ поступает в реактор 3, где происходит восстановление руды до губчатого железа [135]. Схемы доменного процесса и процесса прямого восстановления железа с использованием тепла атомных реакций показаны на рисунке 12 и 13. соответственно. До настоящего времени процесс широкого технического применения не имеет, так как необходимы большие и дорогостоящие предварительные работы. Строительство первого металлургического комбината, где будет использоваться атомная энергия, планируется начать в 1985 г. [135]. Предполагается в главной технологической линии объединить прямое восстановление руды до губчатого железа и его переработку в сталь в дуговых электропечах. Другие возможные случаи применения: производство восстановительного газа для доменного процесса, электролиз.

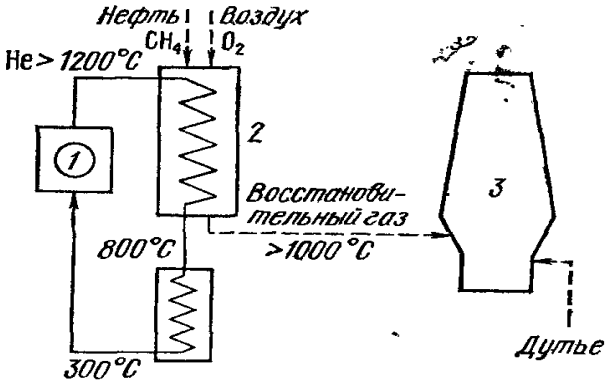


Рисунок 8 - Схемы доменного процесса с использованием тепла атомных реакций

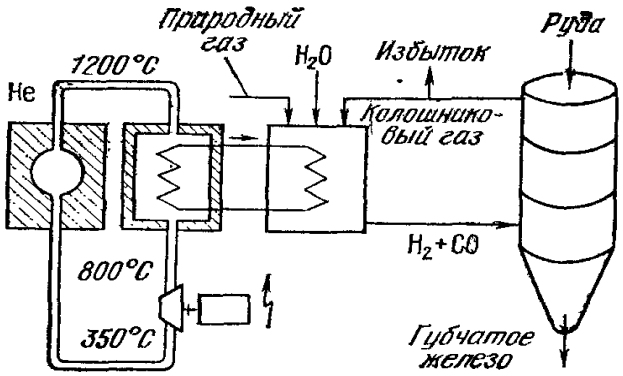


Рисунок 13 - Схемы процесса прямого восстановления железа с использованием тепла атомных реакций

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

3 http:// www.metallurgy.at.ua

4 http://www.arcelormittal.kz

5 http://www.metall.kz

6 http://www.metall-invest.kz

Контрольные вопросы:

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

Лекция 3. Производство стали. Классификация способов производства стали. Сущность сталеплавильных процессов. Процессы изготовления стали в подовых плавильных печах. Мартеновский процесс, классификация. Конструкция мартеновской печи и технология выплавки стали.

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

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

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

Методы последующей обработки обычной выплавляемой стали:

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

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

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

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

и) Добавление легирующих элементов в соответствии с установленными требованиями.

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

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

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

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

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

Сущность процесса сталеплавильных процессов. Стали – железоуглеродистые сплавы, содержащие практически до 1,5% углерода,

при большем его содержании значительно увеличиваются твёрдость и хрупкость сталей и они не находят широкого применения.

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

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

$$2Fe + O_2 = 2FeO + Q.$$

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

Процессы выплавки стали осуществляют в три этапа.

Первый этап – расплавление шихты и нагрев ванны жидкого металла.

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

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

$$2P + 5FeO + 4CaO \rightarrow (CaO)_4 \times P_2O_5 + 5Fe$$

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

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

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

$$FeC+C=CO+Fe-Q.$$

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

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

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

$$FeS+CaO=CaS+FeO$$

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

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

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

Сталь раскисляют двумя способами: осаждающим и диффузионным.

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

В результате раскисления восстанавливается железо и образуются оксиды: MnO, SiO_2, Al_2O_5, которые имеют меньшую плотность, чем сталь, и удаляются в шлак.

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

сталь, при этом в стали снижается содержание неметаллических включений и повышается ее качество.

В зависимости от степени раскисления выплавляют стали:

а) спокойные,

б) кипящие,

в) полуспокойные.

Спокойная сталь получается при полном раскислении в печи и ковше.

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

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

Образующийся оксид углерода CO выделяется из стали, способствуя удалению из стали азота и водорода, газы выделяются в виде пузырьков, вызывая её кипение. Кипящая сталь не содержит неметаллических включений, поэтому обладает хорошей пластичностью.

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

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

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

Классификация

а) По способу эксплуатации на стационарные и качающиеся печи.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Рудный процесс (с низкофосфористым чугуном) с одной печью.

Шихта: добавка жидкого чугуна достигает 80%. Остальное - руда, скрап, известь. В США при загрузке чугуна в количестве, превышающем 60 %, применяют кислородное дутье через фурму, проходящую сквозь свод печи. При этом часовая производительность 300-т печи 40 - 45 т. Наиболее экономичен состав шихты, в - котором чугуна ~ 60%. Добавки скрапа, руды и извести определяются в зависимости от содержания Si и P в чугуне. В результате активно протекающих реакций (со вспениванием шлака) образуется первичный шлак, обогащенный Fe, Mn, Si, P («сбегающий»). После добавки извести и руды плавка идет по обычному режиму (кипение ванны и доводка стали). Процесс применяют главным образом для производства массовых сортов стали. То же, но с окислительной и доводочной печами. Шихта такая же, как и при процессе в одной печи.

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

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

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

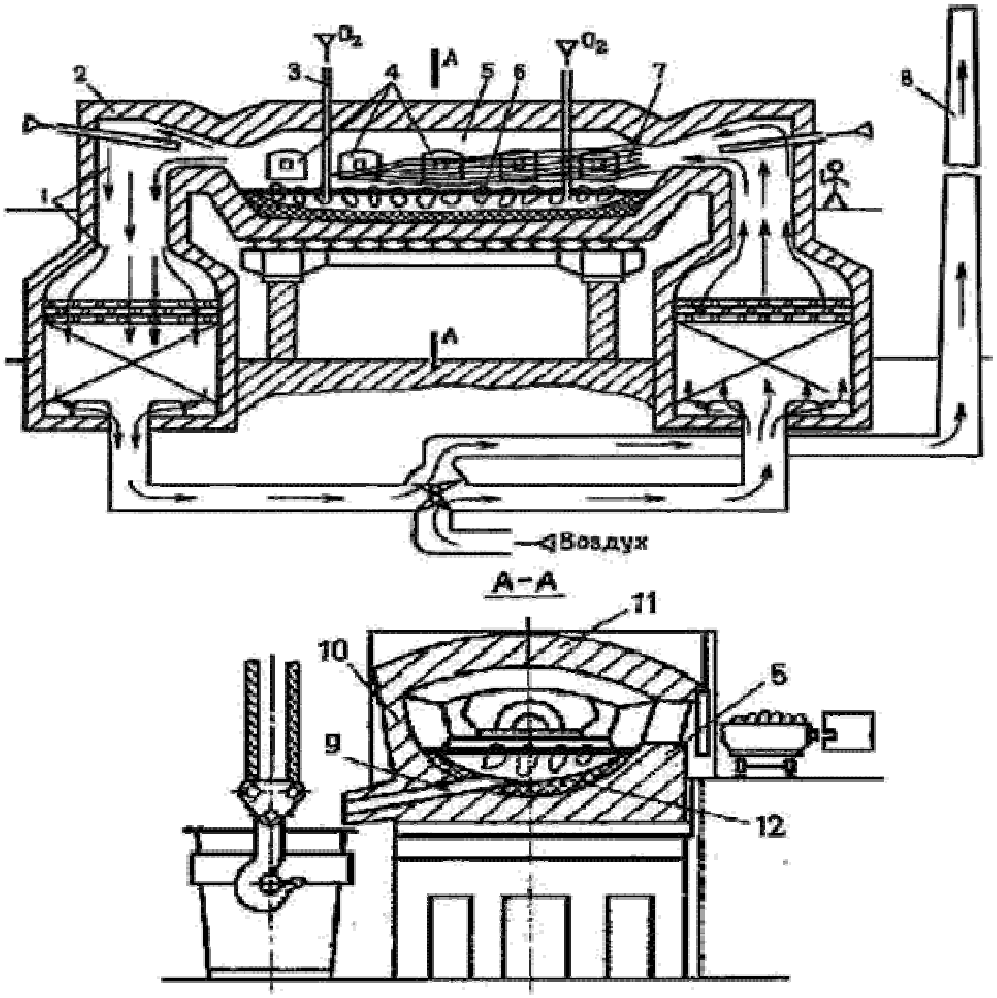
Производство стали в мартеновских печах

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

Мартеновская печь (рисунок 14) по устройству и принципу работы является пламенной отражательной регенеративной печью. В плавильном пространстве сжигается газообразное топливо или мазут. Высокая температура для получения стали в расплавленном состоянии обеспечивается регенерацией тепла печных газов.

Современная мартеновская печь представляет собой вытянутую в горизонтальном направлении камеру, сложенную из огнеупорного кирпича. Рабочее плавильное пространство ограничено снизу подиной 12, сверху сводом 11, а с боков передней 5 и задней 10 стенками. Подина имеет форму ванны с откосами по направлению к стенкам печи. В передней стенке имеются загрузочные окна 4 для подачи шихты и флюса, а в задней – отверстие 9 для выпуска готовой стали.

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



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

Рисунок 14 - Схема мартеновской печи

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

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

Отходящие от печи газы имеют температуру 1500…1600°С. Попадая в регенератор, газы нагревают насадку до температуры 1250°С. Через один из регенераторов подают воздух, который проходя через насадку нагревается до 1200°С и поступает в головку печи, где смешивается с

топливом, на выходе из головки образуется факел 7, направленный на шихту 6.

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

Охлажденные газы покидают печь через дымовую трубу 8.

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

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

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

Футеровка печи может быть основной и кислой. Если в процессе плавки стали, в шлаке преобладают основные оксиды, то процесс называют **основным** мартеновским процессом, а если кислые – **кислым**.

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

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

Для удаления серы наводят новый шлак, подавая на зеркало металла известь с добавлением боксита для уменьшения вязкости шлака. Содержание CaO в шлаке возрастает, а Fe_2O уменьшается.

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

Затем проводят раскисление металла в два этапа. Сначала раскисление идет путем окисления углерода металла, при одновременной подаче в ванну раскислителей – ферромарганца, ферросилиция, алюминия. Окончательное раскисление алюминием и ферросилицием

осуществляется в ковше, при выпуске стали из печи. После отбора контрольных проб сталь выпускают в ковш.

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

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

Стали содержат меньше водорода и кислорода, неметаллических включений. Следовательно, кислая сталь имеет более высокие механические свойства, особенно ударную вязкость и пластичность, ее используют для особо ответственных деталей: коленчатых валов крупных двигателей, роторов мощных турбин, шарикоподшипников.

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

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

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

С укрупнением печей увеличивается их экономическая эффективность.

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

Контрольные вопросы:

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

Лекция №4. Производство стали в кислородных конвертерах. Раскисление. Легирование.

1 Сущность технологии производства стали в кислородных конвертерах.

2 Раскисление. Легирование.

Процесс выплавки стали из передельного чугуна посредством продувки кислородом сверху (процесс Linz - Donawitz). Технически

чистый кислород продувается через охлаждаемую водой трубу (фурму) с медным соплом в жидкий металл (рисунок 15). При этом окисляются и ошлаковываются вредные примеси. Окисление поставляет достаточное количество тепла. Для ведения процесса без дополнительного подвода тепла извне. Кислород: 99,5 - 99,8% O_2.

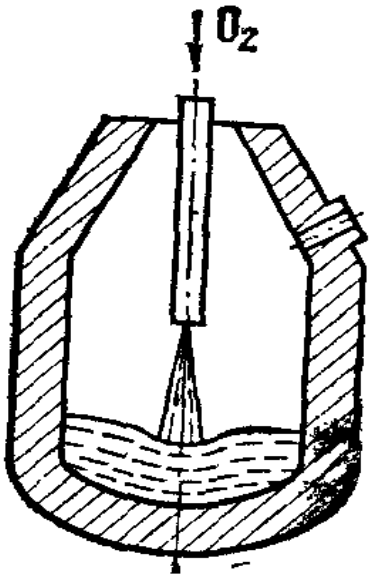


Рисунок 15 – Схема продувки металла в конвертере

Достоинства этого метода:

1. Стоимость переработки чугуна примерно на 50% меньше, чем при мартеновском процессе.
2. Возможность добавлять большие количества скрапа и руды.
3. Высокая производительность.
4. Низкое содержание азота в стали (-0,004%).
5. Качественные характеристики такие же, как при мартеновском производстве.

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

Охлаждение:

1. Охлаждение скрапом. Добавка до 30%. Скрап загружается совместно с флюсом (для образования шлака) перед заливкой жидкого чугуна.
2. Охлаждение рудой. Добавка до 10%. Быстрое образование активного шлака. Имеет преимущество по сравнению с добавлением скрапа, так как экономится время загрузки. Загрузка производится вместе с известью в пустой конвертор.
3. Охлаждение губчатым железом.
4. Охлаждение известняком (мягкое). Примечание: скрап и руда взаимозаменяемы. Эквивалентное соотношение относительно охлаждающего действия - Скрап: руда = 3,5 : 1,0

Окисление. Ход окисления примесей при продувке кислородом сверху показан на рисунке 16.

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

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

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

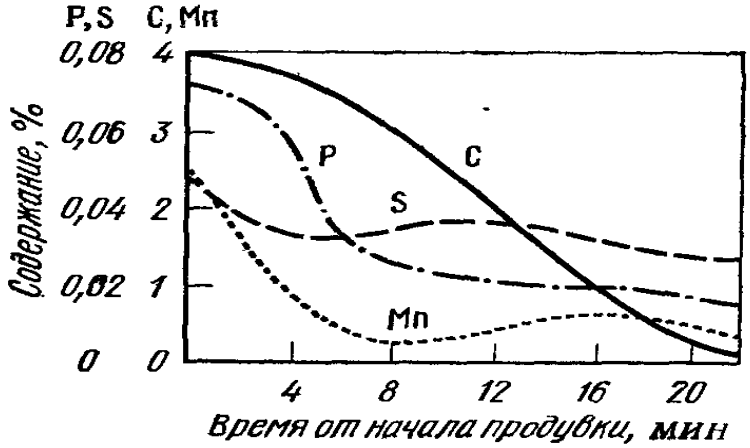


Рисунок 16 – Характер окисления примесей чугуна при продувке в кислородном конвертере

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

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

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

а) Конструкция - кислородно-конверторный цех, разрез, сталеплавильный завод 2 в Линце, Австрия (рисунок 17).

б) Профили кислородных конверторов. Конверторы старых конфигураций (рисунок 18, а) по форме близки к бессемеровскому и томасовскому. Современные конверторы (рисунок 18, б) усовершенствованы с целью снижения износа футеровки, увеличения подачи кислорода и увеличения емкости.

в) Огнеупорная футеровка. Только основная, состоящая из доломита, магнезита или других огнеупорных материалов, у которых содержание MgO соответствует интервалу между содержанием его в доломите и магнезите, изготавливается на смоляной связке или спеканием. В последнее время применяют так называемые «улучшенные» огнеупорные

материалы (с оптимальным содержанием С для повышения устойчивости к разрушающему воздействию шлаков). Расход огнеупоров составляет 2,7 - 5 кг/т стали. Схема футеровки 30-т конвертора показана на рисунке 19.

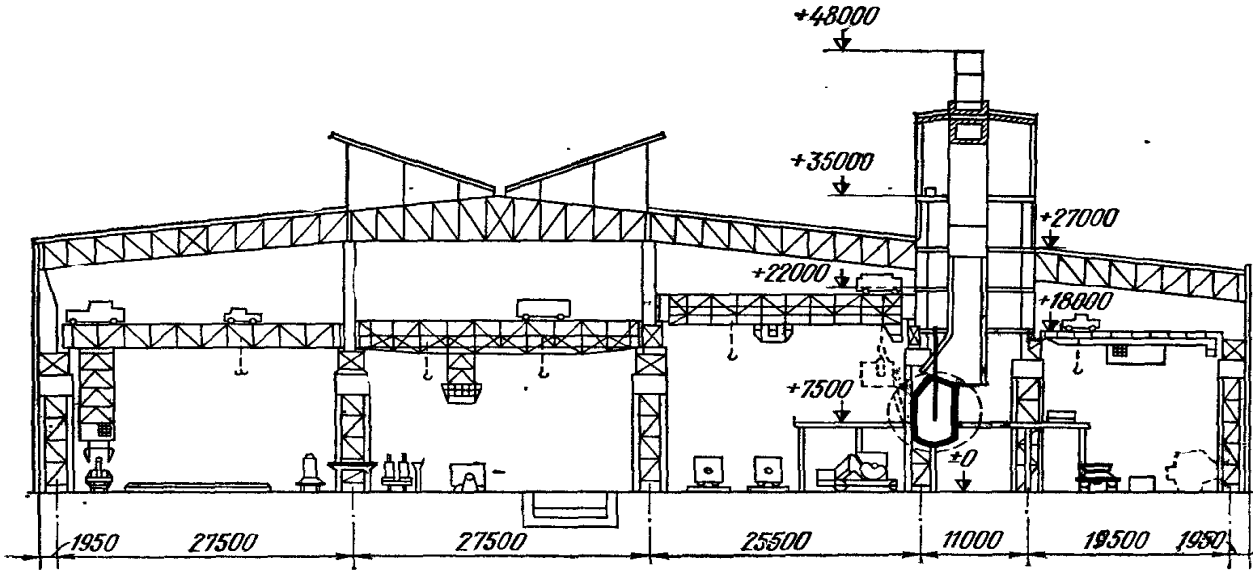
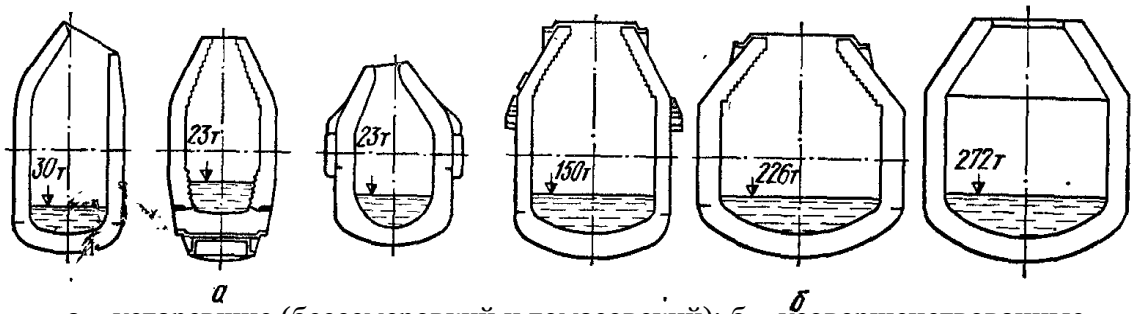
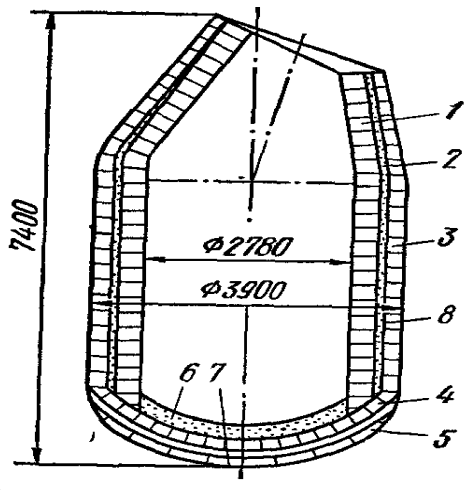


Рисунок 17 – Разрез кислородно-конвертерного цеха



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

Рисунок 18 – Профили кислородных конвертеров

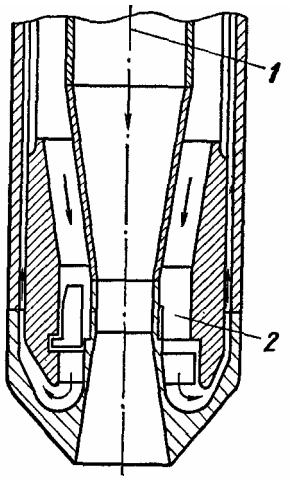


1 – смолодоломитовые блоки (≈ 70 % MgO); 2 – Промежуточный слой из смолодоломитовой массы; 3 – стандартный магнезитовый кирпич; 4 – магнезитовый кирпич VR-1; 5 – два слоя магнезитового кирпича; 6 – утрамбованная смолодоломитовая масса; 7 – шамотный кирпич.

Рисунок 19 – Схема футеровки конвертера

г) Дутьевое сопло (фурмы) конвертора LD показано на рисунке 20. В больших конверторах кислород продувают через несколько сопел, в малых - через одно.

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



1 – кислород; 2 – водяное охлаждение

Рисунок 20 – Кислородная продувочная фурма

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

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

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

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

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

Последовательность технологических операций при выплавке стали в кислородных конвертерах представлена на рисунке 21.

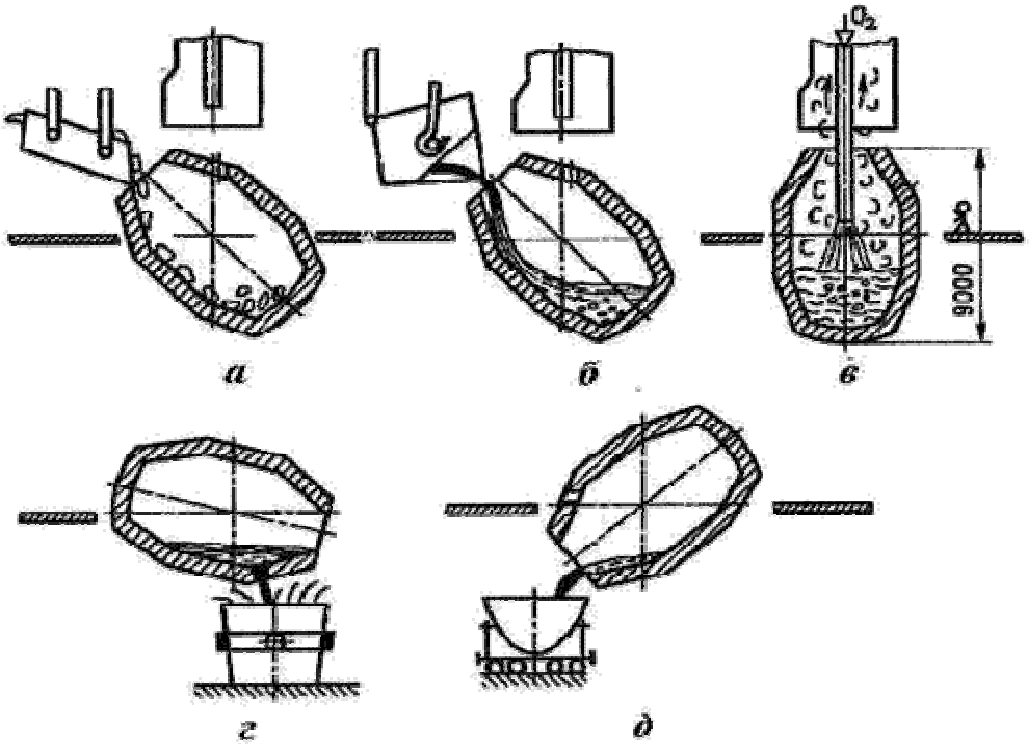


Рисунок 21 - Последовательность технологических операций при выплавке стали в кислородных конвертерах

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

Перед плавкой конвертер наклоняют, с помощью завалочных машин загружают скрап (рисунок 21, а), заливают чугун при температуре 1250…1400°С (рисунок 21, б).

После этого конвертер поворачивают в рабочее положение (рисунок 21, в), внутрь вводят охлаждаемую фурму и через не подают кислород под давлением 0,9…1,4 МПа. Одновременно с началом продувки загружают известь, боксит, железную руду. Кислород проникает в металл, вызывает его циркуляцию в конвертере и перемешивание со шлаком. Под фурмой развивается температура 2400°С. В зоне контакта кислородной струи с металлом окисляется железо. Оксид железа растворяется в шлаке и металле, обогащая металл кислородом. Растворенный кислород окисляет кремний, марганец, углерод в металле, и их содержание падает. Происходит разогрев металла теплотой, выделяющейся при окислении.

Фосфор удаляется в начале продувки ванны кислородом, когда ее температура невысока (содержание фосфора в чугуне не должно превышать 0,15%). При повышенном содержании фосфора для его удаления необходимо сливать шлак и наводить новый, что снижает производительность конвертера.

Сера удаляется в течение всей плавки (содержание серы в чугуне должно быть до 0,07 %).

Подачу кислорода заканчивают, когда содержание углерода в металле соответствует заданному. После этого конвертер поворачивают и выпускают сталь в ковш (рисунок 21, г), где раскисляют осаждающим методом ферромарганцем, ферросилицием и алюминием, затем сливают шлак (рисунок 21, д).

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

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

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

Контрольные вопросы:

1 Классификация кислородно-конвертерных способов производства стали.

2 Шихтовые материалы и флюсы.

3 Особенности выплавки стали в кислородно-конвертерных печах.

Лекция №5. Процесс LDAC (OPL). Процесс Калдо. Роторный процесс. Томасовскип процесс. Кислородный конвертор с нижним дутьем.

1 Разновидности кислородно-конвертерного процессов (LDAC, OPL), Калдо.

2 Роторный процесс.

3Томасовский процесс.

4 Кислородный конвертор с нижним дутьем.

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

OPL - Oxygen (кислород), Poudre (порошок), Lance (фурма). При этом процессе образуется значительное количество фосфорных шлаков,

которые используют как удобрение. Принципиальная схема - продувка металла кислородом в смеси с порошкообразной известью (рисунок 22).

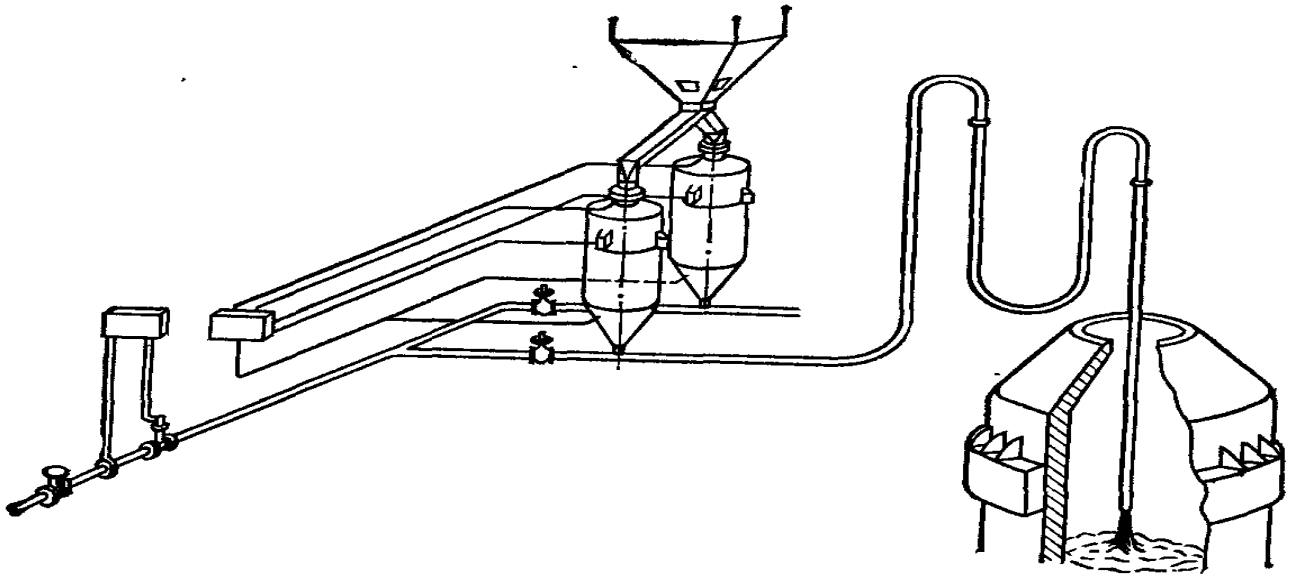


Рисунок 22 – Схема OPL процесса

Особенности процесса:

а) Переработка высокофосфористых (томасовских) сортов чугуна.

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

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

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

Технология: Шихта - томасовский чугун. Характеристики хода плавки показаны на рисунке 23.

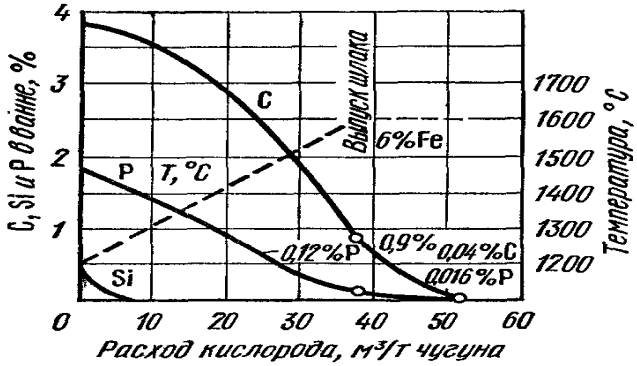


Рисунок 23 – Характер окисления примесей чугуна при продувке в фосфористого чугуна OPL- процессом

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

Стадии процесса - процесс прекращается при содержании [С] = 0,5-0,7% (рисунок 24):

1. Заливка чугуна.

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

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

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

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

6. Определение содержания С и температуры ванны.

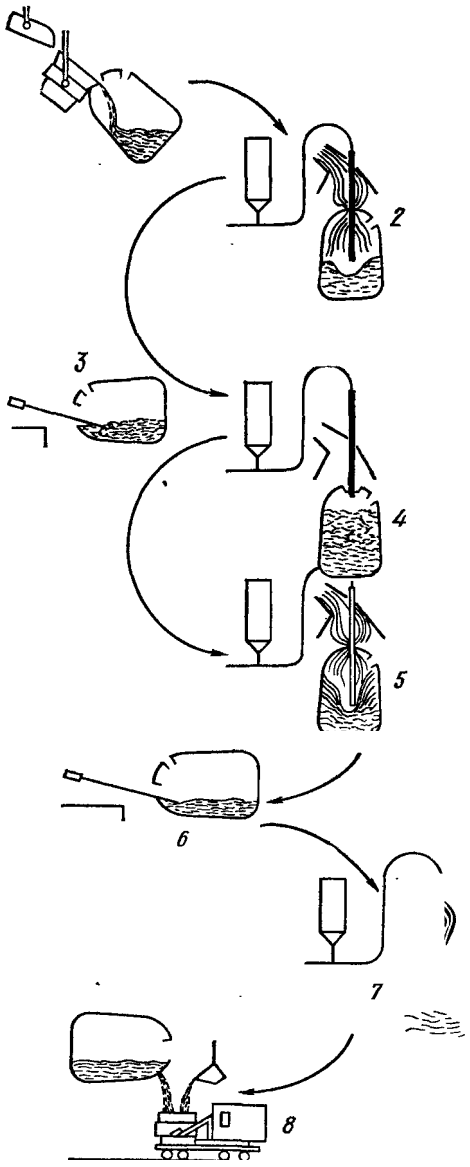


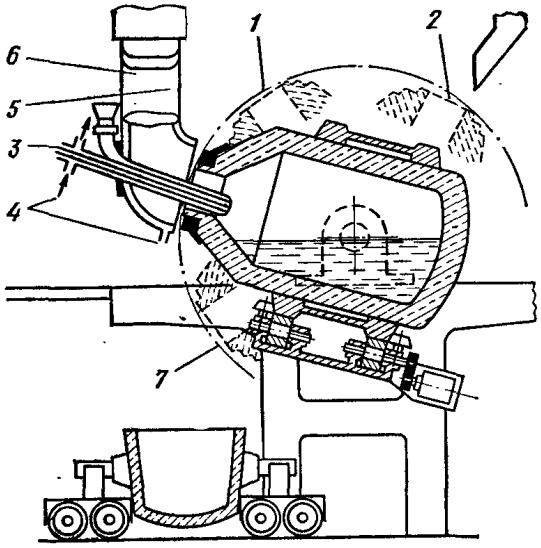
Рисунок 24 – Стадии процесса OPL

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

8. Выпуск стали.

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

Процесс Калдо. Процесс выплавки стали из передельного или томасовского чугуна посредством продувки кислородом сверху в наклонно установленном конверторе (рисунок 25).



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

Рисунок 25 – Схема и технология процесса Калдо

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

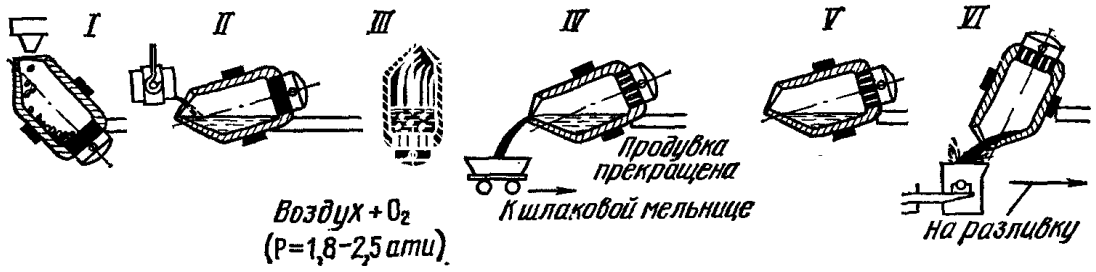
Уже в течение многих лет новые конверконверторы Калдо не строятся. Перспективы применения этого метода в будущем незначительны. Продукты производства - низкоуглеродистые нелегированные, спокойные и кипящие стали.

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

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

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

Принцип технологии выплавки изображен на рисунке 26. Последовательность выгорание примесей: кремний, марганец, углерод, фосфор. Почти полностью выгоревшие примеси переходят в шлак (за исключением углерода), главные компоненты газового потока: окись и двуокись углерода вместе с частицами шлака и брызгами железа: продувка должна начинаться до установки конвертера в вертикальное положение, чтобы избежать проникновения чугуна в сопла.



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

Рисунок 26 – Стадии выплавки стали в томасовском конвертере

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

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

Окисление. Процесс окисления контролируется следующими факторами:

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

б) высокой скоростью удаления углерода;

в) началом окисления фосфора в так называемой точке перехода, т. е. в тот момент, когда удаление углерода почти закончено и в наличии оказывается достаточное количество FeO для расплавления извести и окисления Р. Шлак. До «точки перехода» нет активного шлака. Первичные продукты окисления (SiO_2, MnO) поглощаются еще не растворившейся кусковой известью. Только к моменту «перехода»

образующаяся FeO оказывается в контакте с твердой известью (вследствие окончания окисления углерода) и может служить флюсом. Температура к этому моменту достигает 1450°С. При растворении извести образуется так называемый собирательный шлак, который связывает Р и окончательный состав которого соответствует ~ 50% CaO и 20-25% P_2O_5. Применяется как удобрение (томасовская мука).

Недостатки томасовского процесса:

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

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

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

4) пылеулавливание возможно только при очень больших затратах.

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

Кислородный конвертор с нижним дутьем. Процесс выплавки стали, при котором технически чистый кислород вместе с соответствующим жидким или газообразным охлаждающим веществом продувается через расплав чугуна (передельного или томасовского) снизу, через расположенные в днище конвертора фурмы (рисунок 27).

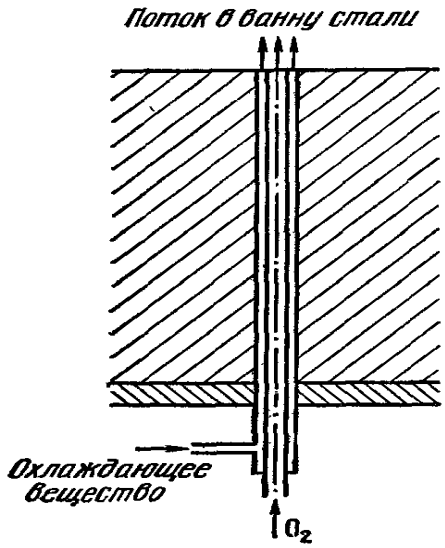


Рисунок 27 – Фурма для донной продувки

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

а) охлаждающее вещество свободно попадает в стальную ванну;

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

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

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

Технология. Сырье - фосфорсодержащие сорта чугуна.

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

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

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

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

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

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

3 http:// www.metallurgy.at.ua

4 http://www.arcelormittal.kz

Контрольные вопросы:

1 Особенности переработки фосфористых чугунов. Калдо и OPL процессов.

2 Особенности Роторного и Томасовского процесса.

3 Конвертерные процессы с донной продувкой.

Лекция №6. Производство стали в электропечах. Общие представления о электропечах, классификация электропечей для выплавки стали. Дуговые печи для выплавки стали, технология и разновидности процесса. Индукционные плавильные печи. Печи сопротивления.

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

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

3 Индукционные плавильные печи. Печи сопротивления.

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

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

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

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

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

г) Отсутствует вредное воздействие горючих газов.

д) Для ускорения процессов окисления возможно применение кислородного дутья.

е) Легко выполнима смена шлака.

ж) Лучше используются легирующие элементы.

з) Загрузка производится преимущественно твёрдой шихтой (скрап).

Плавильные электропечи имеют преимущества по сравнению с другими плавильными агрегатами:

а) легко регулировать тепловой процесс, изменяя параметры тока;

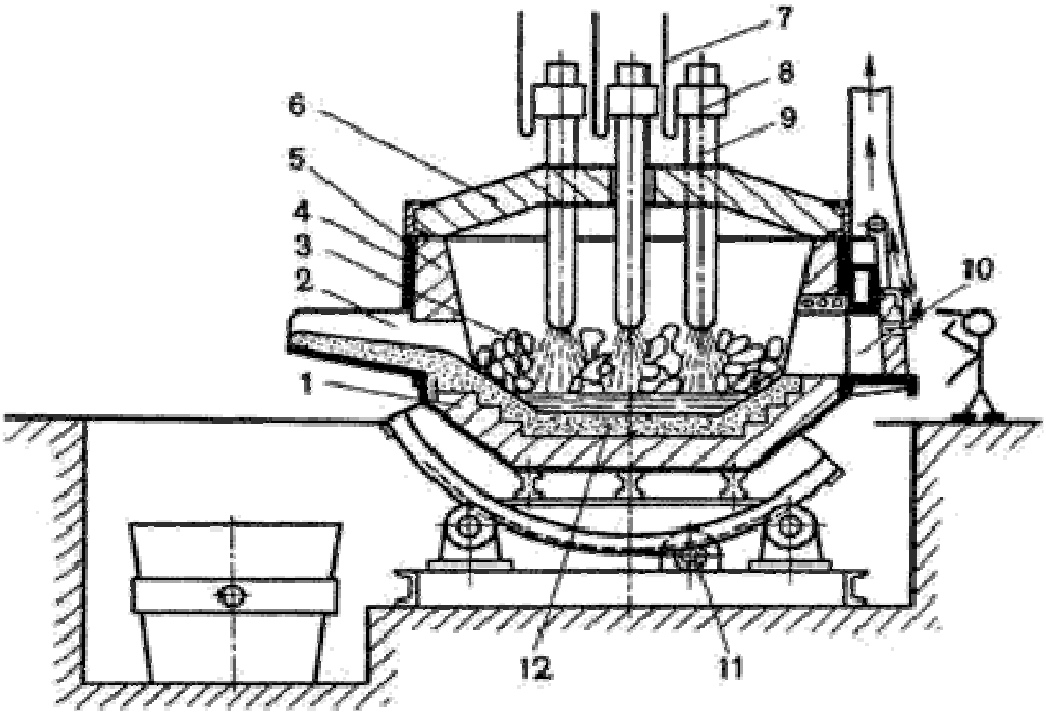
б) можно получать высокую температуру металла,

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

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

Различают дуговые и индукционные электропечи.

На рисунке 28 дана схема, иллюстрирующая принцип действия дуговой печи. Дуговая печь питается трёхфазным переменным током. Имеет три цилиндрических электрода *9* из графитизированной массы, закреплённых в электрододержателях *8*, к которым подводится электрический ток по кабелям *7*. Между электродом и металлической шихтой *3* возникает электрическая дуга. Корпус печи имеет форму цилиндра. Снаружи он заключён в прочный стальной кожух *4*, внутри футерован основным или кислым кирпичом *1*.



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

Рисунок 28 - Схема дуговой плавильной печи

Плавильное пространство ограничено стенками *5*, подиной *12* и сводом *6*. Съёмный свод *6* имеет отверстия для электродов. В стенке корпуса

рабочее окно *10* (для слива шлака, загрузки ферросплавов, взятия проб), закрытое при плавке заслонкой. Готовую сталь выпускают через сливное отверстие со сливным желобом *2*. Печь опирается на секторы и имеет привод *11* для наклона в сторону рабочего окна или желоба. Печь загружают при снятом своде.

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

В основной дуговой печи осуществляется плавка двух видов:

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

б) на углеродистой шихте (с окислением примесей).

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

Плавку на углеродистой шихте применяют для производства конструкционных сталей. В печь загружают шихту: стальной лом, чушковый передельный чугун, электродный бой или кокс, для науглероживания металлов и известь. Опускают электроды, включают ток. Шихта под действием электродов плавится, металл накапливается в подине печи. Во время плавления шихты кислородом воздуха, оксидами шихты и окалины окисляются железо, кремний, фосфор, марганец, частично, углерод. Оксид кальция из извести и оксид железа образуют основной железистый шлак, способствующий удалению фосфора из металла. После нагрева до 1500…1540°С загружают руду и известь, проводят период «кипения» металла, происходит дальнейшее окисление углерода. После прекращения кипения удаляют шлак. Затем приступают к удалению серы и раскислению металла заданного химического состава. Раскисление производят осаждением и диффузионным методом. Для определения химического состава металла берут пробы и при необходимости вводят в печь ферросплавы для получения заданного химического состава. Затем выполняют конечное раскисление алюминием и силикокальцием, выпускают сталь в ковш.

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

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

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

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

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

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

Восстановительный период плавки. Цель - снижение содержания кислорода и серы. Осуществляется скачиванием окислительного шлака, проведением предварительного раскисления (осаждающее раскисление - с использованием зеркального чугуна, FeMn, FeSi, MnSi), наведением восстановительного шлака из извести и плавикового шпата. При дополнительной добавке гранулированных FeSi, CaSi или Al из восстановительного шлака образуется белый шлак, при добавке кокса - карбидный шлак. Растворенные в металле окислы и сера диффундируют в шлак, где восстанавливаются и связываются (диффузионное раскисление). При увеличении длительности восстановительного периода повышается содержание водорода в шлаке.

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

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

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

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

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

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

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

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

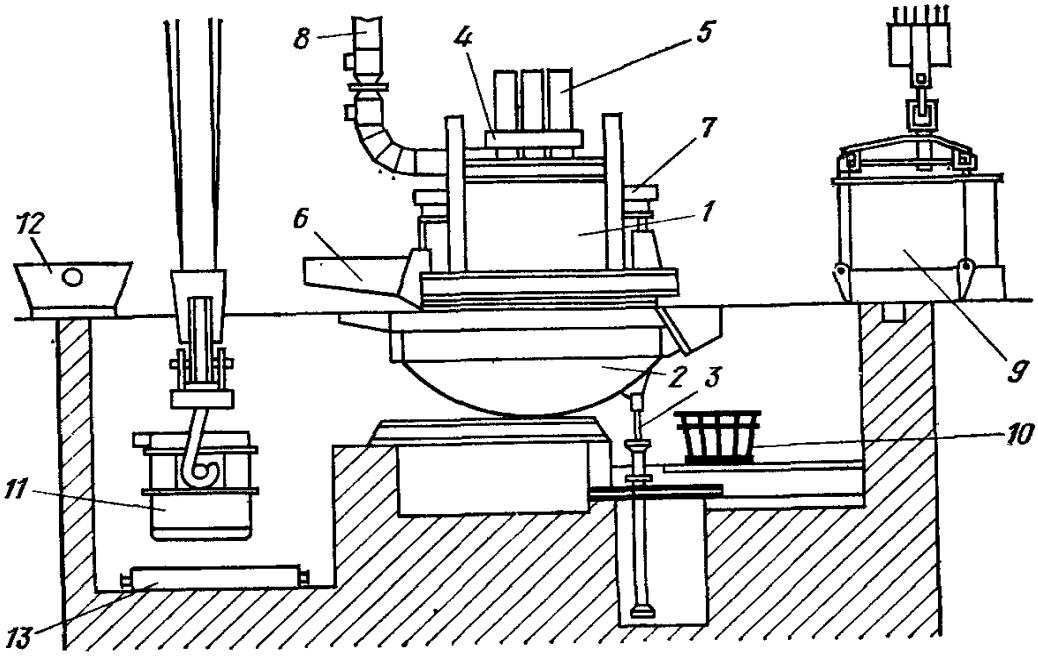
Индукционное перемешивание. Для ускорения процессов раскисления и удаления серы в восстановительном периоде плавки создается движение расплава под действием электромагнитного поля (вместо механического перемешивания). С этой целью под ванной располагается индуктор. Экономия времени в восстановительном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

Высокомощные печи УВМ (ультравысокой мощности). Печи, к которым подводится очень большая мощность. Классификация дуговых печей по мощности (рисунок 29), кВт/т: В печах наивысшей мощности продолжительность процесса расплавления составляет 1—1,5 ч (не более 2 ч).

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

Доминирующим среди электрометаллургических методов производства стали является процесс выплавки стали в основной дуговой печи. Это лучший метод производства высококачественных сталей. При увеличении емкости печей (до 500 т) может составить конкуренцию мартеновскому процессу в производстве сталей массового потребления.

Мировое производство электростали постоянно растет, но его доля в общем производстве стали увеличивается медленнее.



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

Рисунок 29 - Схема высокомощной дуговой печи

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

Вместимость от десятков килограммов до 30 тонн. Схема индукционной тигельной печи представлена на рисунке 33.

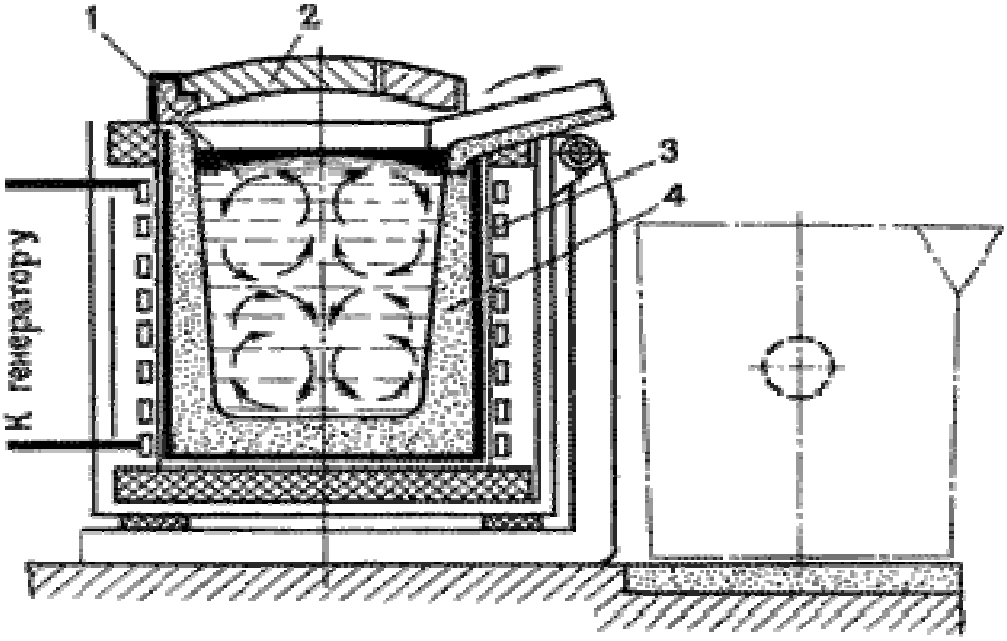
Печь состоит из водоохлаждаемого индуктора *3*, внутри которого находится тигель *4* (основные или кислые огнеупорные материалы) с металлической шихтой, через индуктор от генератора высокой частоты проходит однофазный переменный ток повышенной частоты (500…2000 Гц).

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

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

Под действием электромагнитного поля индуктора при плавке происходит интенсивная циркуляция жидкого металла, что способствует ускорению химических реакций, получению однородного по химическому

составу металла, быстрому всплыванию неметаллических включений, выравниванию температуры.



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

Рисунок 30 - Схема индукционной тигельной печи

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

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

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

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

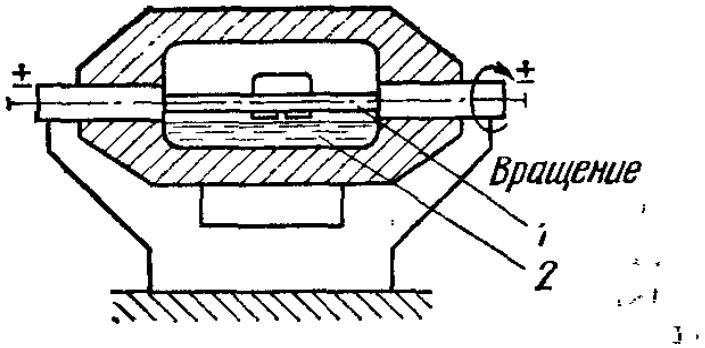
В основных печах выплавляют высококачественные легированные стали с высоким содержанием марганца, титана, никеля, алюминия, а в печах с кислой футеровкой – конструкционные, легированные другими элементами стали.

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

При вакуумной индукционной плавке индуктор, тигель, дозатор шихты и изложницы, помещают в вакуумные камеры. Получают сплавы

высокого качества с малым содержанием газов, неметаллических включений и сплавы, легированные любыми элементами.

Печи сопротивления с графитовыми нагревателями. Принцип. а) В графитовом стержне, по которому течет переменный ток, происходит преобразование электрической энергии в тепло, которое передается расплаву посредством излучения (рисунок 31).



1 – графитовый стержень; 2 – расплав

Рисунок 31 - Схема печи сопротивления

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

в) Вследствие этого уменьшаются потери металла на угар.

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

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

3 http://www.metall-invest.kz

4 http://www.arcelormittal.kz

Контрольные вопросы:

1. Классификация электропечей для выплавки стали.
2. Сущность и принципы выплавки стали в электропечах.
3. Особенности выплавки стали в дуговых электропечах. Разновидности технологии выплавки стали
4. Индукционные печи для выплавки стали. Особенности технологии.
5. Особенности выплавки стали в печах сопротивления.

Лекция 7 Способы повышения качества стали. Процессы вакуумной обработки жидкой стали. Методы промывки жидкой стали газами. Методы обработки жидкой стали синтетическими шлаками в ковше. Электрошлаковый переплав (ЭШП). Вакуумно-дуговой переплав (ВДП).

1 Способы повышения качества стали.
2 Вакуумная обработка жидкой стали.
3 Обработка жидкой стали инертными газами.
4 Обработка жидкой стали синтетическими шлаками.
5 Электрошлаковый переплав (ЭШП). Вакуумно-дуговой переплав (ВДП).

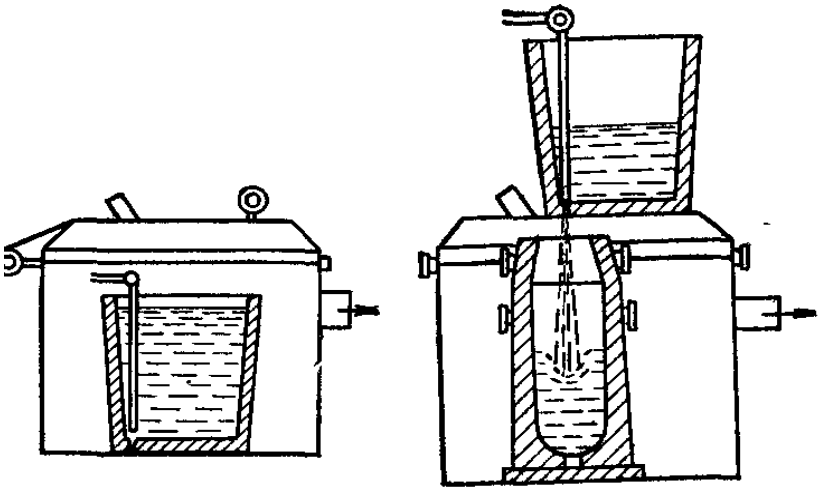
Улучшить качество металла можно уменьшением в нём вредных примесей, газов, неметаллических включений. Для повышения качества металла используют: обработку синтетическим шлаком, вакуумную дегазацию металла, электрошлаковый переплав (ЭШП), вакуумно-дуговой переплав (ВДП), переплав металла в электронно-дуговых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

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

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

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

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



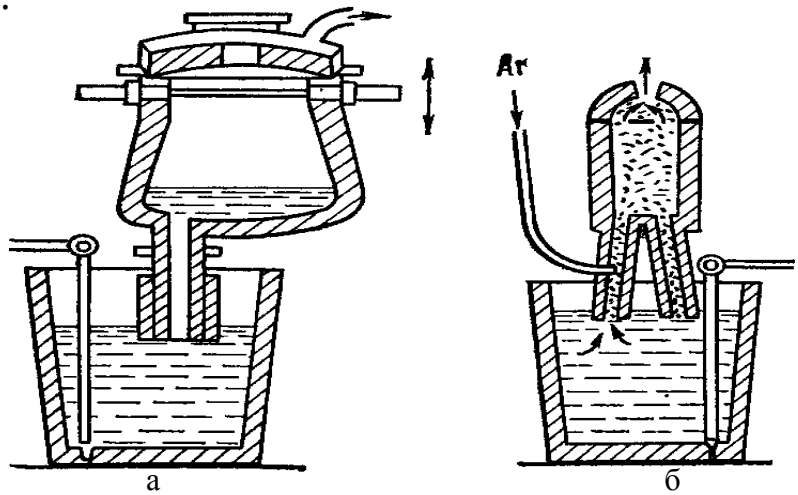
а б

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

б) Дегазация в струе при разливке. Падающая струя стали поступает в вакуумную камеру с давлением 1 мм рт. ст., разбивается на капли диаметром 0,1-10 мм и благодаря большой поверхности эффективно дегазируется (рисунок 32, б). Недостаток - широкий конус рассеивания струи металла.

Варианты процесса дегазации: ковш - слиток (вакуумная разливка); ковш-ковш; печь-ковш (дегазация при выпуске) (рисунок 32, б).

в) Дегазация порциями (DH-процесс). В вакуумную камеру при давлении 0,01- 1,0 мм рт. ст. засасывается жидкая сталь в количестве 10-12 % от емкости ковша (рисунок 33, а). Дегазированная сталь тем же путем возвращается из вакуумной камеры в ковш (продолжительность одного хода 20 с). Процесс повторяют до тех пор, пока все содержимое ковша не пройдет через камеру 3-6 раз. Последующее окончательное раскисление с помощью нескольких подъемов с целью перемешивания (рисунок 33, а).



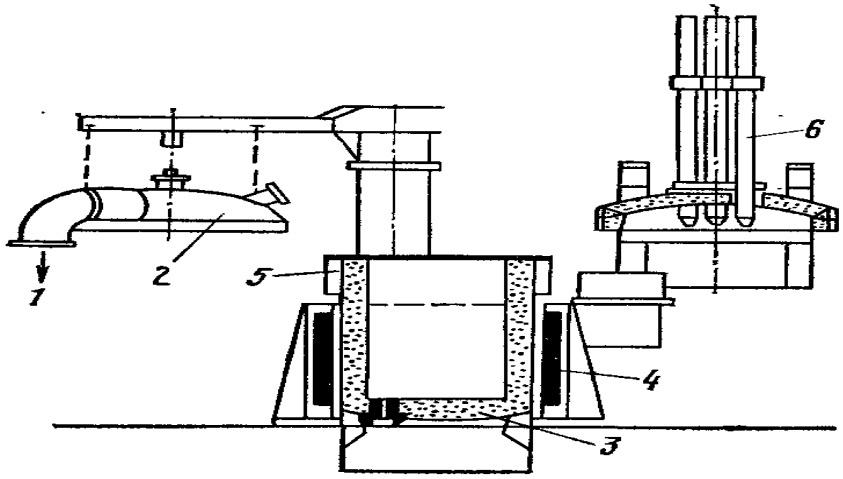
а б

Рисунок 33 - Схемы порционного (а) и циркуляционного
(б) вакуумирования

г) Циркуляционная дегазация (RH-процесс). Сталь непрерывно засасывается в вакуумную камеру под действием потока инертного газа (аргона). Дегазированная часть расплава непрерывно возвращается в ковш. Скорость циркуляции составляет 10-30 т/мин. Все содержимое ковша проходит через вакуумную камеру 3-6 раз (рисунок 33, б).

д) Процесс ASEA-SKF. После проведения окислительного периода плавки в печи любого типа жидкую сталь заливают в печь типа ковша, оборудованную электродуговыми нагревателями, устройством для индуктивного перемешивания и вакуумным насосом с выпуском (атмосферным) затвором.

Дегазация происходит в вакууме 0,1 мм рт. ст. при интенсивном перемешивании расплава (с помощью индуктора). После снятия вакуума в ковш добавляют легирующие элементы и шлакообразующие, прогревают металл при помощи электрических дуг, вновь проводят индуктивное перемешивание (гомогенизация расплава) и выпускают металл (рисунке 34).



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

Рисунок 34 – Схема процесса ASEA-SKF

е) Процесс Финкель - Мора. Схема процесса приведена на рисунке 35. После окислительного периода плавки в печи любого типа жидкую сталь заливают в специальный ковш для ее обработки, который затем устанавливают в вакуумную камеру. Далее проводят следующие операции: откачка и нагрев-откачка с промывкой металла инертным газом-повторный нагрев раскисление и легирование.

Вакуумная обработка позволяет:

- Снизить содержание водорода до 0,00025%, следовательно, получать сталь, практически свободную от флокенов.

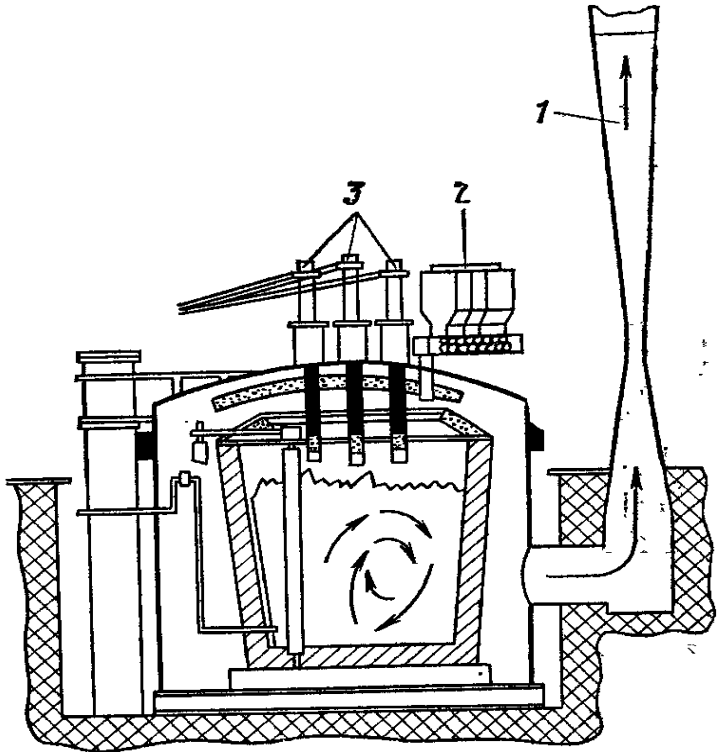
- Снизить содержание азота (в зависимости от состава стали).

- Снизить содержание кислорода; вакуумное раскисление углеродом эффективно благодаря постоянному удалению CO.

- Снизить содержание углерода в низколегированных сталях с 0,02-0,04 до 0,01 %, что важно для производства листовой электротехнической стали.

- Уменьшить расход легирующих элементов, улучшить однородность их распределения, повысить надежность анализов.

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



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

Рисунок 35 – Схема метода промывки жидкой стали газами

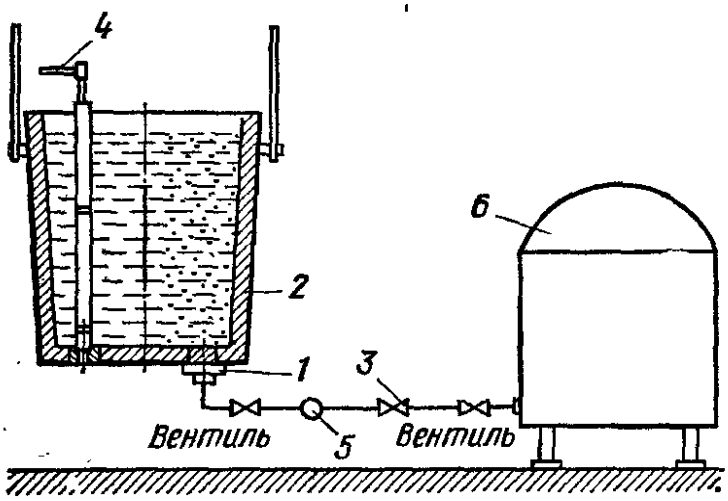
Принципы: а) Установка для промывки жидкой стали в разливочном ковше с помощью аргона показана на рисунке 36.

б) Высокую эффективность очистки можно объяснить следующим:

- в поднимающихся пузырьках инертного газа парциальное давление растворенных в стали газов и образующегося CO равно нулю, что

позволяет этим газам диффундировать внутрь пузырьков инертного газа и вместе с ними уходить из расплава;

- поднимающиеся пузырьки инертного газа оказывают флотационное действие на неметаллические частицы, имеющиеся в расплаве.



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

Рисунок 36 – Схема процесса ASEA-SKF

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

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

Достоинства метода:

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

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

Принципы:

а) Шлак требуемого состава [32] расплавляют с большим перегревом (до 1700—1750°С) в специальном плавильном агрегате и заливают в

предварительно подогретый разливочный ковш непосредственно перед выпуском плавки из печи.

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

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

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

д) В качестве вариантов метода опробовано:

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

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

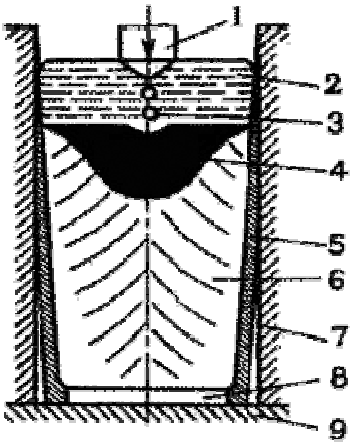
Применение рассмотренных методов позволяет:

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

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

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

Схема электрошлакового переплава представлена на рисунке 37



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

Рисунок 37- Схема электрошлакового переплава

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

Достоинства и недостатки метода ЭШП

Достоинства:

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

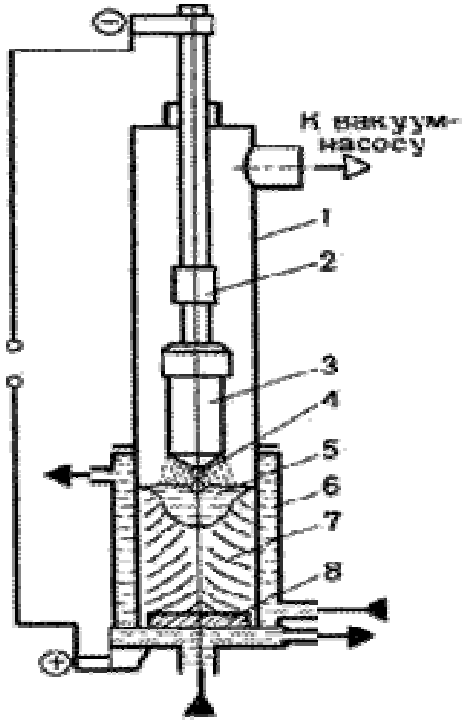
Недостатки:

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

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

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

Схема вакуумно-дугового переплава представлена на рисунке 38.



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

Рисунок 38- Схема вакуумно-дугового переплава

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

При подаче напряжения между расходуемым электродом *3* (катодом) и затравкой *8* (анодом) возникает дуга. Выделяющаяся теплота расплавляет конец электрода. Капли жидкого металла *4*, проходя зону дугового разряда дегазируются, заполняют изложницу и затвердевают, образуя слиток *7*. Дуга горит между электродом и жидким металлом *5* в верхней части слитка на протяжении всей плавки. Охлаждение слитка и разогрев жидкого металла создают условия для направленного затвердевания слитка. Следовательно, неметаллические включения сосредоточиваются в верхней части слитка, усадочная раковина мала. Слиток характеризуется высокой равномерностью химического состава, повышенными механическими свойствами. Изготавливают детали турбин, двигателей, авиационных конструкций. Масса слитков достигает 50 тонн.

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

2 Ефимов В.А., Эльдарханов А.С. Технология современной металлургии М.: Новые технологии.- 2004.- с. 784. – 2 экз.
3 http:// www.metallurgy.at.ua
4 http://www.arcelormittal.kz
5 http://www.metall.kz

Контрольные вопросы:

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

Лекция №8. Процессы непрерывного производства стали. Классификация, преимущества и недостатки.

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

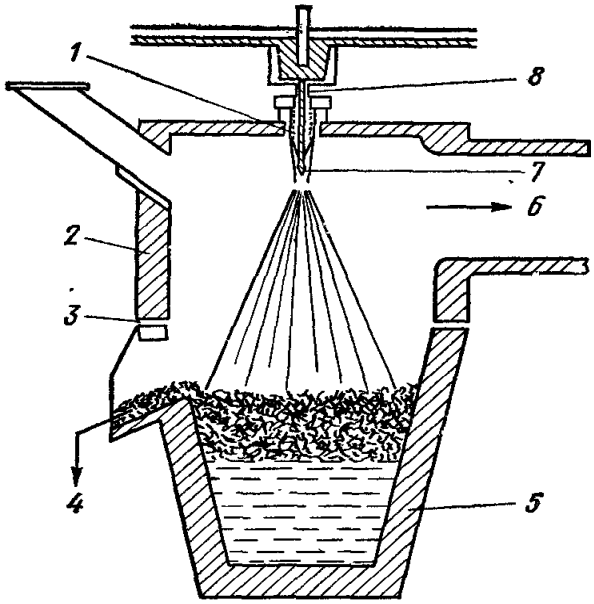
Процессы производства стали, при которых жидкий чугун, скрап, губчатое железо, присадки и окислители загружают в плавильную печь непрерывно в противоположность периодическим процессам, которые до настоящего времени обеспечивают практически все производство стали. Соответственно непрерывно выпускается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

а) BISRA-процесс. Струя жидкого чугуна при падении распыляется кислородом. Навстречу каплям чугуна вдуваются известь флюсы. Реакции окисления проходят преимущественно в падающей струе (диаметр капель ~ 1 мм). В приемной емкости происходит разделение металла и шлака (рисунок 39)

б) VOEST-процесс. Падающая струя чугуна разбивается на капли боковым потоком газа. Присадки добавляются в газочугунную суспензию. Металл отделяется от шлака в подовой печи (рисунок 40).

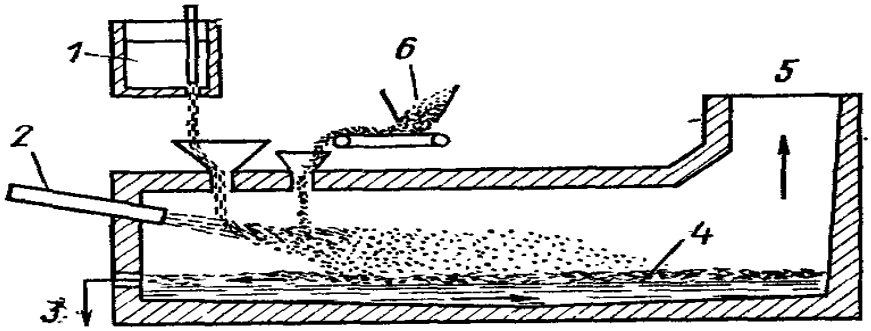
в) IRSID-процесс. Непрерывно поступающий чугун окисляется путем продувки известково-кислородной смесью и добавки руды. Образующаяся при этом вспененная дисперсная смесь металл - шлак - газ поступает во вторую ванну, где происходит разделение металла и шлака.

Затем в лотковой индукционной печи металл гомогенизируется, раскисляется и легируется (рисунок 41) .



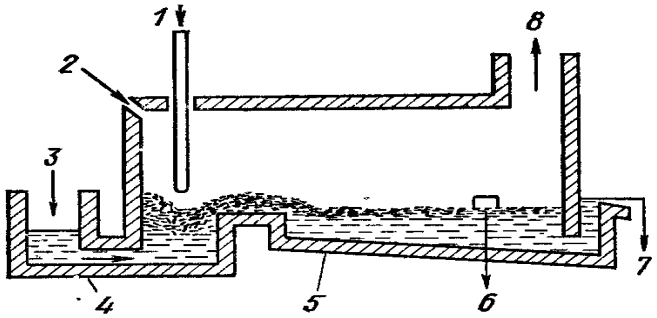
1 – присадки; 2 – неподвижная реакционная камера; 3 – приток воздуха; 4 – слив шлака; 5 – подвижный ковш; 6 – отходящий газ; 7 – поток кислорода; 8 – подача металла.

Рисунок 39 – Схема BISRA-процесса



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

Рисунок 40 – Схема VOEST-процесса



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

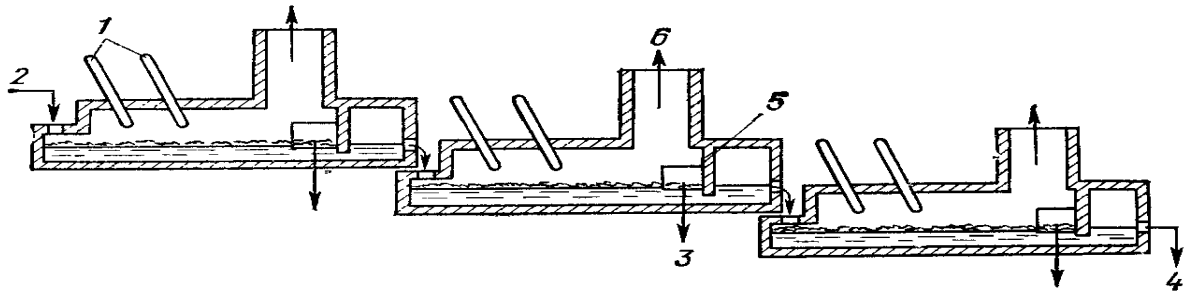
Рисунок 41 – Схема IRSID-процесса

г) NRIM-процесс. Жидкий чугун обдувается кислородом или кислородно-известковой смесью в трех следующих одна за другой ваннах, поступая в них последовательно (рисунок 42).

1-й каскад: выгорание Si, частичное выгорание С и Р.

2-й каскад: удаление остатков С и Р.

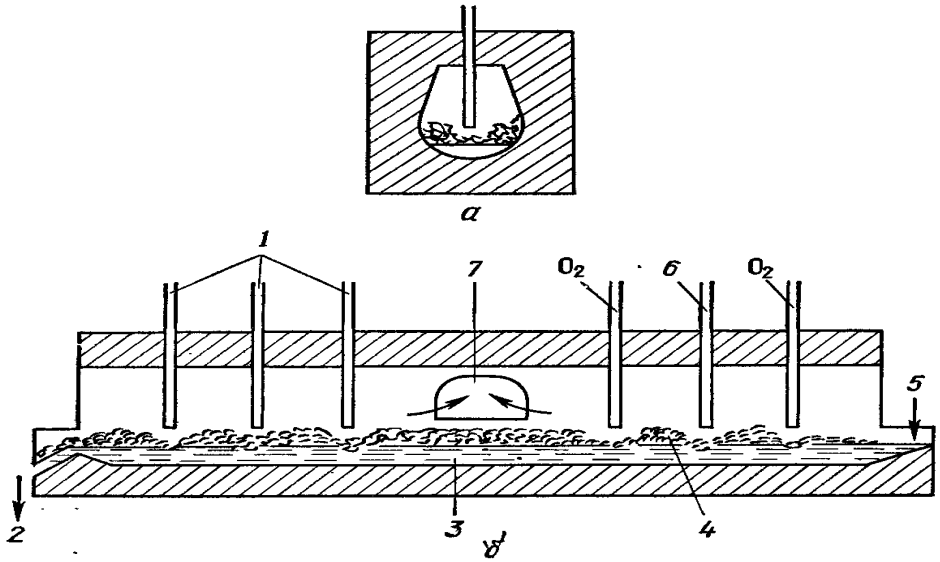
3-й каскад доводка расплава.



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

Рисунок 42 – Схема NRIM-процесса

д) WORCRA-процесс. Твердый чугун и губчатое железо расплавляются в электропечи. Постоянно добавляемый твердый металл вытесняет жидкий металл в реакционную камеру (рисунок 43). Там при помощи наклонно установленных фурм проводят окисление металла при одновременной добавке извести и флюсов, Используется принцип противотока: сталь движется справа налево, а шлаки - ей навстречу.



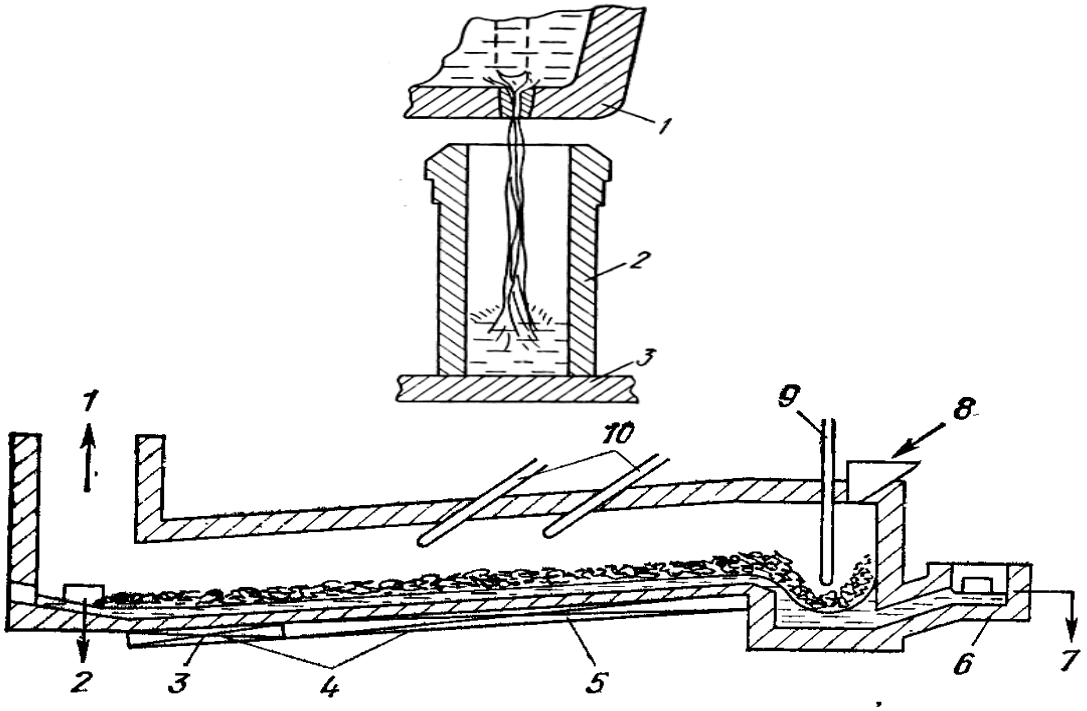
а – поперечное сечение установки; б – продольный разрез

1 – продувочная фурма; 2 – выпуск металла и шлака; 3 – металл; 4 – шлак; 5 – впуск металла; 6 – фурма для присадок; 7 – отходящий газ.

Рисунок 43 - схема WORCRA-процесса

ж) Процесс с противотоком (ФРГ). Загружаемый чугун перемещается по противоточному электромагнитному желобу (с огнеупорной футеровкой) в тигель, где производится его окисление кислородом (при добавке присадок) (рисунок 44).

Шлак и горячие отходящие газы протекают вниз навстречу потоку металла. При этом удаление Si и частично P происходит уже в желобе. Шлак и чугун нагреваются при догорании CO. Содержание FeO в шлаке снижается, извлекаются корольки железа (рис-сунок 44).



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

Рисунок 44 – Схема процесса с противотоком (ФРГ)

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

Контрольные вопросы:

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

Лекция 9. Слитки и разливка стали. Способы разливки стали. Преимущества и недостатки способов разливки стали.

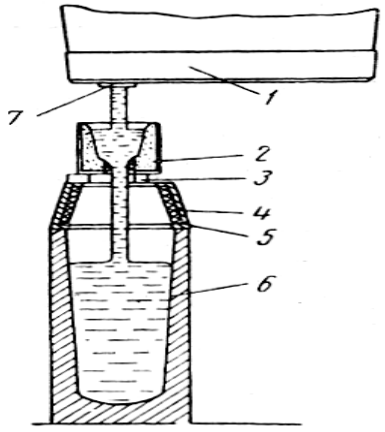
1 Способы разливки стали.
2 Преимущества и недостатки сифонного способа разливки стали.

На слитки разливают большую часть стали, выплавленный во всех сталеплавильных агрегатах;, лишь около 2% всей стали идет на фасонное литье. Разливка важный этап сталеплавильного производства. Технология и организация разливки в значительной мере 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 потеря металла при разливке.

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

Способы разливки стали. Разливка стали снизу и сверху. Применяют три основных способа разливки стали: разливка в изложницы сверху, разливка в изложницы сифоном и непрерывная разливка.

При разливке сверху сталь поступает в установленные на поддонах изложницы либо непосредственно из ковша (рисунок 45), либо через промежуточную воронку или промежуточный ковш. Наиболее часто разливку ведут без использования промежуточных воронок или ковшей; при этом одновременно заполняется металлом одна или две (при двухстопорном ковше) изложницы.

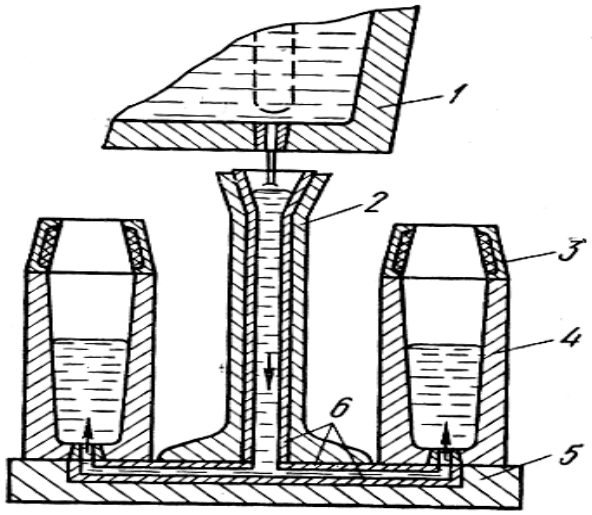


1 – сталеразливочный ковш; 2 – изложница для разливки кипящей стали; 3 - поддон

Рисунок 45– Схема разливки стали сверху

После заполнения каждой изложниц (двух изложниц) стопор закрывают, ковш перемещают краном к следующей изложнице или следующей паре изложниц и устанавливают его так, чтобы струя металла была направлена строго по оси изложниц; далее открывают стопор и после наполнения очередной изложницы (двух изложниц) цикл повторяют.

При сифонной разливке сталью заполняют одновременно несколько изложниц (от двух до шестидесяти). Изложницы устанавливают (рисунок 46) на поддоне, в центре которого находится футерованная изнутри центровая (центровой литник), соединенная с изложницами каналами в поддоне, выложенными сифонным кирпичом. Сифонная разливка основана на принципе сообщающихся сосудов.



1 - сталеразливочный ковш; 2 – центровая; 3 – прибыльная надставка;
4 – изложница (для разливки спокойной стали); 5 – поддон; 6 – сифонный кирпич

Рисунок 46 – Схема сифонной разливки стали

Жидкая сталь из ковша поступает в центровую, а затем через каналы поддона в изложницы снизу. После наполнения всех установленных на поддоне изложниц стопор закрывают и ковш транспортируют к следующему поддону.

Преимущества и недостатки способов разливки стали. Оба способа разливки обладают рядом преимуществ и недостатков.

Преимущества сифонной разливки: 1. Можно одновременно отливать большое количество слитков, что позволяет сократить продолжительность разливки и разливать в мелкие слитки плавки большой массы.

2. Поверхность слитка получается чистой, так как металл в язложницах

поднимается спокойно, без разбрызгивания.

3. Повышается стойкость футеровки ковша и улучшаются условия работы стопора вследствие меньшей длительности разливки и уменьшения числа открываний и закрывании стопора.

4. Во время разливки можно следить за поднимающимся металлом в из ложнице и в соответствии с этим регулировать скорость разливки.

5. Скорость разливки (скорость подъема стали в изложнице) может быть значительно меньшей, чем при разливке сверху.

Недостатки сифонной разливки: 1. Сложность и повышенная стоимость разливки, обусловленная расходом сифонного кирпича, установкой дополнительного оборудования и значительными затратами труда на сборку поддонов и центровых.

2. дополнительный расход металла на литники (потери в виде литников составляют 0,7-1,3% от массы разливаемой стали).

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.

Недостатки разливки сверху: 1. Слитки получаются с плохой поверхностью, особенно в нижней части; это обусловлено разбрызгиванием металла при ударе струи о дно изложницы. Застывшие на стенках изложницы и окисленные с поверхности брызги металла не растворяются в поднимающейся жидкой стали и образуют на поверхности слитка плены. Окисленная плена не сваривается с металлом и при прокатке, поэтому поверхность прокатанных заготовок приходится зачищать.

Для уменьшения разбрызгивания струи разливку сверху часто ведут через промежуточные ковши и воронки. Из-за малой высоты столба жидкого металла в воронке и промежуточном ковше значительно уменьшается напор струи металла и ослабляется удар струи о дно изложницы.

2. Большая длительность разливки.

3. Ухудшены стойкость футеровки ковша и условия работы стопора.

Оба способа разливки широко применяют. Вопрос о том, какой из них является лучшим, до сих пор не решен.

Из-за простоты и отсутствия потерь металла с литниками часто предпочитают разливку сверху. Несмотря на необходимость дополнительной зачистки поверхности проката, разливка сверху для

сталей обычного качества более экономична, чем разливка сифоном. По этому большую часть выплавляемой стали разливают сверху. В то же время высококачественные легированные стали, для которых с целью уменьшения потерь дорогостоящего металла на зачистку важно получить чистую поверхность слитка, разливают главным образом сифоном. В СССР более 80% качественных и высококачественных сталей разливают сифоном. Сифонной разливкой, как правило, полу чают также слитки массой менее 2,5 т. Сифоном целесообразно разливать и кипящую сталь, так как это обеспечивает увеличение толщины здоровой корочки в слитке, что ведет к улучшению качества поверхности проката.

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

3 http:// www.metallurgy.at.ua

Контрольные вопросы:

1 Способы разливки стали.

2 Преимущества и недостатки способа разливки стали.

3 Преимущества и недостатки сифонной разливки стали.

Лекция 10. Оборудование для разливки стали.

1 Оборудование для разливки стали.

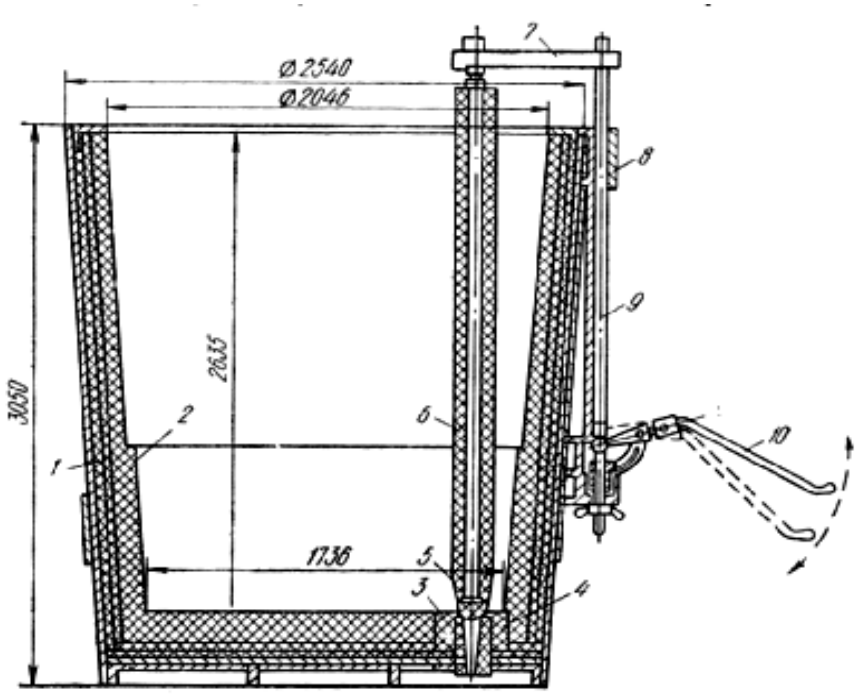
2 Промежуточные ковши и воронки.

Оборудование для разливки стали. Сталеразливочный ковш. Сталеразливочный ковш имеет форму усеченного конуса, расширяющегося кверху (рисунок 47).

Емкость ковша рассчитывают исходя из массы плавки. При выпуске стали в два или три ковша его емкость равна соответственно 1/2 или массы плавки. Помимо металла, ковш должен вмещать немного шлака (2-3% от массы металла), который предохраняет металл от быстрого охлаждения во время разливки. Обычно емкость ковшей находится в пределах от 5 до 350 т. В отдельных случаях используют ковши емкостью 480 т.

Кожух ковша изготовляют клепаным или сварным из листовой стали толщиной до 30 мм. Среднюю часть кожуха опоясывают снаружи массивным стальным кольцом, к которому крепят две цапфы. За эти

цапфы ковш поднимают крюками сталеразливочного крана. Для того чтобы ковш не мог самопроизвольно перевернуться, цапфы укрепляют несколько выше его центра тяжести.



1- наружный слой футеровки; 2 – рабочий слой футеровки; 3 – стакан; 4 – гнездовой кирпич; 5 – пробка; 6 – стопор; 7 – вилка; 8 – направляющий ползун; 9 – ползун; 10 - рычаг

Рисунок 47 – Сталеразливочный ковш

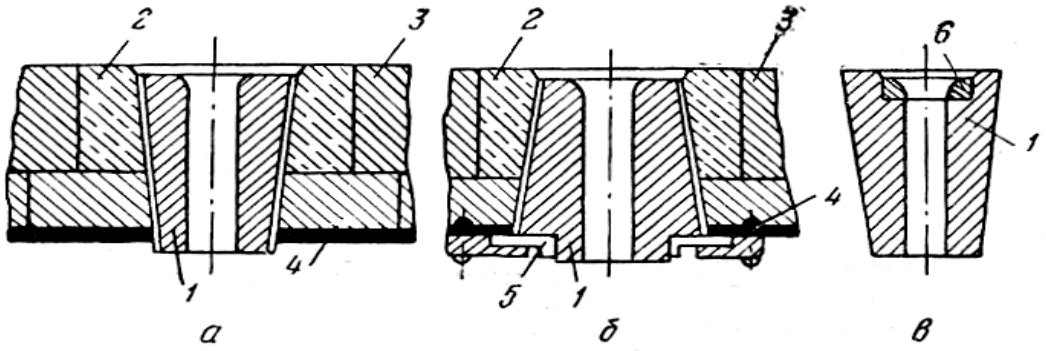
Ковш футеруют шамотным кирпичом в два слоя, а нижнюю треть и днище больших ковшей футеруют в три слоя, так как эта часть ковша в течение более длительного времени находится под воздействием высокой температуры жидкого металла. Толщина футеровки нижней части большегрузных ковшей достигает 300 мм.

Рабочий слой футеровки, т. е. слой кирпича, соприкасающийся с металлом и шлаком, изнашивается и его периодически заменяют (после разливки 10-16 плавок). Расход ковшевого кирпича составляет 5-12 кг/т стали. Новую футеровку тщательно просушивают, нагревая ее докрасна с помощью газовых горелок или форсунок. Основные размеры ковшей - высота и диаметр кожуха (средний).

Отношение диаметра кожуха к высоте находится в пределах от 0,75 до 0,90. Высота больших ковшей достигает 5,0-5,7 м, диаметр 5 м, конусность стен 3-3,5%.

Для разливки стали из ковша в изложницы служат стакан (рисунок 48) и стопор (рисунок 49). Стакан вставляют в специальный гнездовой кирпич в днище ковша. По форме разливочный стакан представляет усеченный конус с отверстием по оси для струи жидкого металла.

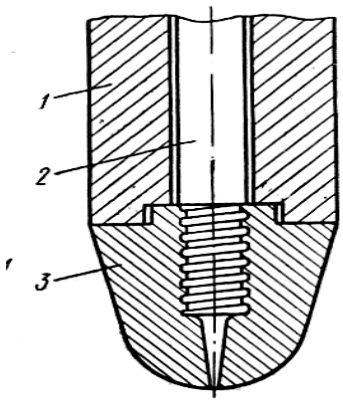
Диаметр этого отверстия («стакана») составляет 25-90 мм; высота стакана в зависимости от емкости ковша равна 120-440 мм.



1 – стакан; 2 – гнездовой кирпич; 3 – футеровка для ковша; 4 – кожух ковша; 5 – упорная шайба; 6 – магнезитовая втулка

Рисунок 48 – Установка стаканов в разливочном ковше

Для закрывания и открывания отверстия стакана служит стопор, представляющий собой металлический стержень диаметром 40 - 60 мм, защищенный от воздействия жидкой стали и шамотными трубками (катушками). Нижний конец стержня имеет нарезку, на которую навинчивают огнеупорную пробку. Пробки чаще всего изготовляют из высокоглиноземистого шамота.



1 – шамотная трубка (катушка); 2 – стальной стержень; 3 - пробка

Рисунок 49 – Крепление пробки стопора

Стопор устанавливают строго вертикально, так, чтобы пробка входила в гнездо стакана. Для обеспечения плотного прилегания пробку притирают к стакану вращением стопора во время его установки.

Перед установкой в ковш набранный стопор тщательно просушивают. Стакан и стопор служат одну плавку, после чего их за меняют новыми.

Для закрепления, подъема и опускания стопора служит стопорный При подъеме и опускании ползуна поднимается и опускается стопор.

Поднимают, опускают и регулируют положение стопора обычно вручную. В последние годы начинает внедряться дистанционное

управление стопорным механизмом посредством гидравлического или механического привода.

На некоторых заводах применяют двухстопорные ковши, которые позволяют заполнять одновременно два слитка и тем самым сократить длительность разливки плавки. Эти ковши обычно используют при разливке стали в крупные слитки сверху.

Промежуточные ковши и воронки. Промежуточные устройства применяют при разливке спокойной стали сверху для уменьшения разбрызгивания струи металла при ударе о дно изложницы, что позволяет уменьшить количество плен на слитках. Многостопорные промежуточные ковши (рисунок 40) используются также для одновременной отливки сверху нескольких слитков (двух, трех или четырех).

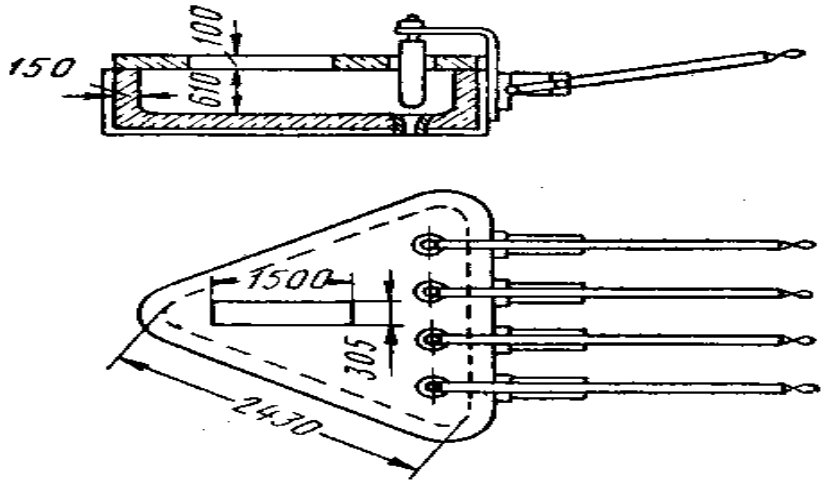


Рисунок 40 – Промежуточный ковш для одновременной отливки четырех слитков

Кожух промежуточного ковша сваривают из листовой стали; изнутри его футеруют шамотным кирпичом. В днище ковша устанавливают один ила несколько разливочных стаканов. Каждый стакан снабжен стопором, механизм подъема которого укреплен на кожухе ковша. Для уменьшения теплопотерь промежуточный ковш накрывают крышкой, футерованной шамотным кирпичом. В крышке имеются отверстия для стопоров и одно отверстие для наполнения промежуточного ковша сталью из большого разливочного ковша. Промежуточные ковши устанавливают на специальных стендах над изложницами. Емкость промежуточных ковшей доходит до 35 т.

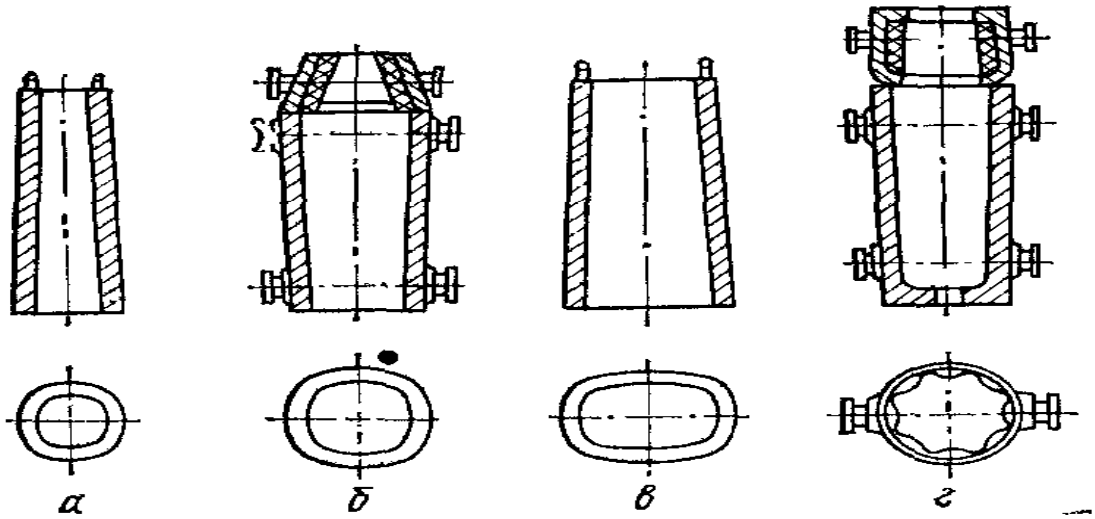
Промежуточная воронка имеет металлический кожух, который футеруют огнеупорной массой из шамотного порошка и огнеупорной глины на жидком стекле с добавкой графита; в нижней части воронки устанавливают разливочный стакан диаметром от 18 до 40 мм. Воронки либо устанавливают на прибыльную часть изложницы, либо подвешивают к сталеразливочному ковшу.

Изложницы. Изложницы обычно отливают из ваграночного чугуна следующего состава: 3,3 - 4,0% C; 0,9-2,2% Si; 0,4-1,0 Mn; 0,20% P и с 0,12% S. Иногда для отливки изложниц используют и доменный чугун.

Размеры изложниц зависят от массы и размеров слитка. Масса слитка для прокатки на станах, изменяется в пределах от 200 кг до 25 т, при этом для прокатки на блюмингах отливают слитки массой до 13 т, а для прокатки ка слябинге - до 26 т. Масса слитков для поковок доходят до 250 т.

Более экономична разливка стали в крупные слитки, так как при этом уменьшается ее продолжительность, сокращаются затраты труда, расход огнеупоров и разливочного оборудования, уменьшаются потери металла в виде скрапа и литников. Кроме того, при увеличении массы слитков возрастает производительность прокатных станов.

Конфигурация изложниц, характеризуемая формой поперечного и продольного сечений, определяется сортом выплавляемой стали и дальнейшим переделом слитка (рисунок 41).



а – квадратная изложница с нормальной конусностью; б - квадратная изложница с обратной конусностью и с прибыльной надставкой; в – изложница с нормальной конусностью для прокатных заготовок; г – многоугольная изложница с прибыльной надставкой.

Рисунок 41 - Форма изложниц

Поперечное сечение изложниц может быть квадратным, прямоугольным, круглым, многогранным. Слитки квадратного сечения прокатывают на сортовой прокат. Слитки прямоугольного сечения с отношением ширины к толщине менее 1,5 используют для получения как листа, так и сортового проката. Плоские слитки с отношением ширины к толщине 1,5-3,0 прокатывают на лист. Слитки круглого сечения используют для изготовления труб, бандажей, колес. В многогранные изложницы отливают слитки для кузнечных поковок.

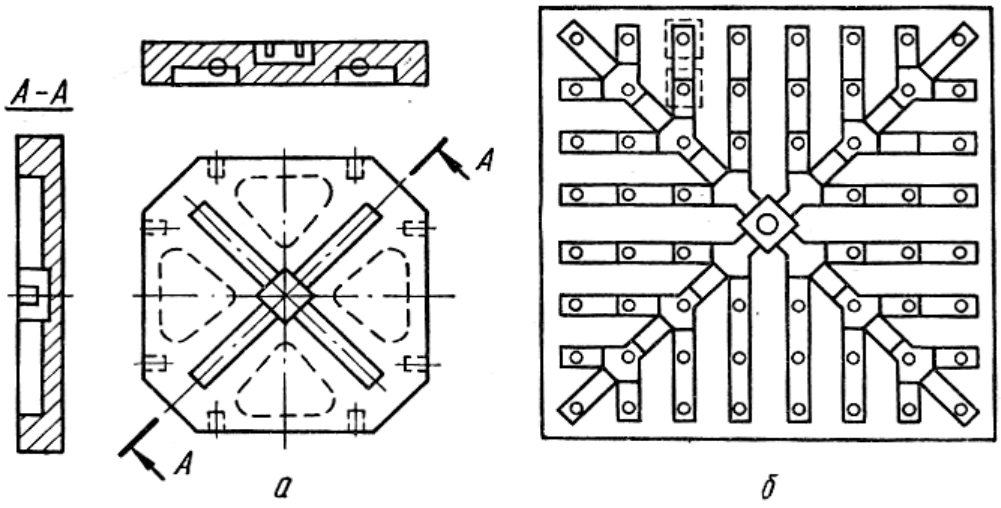
Изложницы, уширяющиеся книзу, делают сквозными (без дна), а изложницы, уширяющиеся кверху, чаще всего с дном. В дне изложниц находится отверстие. При разливке сифоном в него вставляют шамотный стаканчик, через который сталь поступает в изложницу. При разливке сверху в отверстие вставляют стальной вкладыш (пробку), предохраняющий дно изложницы от размывания струей металла.

Толщина стенок изложниц выбирается из условий обеспечения механической прочности изложницы и обычно составляет около 20% величины поперечного размера слитка. Отношение массы изложницы к массе слитка составляет 0,8-1,4; для мелких слитков это отношение увеличивают и оно достигает 2. Стойкость изложниц составляет 60-100 плавок, расход изложниц равен 1,0-3,3% от массы стали.

Поддоны. Поддоны служат для установки изложниц при разливке сверху и изложниц с центровыми при сифонной разливке. Поддон представляет массивную плиту толщиной 100-200 мм. Поддоны отливают из ваграночного чугуна.

Поддон устанавливают строго горизонтально. Верхняя рабочая поверхность поддона должна быть гладкой; это обеспечивает плотное прилегание изложницы к поддону и предотвращает прорыв жидкого металла под изложницу.

Поддоны для сифонной разливки (рисунок 42) имеют открытые сверху каналы прямоугольного сечения, расходящиеся от углубления в центре поддона, над которым устанавливают центровую. В углубление вставляют шамотную звездочку, распределяющую жидкий металл по каналам, которые также футерованы шамотным кирпичом. При использовании изложниц без дна поддоны для разливки сверху имеют сверху выемку, в которую устанавливают сменный вкладыш, предотвращающий размывание поддона струей жидкого металла.



а - 4- местный; б – 60 – местный

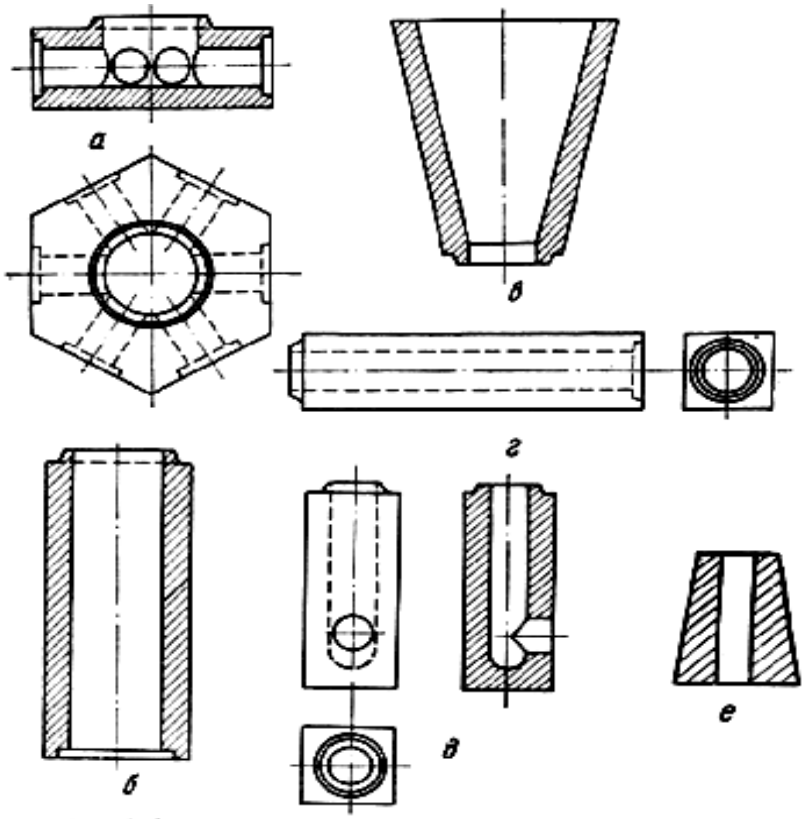
Рисунок 42 – Поддоны для сифонной разливки стали

Для разливки сверху применяют поддоны, размер которых позволяет установить одну или две изложницы. Поддоны для сифонной разливки в зависимости от количества устанавливаемых изложниц бывают двух-, четырех-, шести- и многоместные, для уменьшения массы поддоны часто отливают с выемками с нижней стороны. Расход поддонов составляет 0,1-1,0% от массы разливаемой стали.

Центровые. Центровая служит для приемки металла из сталеразливочного ковша. Ее устанавливают на поддоне на звездочку. Центровая представляет собой чугунную или стальную трубу с расширением (воронкой) вверху и утолщением в нижней части для обеспечения ее устойчивости на поддоне. Внутри центровую футеруют шамотными трубками, сверху устанавливают шамотную воронку Центровые обычно делают разъемными из двух половинок, которые скрепляют специальными кольцами, клиньями, болтами.

Центровая должна быть на 300-400 мм выше изложниц с прибыльными надставками. Расход центровых составляет 0,05-0,25% от массы разливаемого металла.

Сифонный кирпич. Сифонный кирпич предотвращает размывание поддона, центровой и дна изложниц жидкой сталью. Разновидности кирпича, используемого при сифонной разливке стали, показаны на рисунке 43.



а – звездочка; б – центровая трубка; в – воронка для центровой; г – сквозной сифонный кирпич; д – концевой сифонный кирпич; е – стаканчик для изложниц

Рисунок 43 – Сифонные кирпичи

Звездочка служит для распределения жидкого металла по каналам поддона. Сталь из центровой поступает через центральное отверстие звездочки сверху и расходится по каналам через боковые отверстия (рисунок 43, а).

Пролетный сифонный кирпич выкладываемый в каналы поддона, имеет круглый сквозной канал и служит для подвода стали от звездочки к концевому кирпичу.

Концевой сифонный кирпич (рисунок 7, д) укладывают в конце канала поддона. Он имеет один глухой торец и боковое отверстие, через которые сталь поступает в изложницу.

Центровые трубки (рисунок 7, б и воронки (рисунок 7, в) служат для наборки центровой. **Стаканчик для изложниц** устанавливают в отверстии в дне изложницы. Через стаканчик сталь из канала концевого сифонного кирпича поступает в изложницу (рисунок 7, е). Для обеспечения плотности сочленения сифонные кирпичи делают замковыми (выступ каждого последующего кирпича должен входить в паз предыдущего). Диаметр отверстия в сифонных кирпичах, укладываемых в поддон, обычно составляет 30-50 мм; диаметр отверстия центровых трубок 70-100 мм. После разливки каждой плавки сифонный кирпич заменяют.

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

3 http:// www.metallurgy.at.ua

4 http://www.arcelormittal.kz

5 http://www.metall.kz

6 http://www.metall-invest.kz

Контрольные вопросы:

1 Сталеразливочное оборудование.

2 Сталеразливочные ковши, промежуточные ковши, воронки, сифонный припас.

3 Изготовление изложниц

4 Назначение поддонов.

5 Промежуточные ковши и воронки.

6 Назначение при разливе Ццнтровых.

7 Предназначение сифонного кирпича

Лекция 11. Кристаллизация и строение стальных слитков.

1. Кристаллизация и строение слитков спокойной, кипящей и полуспокойной стали.
2. Специальные методы обогрева и утепления верха слитка.

Кристаллизация и строение стальных слитков. Сталь затвердевает в изложнице в форме кристаллов древовидной формы - дендритов (рисунок 44). Вначале вырастает основная ось кристалла АА, а далее перпендикулярно к ней растут оси или ветви второго порядка m, от которых аналогичным образом развиваются оси третьего порядка n, и т. д. Все ветви постепенно утолщаются в результате затвердевания окружающего их жидкого металла. Размеры и форма кристаллов зависят от условий кристаллизации.

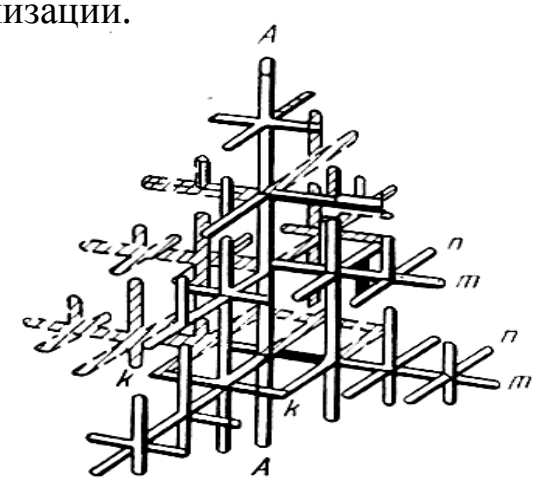


Рисунок 44 – Схема образования дендрита

Тепло от кристаллизующегося слитка отводится через стенки изложницы и поэтому затвердевание жидкой стали начинается у стенок изложницы. Толщина затвердевшего слоя непрерывно возрастает в направлении к центру слитка. При этом между жидкой сталью и коркой затвердевшего металла в кристаллизующемся слитке располагается зона двухфазного состояния, где одновременно существуют растущие кристаллы и находящийся между ними жидкий металл. Заканчивается кристаллизация в объемах слитка, наиболее удаленных от стенок изложницы.

Толщину затвердевшего слоя металла в изложнице можно определить по формуле

$$D = k\sqrt{T},$$

где D - толщина закристаллизовавшегося металла, см;

Т- время затвердевания, мин;

k - коэффициент затвердевания, который в зависимости от состава стали и условий затвердевания изменяется в пределах 2,5-2,8 см/мин.

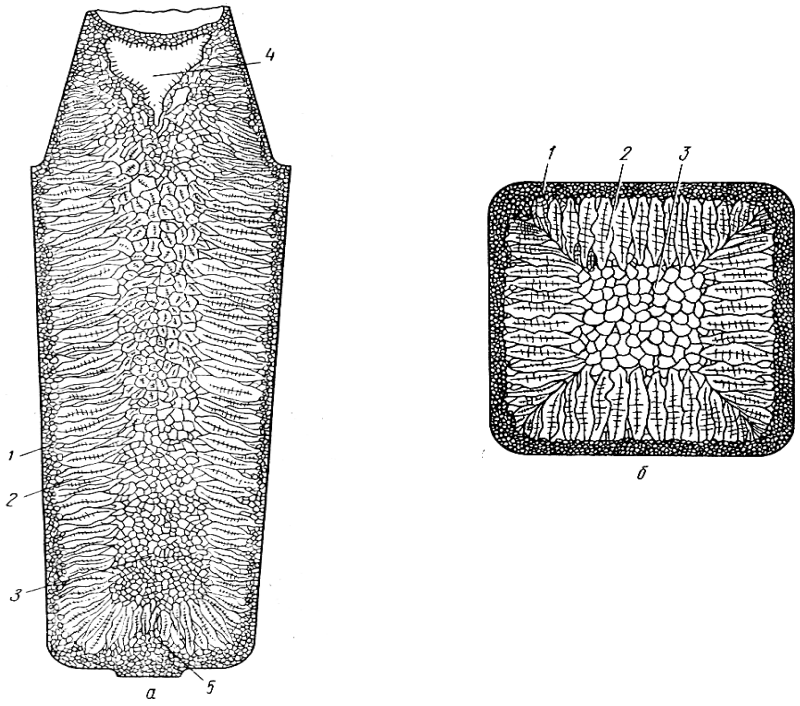
Для определения времени затвердевания слитка в чугунной изложнице пользуются формулой

$$t = 0{,}112\ R^2,$$

где t - время полного затвердевания, мин;

R - радиус окружности, вписанной в поперечное сечение слитка, см.

Кристаллизация и строение слитка спокойной стали. Структура слитка спокойной стали, выявленная травлением его про дольного осевого разреза, представлена на рисунке 45. Слиток имеет следующие структурные зоны, отличающиеся формой кристаллов и их размерами: сравнительно тонкую наружную корку, состоящую из мелких равноосных кристалликов; зону вытянутых крупных столбчатых кристаллов; центральную зону крупных неориентированных кристаллов и (конус осаждения - мелкокристаллическую зону у донной части слитка, имеющую конусообразную форму).



а - продольное сечение; б поперечное сечение

1 - корковый слой мелких кристаллов; 2 - зона столбчатых кристаллов; 3 зона крупных неориентированных кристаллов; 4 - усадочная раковина; б - конус осаждения

Рисунок 45 - Строение слитка спокойной стали

Наружная зона образуется после соприкосновения жидкой стали с холодными стенками изложницы. Толщина корковой зоны мелких кристаллов невелика: 6-15 мм. Объясняется это тем, что жидкий металл с большой скоростью охлаждается в течение очень короткого времени.

В дальнейшем охлаждение существенно замедляется, что приводит к образованию зоны столбчатых кристаллов. Протяженность зоны столбчатых кристаллов зависит от интенсивности охлаждения слитка, от теплопроводности стали, определяемой ее составом, и от содержания в стали водорода. Увеличение скорости охлаждения и увеличение содержания водорода способствуют развитию этой зоны. Наиболее протяженная зона столбчатых кристаллов наблюдается в слитках никелевой и хромоникелевой сталей.

В центральной части слитка направленный теплоотвод слаб, поэтому образующиеся кристаллы не имеют определенной ориентировки и получаются равноосными. Вследствие малой скорости кристаллизации они вырастают до значительных размеров.

Образование «конуса осаждения в нижней части слитка (рисунок 2) обычно объясняют опусканием на дно изложницы кристаллов, зародившихся в объеме жидкого металла центральной части слитка, а также обломившихся под воздействием потоков жидкого металла непрочных ветвей столбчатых кристаллов. Это опускание кристаллов происходит вследствие разности плотностей затвердевшего и жидкого металла.

Структурная неоднородность слитков ведет к получению стальных изделий с разными механическими свойствами в различных частях.

Усадочная раковина в слитке спокойной стали. В верхней части слитка находится полость - так называемая усадочная раковина (рисунок 45). Причиной образования усадочной раковины является усадка стали в процессе затвердевания, т. е. увеличение плотности стали при переходе из жидкого в твердое состояние. Величина усадки в зависимости от состава стали изменяется в пределах от 2,0 до 5,3 %. Место расположения усадочной раковины в слитке зависит от условий отвода тепла. Усадочная пустота в слитке, как в любой другой кристаллизующейся стальной отливке, всегда образуется в месте затвердевания последних порций металла.

Ту часть слитка, в которой расположена усадочная раковина, отрезают при прокатке и отправляют в переплав. Форма усадочной раковины и глубина ее распространения по высоте слитка приведена на рисунке 46. 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 проникновения ее в слиток. Для этого на практике обычно

прибегают к следующим мерам, обеспечивающим более позднее затвердевание верхней части слитка по сравнению с остальным его объемом:

1. Спокойную сталь разливают в изложницы, уширяющееся кверху с уклоном стенок 2-4% (в одну сторону). Большее сечение верха изложницы и большая масса жидкого металла в верхней части слитка обеспечивают замедленное его охлаждение.

2. На изложницы устанавливают прибыльные надставки. Надставка представляет собой чугунный каркас, футерованный изнутри шамотным кирпичом или огнеупорной массой. Ввиду меньшей теплопроводности огнеупоров по сравнению с металлическими стенками изложницы охлаждение металла в прибыльной части замедляется. Объем прибыльной надставки составляет 12-20 % объема слитка.

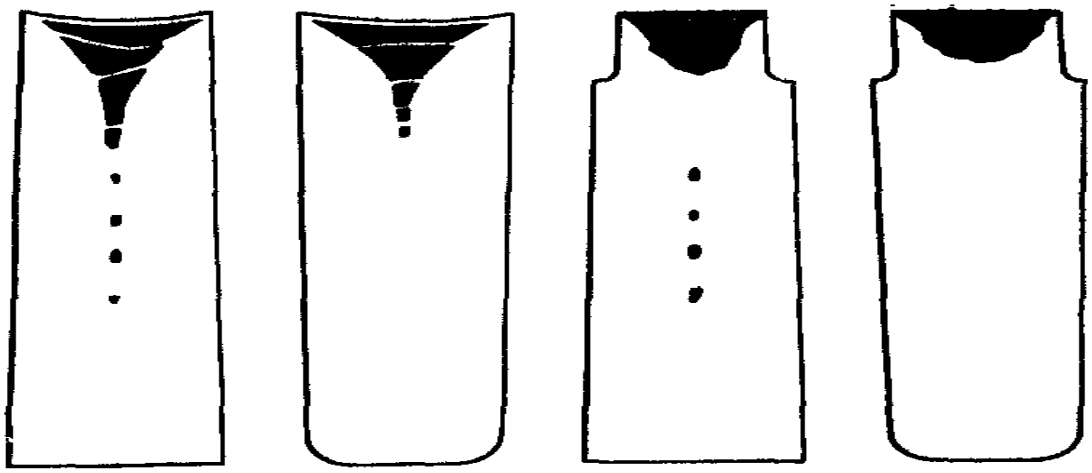


Рисунок 46 - Макроструктура слитков спокойной стали

3. После наполнения слитка поверхность жидкого металла в прибыльной надставке засыпают теплоизолирующими или разогревающими смесями. В качестве теплоизолирующих засыпок используют генераторную сажу, печной и котельный шлак, вермикулит. Лучшие результаты дает применение разогревающих смесей - люнкеритов их обычно и используют в повседневной практике. Люнкерит представляет собой смесь порошкообразных материалов; состав (%) наиболее часто применяемых люнкеритов следующий:

	A	B
Алюминиевый порошок	14	28
45%-ный ферросилиций	10	15
Древесный уголь	32	25
Шамотный порошок	30	30
Боксит	14	12

Люнкерит А - применяют при разливке сталей обыкновенного качества, люнкерит Б -при разливке высококачественных сталей.

Перечисленные меры позволяют вывести усадочную раковину в прибыльную часть слитка, которая отрезается при прокатке. Величина головной обрези слитков для спокойной углеродистой стали обычно составляет 12-16% от массы слитка, а для мелких слитков, а также легированных сталей она доходит до 20% (донная обрезь слитков спокойной стали равна 1-3%).

Специальные методы обогрева и утепления верха слитка. Наряду с применением обычных прибыльных надставок и люнкеритов в отдельных случаях используют следующие способы обогрева и теплоизоляции верхней части слитка, обеспечивающие уменьшение потерь металла в виде обрези при прокатке.

Применение экзотермических вставок и обмазок. Экзотермическими вставками и обмазками, сгорающими с выделением тепла, обогревают боковые поверхности верхней прибыльной части слитка.

Экзотермические пластины и надставки могут быть однослойными и двухслойными. Однослойные выполнены целиком из экзотермической массы; двухслойные имеют наружный слой из теплоизоляционной огнеупорной массы и внутренний слой из экзотермической.

Экзотермические смеси, используемые для изготовления вставок и обмазок, обычно содержат горючее вещество (алюминиевый порошок), окислитель (окалину) и нейтральный наполнитель (молотый шамот, кварцевый песок). Иногда в смесь вводят в небольшом количестве натриевую селитру (окислитель) и силикокальций (горючее). После заполнения верха слитка жидким металлом нагревающаяся экзотермическая смесь воспламеняется. Горючие компоненты окисляются за счет кислорода окислителя, наполнитель замедляет горение смеси.

Обогрев экзотермическими вставками и обмазками снижает глубину проникновения усадочной раковины в слиток, что позволяет уменьшить обрезь при прокатке и повышает выход годного металла на 5-8%.

Применение утепляющих вставок. Вставки в виде пластин устанавливают в прибыльной надставке или внутри изложницы у ее стенок. Вставки изготавливают из смеси древесного угля и шамота, из смеси асбеста с органическими материалами, из смеси кварцевого песка с отходами целлюлозного производства и т. д.

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 0,5-8 т изменяется в пределах от 0,5 до 2,2 ч. Этот способ позволяет повысить выход родного металла на 5-8% при расходе электроэнергии 15-40 квт-ч/т стали.

Газовый обогрев. После окончания наполнения слитка в прибыльную надставку засыпают шлаковую смесь и над поверхностью металла устанавливают газо-кислородную горелку. Обогрев в течение 16 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 прибыльной части слитка покрывают шлаком, состоящим из CaO, CaF_2 и A1 который является электропроводным, но имеет большое электросопротивление. В шлак погружают электрод из стали того же состава, что и слиток. При прохождении электрического тока от электрода к металлу шлак нагревается до температуры, превышающей температуру плавления стального электрода. 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. Этот способ позволяет получить слитки без усадочной раковины и увеличить выход годного металла на 15% и более. В качестве плавящихся электродов при электрошлаковой подпитке обычно используют литники, образующиеся при сифонной разливке.

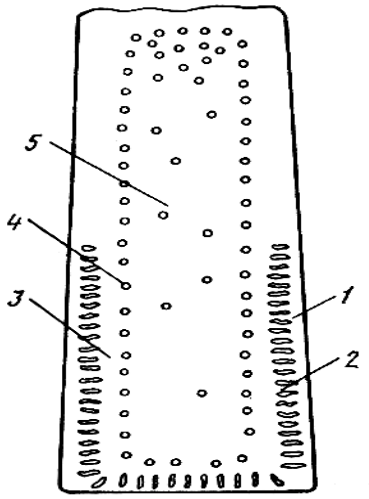
Строение слитка кипящей. Кипящая сталь раскислена неполностью и поэтому она кипит в изложнице во время разливки и при дальнейшем затвердевании слитка. для уменьшения неоднородности состава готовой стали кипение вскоре после наполнения изложницы прекращают, пакры вая слиток массивной металлической крышкой (механическое закупоривание) или раскисляя металл в верхней части изложницьг алюминием или ферросилицием (химическое закупоривание).

Значительная часть пузырей CO, выделяющихся ири кипении, остается в слитке. В дальнейшем они завариваются при прокатке.

При рассмотрении продольного темплета механически закупоренного слитка кипящей стали можно отметить следующие зоны (рисунок 47): плотная наружная корочка 1 без пузырей; зона 2 продолговатых сотовых пузырей, вытянутых от периферии к оси слитка; промежуточная плотная зона 3; зона 4 вторичных округлых пузырей; 5 плотный металл срединной части слитка с отдельными пузырями, количество которых увеличивается в верхней части слитка. Подобный

характер строения слитка определяется условиями и интенсивностью газовыгделения при затвердеванни слитка. При со прикосновении жидкой стали со стенками изложницы начинается кристаллизация стали и образуется плотная беспузыристая корочка.

Отсутствие пузырей в наружной корочке объясняется тем, что при ее образовании пузырьки СО могут легко удаляться из стали. Большая скорость кристаллизаций и малое ферростатическое давление вышележащих слоев при затвердевании первых порций металла, со прикасающихся со стенками изложницы, облегчают интенсивное образование пузырьков. Нарастание корочки ровным фронтом и малый размер кристаллов делают маловероятным застревание пузырьков между ними. Толщина здоровой корочки может изменяться от 3 до 40 мм.



1 – плотная наружная корочка; 2 – зона сотовых пузырей; 3 – промежуточная плотная зона; 4 – зона вторичных пузырей; 5 – средняя часть слитка

Рисунок 47 – Строение слитка кипящей стали

В дальнейшем, как и в слитке спокойной стали, начинается рост вытянутых кристаллов. Условия же газовыделения по мере наполнения изложницы ухудшаются вследствие возрастания ферростатического давления вышележащих слоев жидкого металла. Поэтому образование пузырьков СО замедляется и часть их зарождается после того, как закристаллизовались оси дендритов. Пузырьки, образовавшиеся в межосных пространствах дендритов, в дальнейшем растут как бы (зажатые» между растущими вглубь слитка кристаллами и приобретают вытянутую форму).

Зона сотовых пузырей простирается от низа слитка до уровня, соответствующего 1/2 его высоты. Отсутствие сотовых пузырей в верхней части слитка связано с лучшим газовыделением вследствие малого ферростатического давления, а также с вымыванием пузырей газами, поднимающимися из нижней части слитка.

Концентрированной усадочной раковины в слитке кипящей стали не образуется; 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 раз. в сквозные изложницы, расширяющиеся книзу. Это упрощает процесс раздевания слитков - изложницу просто снимают с затвердевшего слитка.

Толщина здоровой корочки. Одним из наиболее важных критериев качества слитка кипящей стали является толщина наружной здоровой корочки. При существующих методах выплавки и разливки стали эта толщина изменяется в пределах от 8 до 40 мм и должна составлять не менее 8-10 мм. Близкое расположение сотовых пузырей к поверхности слитка является серьезным его дефектом. Слишком тонкая корочка может окислиться при нагреве слитков перед прокаткой. Сотовые пузыри при этом обнажаются, поверхность пузырей окисляется, и они не завариваются при прокатке, что ведет к образованию рванин на поверхности проката.

Толщина беспузыристой корочки возрастает и при увеличении интенсивности кипения, поскольку в этом случае увеличивается скорость перемещения металла и газовых пузырей вдоль затвердевшей корки и облегчается вымывание вновь образующихся пузырьков CO из межосных пространств дендритов.

В реальных производственных условиях увеличения толщины здоровой корочки можно достичь либо путем снижения скорости разливки, либо путем повышения окисленности жидкой стали. Возможности уменьшения скорости разливки ограниченны. Из-за не достаточной пропускной способности разливочных пролетов сталеплавильных цехов скорости разливки обычно возрастают, особенно при разливке сверху. Поэтому в последние годы все более широкое применение находит метод искусственного повышения окисленности кипящей стали в процессе ее разливки путем введения в изложницу интенсификаторов кипения. Поступающий из интенсификатора в сталь кислород обеспечивает повышение интенсивности кипения, что ведет к значительному повышению толщины здоровой корочки.

Слиток полуспокойной стали. По степени раскисленности полуспокойная сталь занимает промежуточное положение между спокойной и кипящей сталью. Полуспокойную сталь раскисляют или марганцем и небольшим количеством кремния, или марганцем и небольшими количествами кремния и алюминия, или марганцем с

небольшим количеством алюминия. Полуспокойная сталь содержит 0,05-0,5% C, 0,35-0,85% Mn и 0,12% Si.

При кристаллизации полуспокойной стали выделяется небольшое количество окиси углерода; кипение металла в изложнице идет менее интенсивно, чем при кристаллизации кипящей стали. Однако этого достаточно для устранения сосредоточенной усадочной раковины в слитке. В то же время малая интенсивность и продолжительность кипения ведут к значительному уменьшению химической неоднородности слитка.

Полуспокойную сталь разливают в сквозные изложницы, расширяющиеся книзу, или в бутылочные изложницы. Слиток полуспокойной стали по своей структуре занимает промежуточное положение между слитками кипящей стали и спокойной стали.

В нормально раскисленном слитке полуспокойной стали (рисунок 48) сотовые пузыри расположены в верхней его части близко от поверхности.

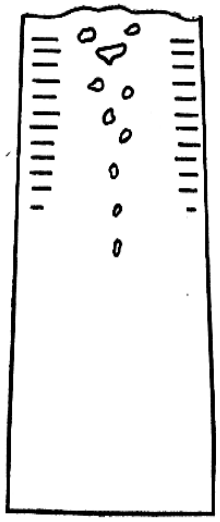


Рисунок 48 – Строение слитка полуспокойной стали

Подобное расположение пузырей объясняется тем, что при затвердевании корочки слитка из-за пониженного содержания кисло рода выделение пузырьков CO происходит в более позднее время, чем в слитках кипящей стали. Они образуются лишь после того, как уже сформировались оси кристаллов и выделяются в межосных пространствах в результате ликвации кислорода и углерода. В дальнейшем пузыри остаются в межосных пространствах в связи с отсутствием энергичного движения металла в изложнице. Образованию сотовых пузырей в нижней части слитка препятствует высокое ферростатическое давление.

Вторичных пузырей в слитке полуспокойной стали нет. В головной части слитка имеется большое количество пузырей и сравнительно крупных газовых раковин, образующихся вследствие скопления здесь углерода и кислорода.

Отсутствие сосредоточенной усадочной раковины и слабое развитие ликвации позволяют иметь значительно меньшую, чем в слитках спокойной и кипящей стали, обрезь головной части слитка при прокатке. Головная обрезь слитков полуспокойной стали не превышает 6%. Высокий выход годного металла и малый расход раскислителей делают производство полуспокойной стали весьма выгодным. В связи с этим производство полуспокойной стали в последние годы расширяется.

Химическая неоднородность стальных слитков. Стальные слитки неоднородны не только по структуре, но и по химическому составу.

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, или ликвация, возникает при затвердевании слитка.

Причиной ликвации является уменьшение растворимости примесей железа при его переходе из жидкого состояния в твердое. Поэтому растущие в первую очередь 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:

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

где Cmax и Cmin - максимальное и минимальное содержание элемента в той или иной части слитка;

Сж - 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 некоторые другие элементы, Величина дендритной ликвации, т. е. различие между содержанием отдельных элементов в осях и межосных пространствах дендритов, достигает существенных значений; так, степень дендритной ликвации в 3-т слитке составляет: серы - около 200%, фосфора 120%, углерода 60%, кремния 20%, марганца 15%.

Зональная ликвация - это неоднородность состава стали в различных частях слитка. Она достигает больших значений, чем дендритная ликвация, и представляет большую опасность. К образованию зональной ликвации склонны сера, фосфор, углерод и кислород.

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, приводя к перемещению ликвирующих элементов из одной части слитка в другую. Такими процессами являются: диффузия примесей из двухфазной области в объем оставшегося жидкого металла; конвективные потоки металла в изложнице, приводящие к выносу ликватов в верхнюю и среднюю части слитка; всплывание объемов загрязненного примесями металла вследствие того, что они имеют меньшую плотность, чем плотность остального металла. По этим причинам части (верхняя и осевая) слитка, кристаллизующиеся в последнюю очередь, обычно обогащаются примесями.

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

3 http:// www.metallurgy.at.ua

4 http:// www.rusmet.ru

5 http:// www.metall-invest.kz

6 http:// www.metall.kz

Контрольные вопросы:

1 Особенности **к**ристаллизация и строение слитков спокойной, кипящей и полуспокойной стали.

2 Методы обогрева и утепления верха слитка.

3 Дендритная ликвация

4 Зональная ликвация

5 Химическая неоднородность стальных слитков

Лекция №12. Технология разливки спокойной, кипящей стали. Температура стали и скорость разливки.

1 Особенности технология разливки спокойной, кипящей стали.

2 Влияние температуры на сталь и скорость разливки на качество слитка

Технология разливки стали. Особенности разливки спокойной стали. Спокойную сталь разливают и сифоном, и сверху в изложницы, уширяющиеся кверху с прибыльными надставками.

Разливку сверху производят как непосредственно из сталеразливочного ковша, так и через промежуточные ковши и воронки. При разливке сверху струя металла должна быть направлена строго по центру изложницы. Во избежание разбрызгивания металла при ударе струи о дно изложницы разливку начинают медленно при не полностью открытом стопоре. После образования подушки жидкого металла разливку ведут полной струей. Скорость разливки при этом зависит от диаметра 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 изменяется в пределах от 0,3 до 1,0 м/мин. длительность наполнения тела слитка массой от 2 до 20 т составляет 2-8 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 вызывают ухудшение качества слитка. Образование и рост корочки интенсифицируются при малой скорости разливки, недостаточной температуре металла и в особенности при наличия в стали легкоокисляющихся элементов (алюминия, титана, хрома). Для предотвращения заворотов корни разливку стараются вести с чистым зеркалом» или так, чтобы между коркой я стенкой изложницы был рант жидкого металла (при разливке сталей, содержащих алюминий, титан и повышенное количество хрома, избежать заворотов корки путем увеличения скорости разливки обычно не удается).

Скорость разливки стали сифоном обычно находится в пределах от 0,15 до 0,6 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 наполнения слитка спокойной стали поверхность металла в прибыльной надставке засыпают люнкеритом или теплоизолирующими смесями. Состав с затвердевающими слиткам выдерживают в разливочном пролете без движения от 40 мин до 2 ч (в зависимости от марки стали и массы слитка). Необходимость длительной выдержки до начала транспортировки вызвана тем, что сотрясение кристаллизующегося слитка вызывает резкое усиление внеосевой ликвации.

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 замедленно. 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 с повышенной газонасыщенностью могут наблюдаться выплески металла из центровой. В этом случае в центровую для дополнительного раскисления вводят алюминий в небольших количествах.

После окончания наполнения изложницы металл в ней некоторое время кипит, а затем для уменьшения развития химической неоднородности кипение прекращают путем механического или химического закупоривания слитка. Состав с изложницами выдерживают у разливочной площадки до начала транспортировки не менее 25 мин.

Механическое закупоривание. При механическом закупоривании металл кипит до образования у стенок изложницы корки затвердевшего металла толщиной около толщины слитка (в течение 7-20 мин). Далее на поверхность металла укладывают массивную металлическую крышку, которая вызывает охлаждение и замораживание верха слитка и тем самым прекращает к Крышки снимают со слитка через 20-30 мин после накрывания.

Химическое закупоривание. При химическом закупоривании в изложницу с кипящим металлом вводят раскислители, что приводит к прекращению кипения и быстрому застыванию верха слитка.

В качестве раскислителей используют алюминий (гранулированный, порошкообразный, жидкий) или 45-и и 75%-ный ферросилиций (в виде кусков размером 4-30 мм), которые подают на поверхность металла через 1-1,5 мин после окончания наполнения изложницы. Лучшие результаты дает применение гранулированного алом Расход алюминия на закупоривание изменяется в пределах от 100 до 600 г/т стали, увеличиваясь при снижении содержания углерода и марганца в стали. При недостаточном количестве алюминия верхняя часть слитка получается рослой, а при избыточном в ней обнаруживаются крупные усадочные полости. В обоих случаях увеличивается головная обрезь, что нежелательно. Признаком правильно выбранного расхода алюминия является получение слитков с выпуклой гладкой поверхностью без прорывов жидкого металла.

При химическом закупоривании алюминием благодаря уменьшению ликвации головная обрезь крупных слитков кипящей стали составляет 4 вместо 8% при механическом закупоривании.

Применение интенсификаторов кипения. Окисленность кипящей стали, получаемая при существующих методах ее выплавки, позволяет разливать сталь с линейной скоростью подъема в изложнице не более 1 м/мин. При разливке сверху с такой скоростью получается предельно допустимая толщина здоровой корочки (8-10 мм). Однако недостаточная пропускная способность разливочных пролетов сталеплавильных цехов вынуждает увеличивать скорость разливки. В связи с этим в последние годы разработан и все шире применяется способ разливки кипящей стали с применением интенсификаторов кипения, позволяющий существенно повысить скорость наполнения изложниц. Вводимый в изложницу интенсификатор кипения содержит вещества (главным образом, окалину), способные легко передавать содержащийся в них кислород жидкой стали. Ввиду повышения окисленности стали существенно повышается интенсивность ее кипения, что обеспечивает значительное увеличение толщины здоровой корочки и позволяет ускорить разливку.

Опыт многих заводов показал, что наиболее эффективными являются смеси двух составов:

	I	II
Прокатная окалина	70—75	82—85
Кальцинированная сода . . .	7—10	—
Натриевая селитра	—	10—12
Плавиковый шпат	18—20	5—6

Иногда повышение интенсивности кипения при разливке достигают путем обдува струи металла кислородом.

Температура и скорость разливки. Сталь, выпускаемая из печи, должна быть нагрета на 100-150 град выше температуры плавления, которая зависит от состава стали. Температура плавления снижается при увеличении содержания в стали легирующих элементов. Например, введение в железо 1% углерода позволяет снизить температуру плавления на 70 град, введение 1 % кремния на 1 град, 1% марганца на 5 град, 1% никеля 4 град, 1% хрома - на 1,5 град.

Перегрев, необходим для обеспечения нужной температуры стали при разливке и для компенсации потерь тепла во время выпуска, выдержки стали в ковше до начала разливки и во время разливки, длительность которой для ковшей большей емкости может достигать 1,5 ч и более. Наиболее интенсивно сталь охлаждается при выпуске и в первые минуты выдержки в ковше, когда тепло расходуется на нагрев футеровки ковша. Снижение температуры стали в первые 10 мин выдержки в ковшах

емкостью 30 т составляет 2,5 град/мин, в ковшах емкостью 100-120 т 1 град/мин в ковшах 250 т 0,5 град/мин. Обычно во время выпуска и выдержки до начала разливки температура металла понижается на 30-60 град.

Нормальной температурой начала разливки считают температуру, превышающую температуру плавления на 90-120 град при сифонной разливке и на 60-110 град при разливке сверху.

Чрезмерно высокая температура стали при разливке ведет к ухудшению качества слитка. Перегретая сталь дольше затвердевает в изложнице, поэтому в слитке больше развита химическая неоднородность. Быстрая разливка горячего металла ведет к увеличению пораженности слитков продольными трещинами. С увеличением температуры стали возрастает также ее газонасыщенность.

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

Скорость разливки, так же как 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 корочки. Разливка с недостаточной скоростью ведет к усиленному образованию и заворотам корочки, особенно при разливке стали сифоном. Поэтому скорость разливки обычно увязывают с температурой металла. Горячий металл следует разливать более медленно, холодный быстрее. Скорость разливки чаще всего характеризуют скоростью подъема стали в изложнице (м/мин). Обычно скорость разливки изменяется в пре- делах от 0,15 до 3,0 м/мин. При применении интенсификаторов кипения скорость разливки кипящей стали доходит до 1,5-3,0 м/мин.

Скорость подъема металла в изложнице при разливке сверху обычно выше, чем при сифонной разливке. Скорость разливки регулируют изменением диаметра разливочного стакана, а также притормаживанием струи металла стопором.

Оптимальные температуры и скорости разливки подбирают с учетом массы слитка, способа разливки, состава и свойств стали (ее вяз кости,

склонности к образованию трещин, склонности к образованию окисленной корочки и др.).

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

3 http:// www.metallurgy.at.ua

4 http:// www.rusmet.ru

5 http:// www.metall-invest.kz

6 http:// www.metall.kz

Контрольные вопросы:

1 Технология разливки спокойной, кипящей стали.

2 Влияние температура стали и скорость разливки на качество слитка.

3 Температура и скорость разливки.

4 Применение интенсификаторов кипения.

5 Химическое закупоривание**.**

Лекция №13. Непрерывная разливка стали (НРС). Сущность непрерывной разливки. Разновидности установок НРС.

1. Сущность непрерывной разливки стали (НРС)
2. Разновидности установок НРС

Сущность непрерывной разливки стали. Непрерывная разливка сравнительно молодой способ разливки стали. Его начали применять в последние 15-20 лет. Сущность этого способа заключается в том, что жидкую сталь непрерывно подают в водоохлаждаемую изложницу без дна - кристаллизатор, из нижней части которого вытягивается полузатвердевший слиток. После полного затвердевания движущийся слиток разрезают на мерные заготовки.

Непрерывная разливка зарекомендовала себя как прогрессивный способ разливки стали, позволяющий существенно упростить весь процесс производства стали, заметно улучшить качество готового металла и повысить выход годного.

В последние годы непрерывную разливку широко внедряют в производство. Если в 1960 г. на установках непрерывной разливки во всем мире было разлито 1,6 млн. т стали, то в 2006 г - 130 млн.т. Работающие в

настоящее время установки непрерывной разливки позволяют разливать плавки массой до 350 т. В последнее время произошел прогресс, связанный с разработкой огнеупоров высокой стойкости, автоматизации и контроля технологических параметров разливки, что позволяет проводить разливку сериями из 10-50 плавок «плавки на плавку» через один кристаллизатор.

Разновидности установок НРС. Существует несколько типов установок непрерывной разливки: установки вертикального и наклонного типов с непрерывным и периодическим движением слитка, вертикального типа с изгибом слитка, радиальные установки (рисунок 49). Наибольшее распространение в настоящее время получили установки вертикального типа с непрерывным движением слитка. Количество стали, разливаемой на радиальных установках, возрастает в последние годы значительно быстрее, чем количество стали, разливаемой на установках других типов.

В зависимости от количества одновременно отливаемых слитков установки непрерывной разливки могут быть одно-, двух-, четырех-, шести- и восьмиручьевыми.

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

Установка непрерывной разливки вертикального типа

Схема установки приведена на рисунке 1, а. Сталь из разливочного ковша заливают в промежуточное разливочное устройство (промежуточный ковш), из которого она непрерывно поступает в вертикально расположенный кристаллизатор.

Затвердевающий у стенок кристаллизатора металл образует оболочку движущегося вниз слитка. После выхода из кристаллизатора слиток, имеющий жидкую сердцевину, попадает в зону вторичного охлаждения, где его охлаждают распыленной водой, подаваемой на поверхность слитка.

Из зоны вторичного охлаждения слиток выходит полностью затвердевшим и попадает в тянущие валки, а после выхода из них в зону резки, где от слитка отрезают куски заданной длины, которые затем отправляют на склад.

Высота установок вертикального типа зависит от глубины лунки жидкого металла, так как резку слитка на части можно производить лишь после его полного затвердевания. Глубина лунки возрастает при увеличении толщины отливаемого слитка, а также при увеличении скорости разливки (скорости вытягивания слитка). Например, при отливке квадратного слитка размером 200 х 200 мм со скоростью 0,8 м/мин глубина жидкой фазы равна 7,7 м, а при отливке слитка размером 300х300мм с той же скоростью она составляет 17,2 м.

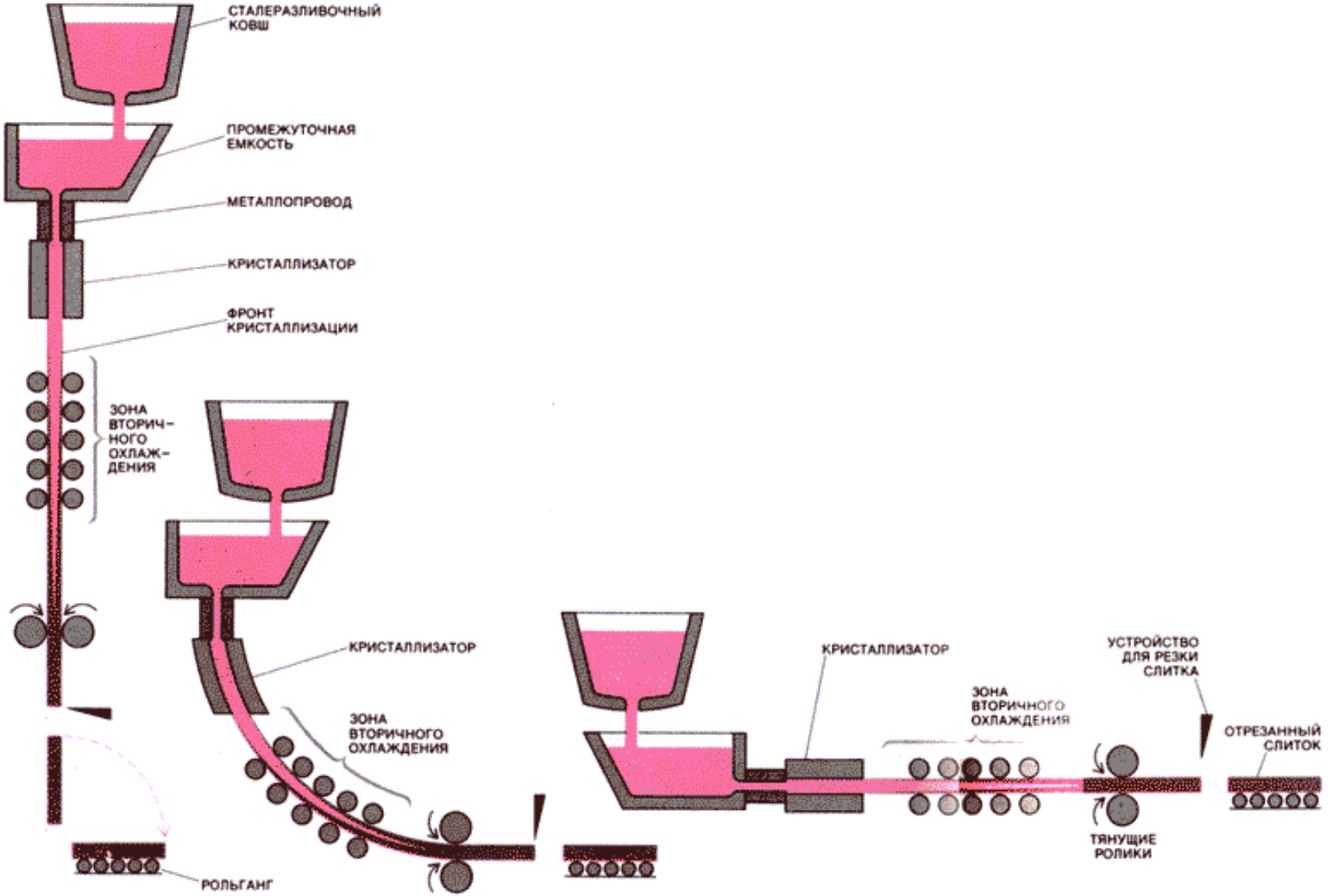


Рисунок 49– Схема вертикального (а), радиального (б) и горизонтальных (в) установок непрерывной разливки стали

Высота существующих установок вертикального типа изменяется в пределах от 15 до 44 м.

Большая высота установок вертикального типа их существенный недостаток. Строительство глубоких котлованов обходится весьма дорого. Сложным является и сооружение высокой башни; к тому же подъем ковша с жидкой сталью па большую высоту значительно затрудняет работу при разливке. По этим причинам в последние годы широкое распространение получают установки вертикального типа с изгибом слитка и установки радиального типа.

Установки с изгибом слитка. Установка с изгибом слитка имеет вертикально установленный кристаллизатор и систему вторичного охлаждения с расположенной за ней тянущей клетью, которые не отличаются от аналогичных устройств установок вертикального типа. Но после выхода из тянущей клети движущийся слиток изгибается, приобретая горизонтальное положение.

Изгиб осуществляют при помощи валка, установленного за тянущей клетью. далее слиток поступает в выпрямляющие валки, за которыми располагают газорезку или гидравлические ножницы.

Чтобы при изгибе и последующем выпрямлении в слитке не образовывались трещины, радиус изгиба не должен быть меньше тридцатикратной толщины слитка.

Установки с изгибом чаще всего применяют при отливке слитков небольшого и среднего сечения (толщиной 200 мм и менее).

При отливке слитков большой толщины радиус изгиба будет значительным и невозможно достичь заметного снижения высоты установки. Радиус изгиба слитка на установках для отливки слитков толщиной 200 мм достигает 10 м.

Установки с изгибом слитка размещают в цехе таким образом, чтобы горизонтальное движение слитка и его резка осуществлялись на уровне пола цеха или же в сравнительно небольшом углублении в полу цеха.

Радиальные установки. В установках радиального типа (рисунок 1, б) разливку осуществляют через дугообразный кристаллизатор, в котором формируется изогнутый по определенному радиусу слиток. По выходе из кристаллизатора слиток попадает в камеру вторичного охлаждения, изогнутую по тому же радиусу, что и кристаллизатор. В камере установлены опорные ролики и водяные брызгала. Из камеры в охлаждения слиток поступает в выпрямляющие валки, которые являются также тянущими. Кристаллизатор при разливке совершает возвратно-поступательное движение.

Установки радиального типа проще установок с изгибом слитка, так как в них отсутствуют изгибающие и отдельные тянущие валки.

Радиус изгиба кристаллизатора и камеры вторичного охлаждения выбирают такими, чтобы затвердевание слитка по всему сечению было закончено к моменту выхода слитка из камеры вторичного охлаждения.

Высота установок радиального типа, равная радиусу изгиба, значительно ниже высоты установок вертикального типа и установок с изгибом слитка. Например, если для отливки сляба сечением 1300 х 150 мм высота установки вертикального типа должна быть 20-23 м, то высота радиальной установки в этом случае может составлять лишь 6,0 м. Максимальный радиус изгиба радиальных установок (при отливке слитков толщиной 300мм) 12 м.

Малая высота установок радиального типа позволяет вписывать их в габариты существующих сталеплавильных цехов. Недостаток установок радиального типа трудность извлечения изогнутого слитка из кристаллизатора и камеры вторичного охлаждения при аварии.

Рекомендуемая литература:

1 Борнацкий И.И., Баптизманский В.И., Исаев Е.И. и др. Современный кислородно-конвертерный процесс. – Изд-во «Техника».- 1974.- с. 264.

2 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

3 http:// www.metallurgy.at.ua

4 http:// www.rusmet.ru

5 http:// www.metall-invest.kz

6 http:// www.metall.kz

Контрольные вопросы:

1 Конструкция и сущность НРС.

2 Классификация и особенности установок непрерывной разливки стали.

3 Радиальные установки.

4 Установки с изгибом слитка.

5 Установка непрерывной разливки вертикального типа

6 Разновидности установок НРС.

Лекция №14. Технология разливки и производительность установок. Основные узлы установки. Качество металла и преимущества НРС.

1 Технология разливки и производительность установок

2 Основные узлы установки.

3 Качество металла и преимущества НРС

Технология разливки и производительность установок. После окончания разливки предыдущей плавки в кристаллизатор вводят затравку и уплотняют зазоры между головкой затравки и стенками кристаллизатора асбестом и огнеупорной глиной. далее над кристаллизатором устанавливают предварительно нагретый промежуточный ковш и открывают подачу воды на кристаллизатор и вторичное охлаждение.

Промежуточный ковш наполняют металлом на высоту 0,4-0,6 м, после чего открывают стопор и начинают подачу металла в кристаллизатор. После заполнения кристаллизатора до заданного уровня (200-300 мм от верха) включают двигатели тянущих валков; одно временно автоматически включается механизм возвратно-поступательного движения кристаллизатора. длительность заполнении кристаллизатора до начала вытягивания слитка должна обеспечить обрааование достагочно толстой корочки. Затвердев металла и ее прочное сцепление с затравкой; для слитков среднего и крупного сечений это время составляет 0,5-2,0 мин.

Скорость вытягивания плавно повышают до заданного значения в течение 1-2 мин в зависимости от сечения отливаемого слитка. В дальнейшем в течение всей разливки скорость вытягивания и уро вень металла в кристаллизаторе стараются поддерживать постоян ньгми. В связи с дополнительными теплопотерями температура металла, разливаемого на установках непрерывной разливки, должна быть на 20-40° С вьше, чем при разливке в изложницы. Скорость разливки и температура металла тесно связаны. Их подбирают опытным путем в зависимости от сечения слитка и марки разливаемой стали. Обычно при увеличении температуры скорость разливки не сколько снижают.

Увеличение скорости разливки обеспечивает рост производительности установки. Однако при значительном увеличении скорости разливки корочка затвердевшего металла при выходе слитка из кристаллизатора будет слишком тонкой, что может привести к ее разрыву и остановке разливки. При недостаточной температуре металла и малой скорости разливки на поверхности металла в кристаллизаторе образуется окисленная корка, завороты которой ухудшают поверхность слитка и качество металла.

Скорость разливки (скорость вытягивания слитка) на существующих установках изменяется в пределах от 0,4 до 8-10 м/мин и определяется в первую очередь сечением отливаемого слитка. Для квадратных слитков сечением 50х50 мм она составляет 7-10 м/мин, для слитков сеченйем 100 х 1000 мм 1,8-3,5 м/мин, для слитков 200 ж 200 мм она изменяется от 0,9 до 1,5 м/мин и для слитков 300 х х 300 мм - от 0,5 до 1,1 м/мин. Скорость

разливки прямоугольных слитков сечением (150-300) х (500-2000) мм изменяется в преде лах от 0,4 до 1,1 м/мин.

На качество слитка непрерывной разливки существенное влияние оказывает режим вторичного охлаждения. Интенсивность вторичного охлаждения зависит от скорости разливки, сечения слитка и свойств разливаемой стали (склонности к образованию трещин). Обычно расход охлаждающей воды увеличивается при увеличении скорости разливки.

При чрезмерной интенсивности вторичного охлаждения вследствие больших термических напряжений в слитке возникают внутренние трещины. В связи с этим применяют «мягкое» охлаждение на поверхность слитка подают распыленную воду и ее подачу рассредоточивают на большое расстояние по высоте слитка. В то же время при слишком малой интенсивности вторичного охлаждения недостаточно прочная горячая корочка слитка может деформироваться («раздутие слитка»).

Оптимальные расходы воды, а также распределение подачи воды по длине и периметру слитка определяют опытным путем. В существующих установках непрерывной разливки расход воды на вторичное охлаждение изменяется в пределах от 0,2 до 1,5-2,0 л/кг стали.

Производительность установок. Годовую производительность одноручьевой установки непрерывной разливки (Р, т) определяют по формуле:

$$P = 342000 \frac{Q}{t_м + t_п},$$

где Q - масса стали в сталеразливочном ковше, т;

$t_п$ - время разливки одного ковша, мин;

$t_м$ - время подготовки машины к приему очередной плавки, мин;

342000 - коэффициент; получившийся от перемножения следующих величин:

1440 - число минут в сутках, 338 - число рабочих суток машины в году;

0,85 - коэффициент учитывающий неподготовленность машины к разливке;

0,85 коэффициент, учитывающий неравномерность .подачи металла от печей.

Длительность подготовки к разливке для двухручьевой установки составляет около 30 мин; длительность разливки определяется массой плавки, скоростью разливки и сечением отливаемого слитка. Производительность одноручьевой установки при отливке квадратных

слитков достигает 20 т/ч; а при отливке слябов шириной 1500- 2000 мм доходит до 100-150 т/ч.

Качество металла. Быстрое затвердевание слитка непрерывной разливки вследствие его малой толщины и повышенной скорости охлаждения ведет к получению металла с более мелкой кристаллической структурой и менее развитой химической неоднородностью. Слитки непрерывной разливки имеют также более чистую поверхность по сравнению со слитками, полученными разливкой в изложницы.

При непрерывной разливке стали возможно появление специфических дефектов. Основными дефектами слитков непрерывной разливки являются наружные продольные и поперечные трещины, ужимины, завороты корки, внутренние трещины, шлаковые включения на поверхности слитка, а для квадратных и круглых слитков также осевая рыхлость.

Продольные трещины на гранях слитка образуются в кристаллизаторе в начальный момент затвердевания корочки слитка. Трещины являются результатом усадочных напряжений и возникают в участках наименьшей толщины корочки, которые появляются либо вследствие размывания корочки струей металла, либо в результате местного отхода корочки от холодной стенки кристаллизатора (например, в результате коробления стенки кристаллизатора). Количество продольных трещин увеличивается при увеличении ширины плоского слитка, при увеличении содержания серы в стали и при снижении величины отношения Mn/S; повышенной склонностью к трещинообразованию обладают углеродистые стали с содержанием угле- рода 0,18-0,25%. Мерами борьбы с образованием продольных трещин являются разливка в кристаллизаторы с волнистыми стенками и в толстостенные кристаллизаторы, стенки которых обладают пониженной склонностью к короблению, подвод металла «под уровень», смещение струи к узким граням плоского слитка, выплавка стали с пониженным содержанием серы и с величиной отношения Mn/S более 21.

Для предотвращения образования поперечных трещин (поперечных надрывов корни слитка в кристаллизаторе) необходимо обеспечивать хорошую смазку, следить за тем, чтобы на стенках кристаллизатора не было бугров и вмятин, препятствующих движению корочки вниз, и применять кристаллизаторы с минимальной склонностью стенок к короблению (толстостенные).

Ужимины (углубления) на поверхности слитка возникают в результате резкого изменения напора струи металла и колебаний уровня металла в кристаллизаторе; в связи с этим необходимо обеспечивать подачу металла ровной струей и поддерживать уровень металла в кристаллизаторе постоянным.

Для борьбы с заворотами корки применяют подвод металла в кристаллизатор «под уровень», разливку под защитными покрытиями и в защитной атмосфере. Для предотвращения образования внутренних осевых трещин необходимо снижать интенсивность вторичного охлаждения.

Значительное развитие осевой пористости в круглых и квадратных слитках связано с наличием в кристаллизующемся слитке непрерывной разливки очень глубокой и узкой лунки жидкого металла. Образование в ней «моста» сросшихся кристаллов может привести к появлению очень больших по протяженности зон, кристаллизующихся без доступа жидкого металла, и, следовательно, к появлению пустот. В плоских слитках осевая пористость развита слабее, так как усадка металла рассредоточена по большой оси поперечного сечения слитка.

Основные узлы установки. Промежуточные разливочные устройства. Их назначение – регулирование подачи металла в кристаллизатор, обеспечение плотной упорядоченной струи металла и для многоручьевых установок - распределение металла в несколько кристаллизаторов.

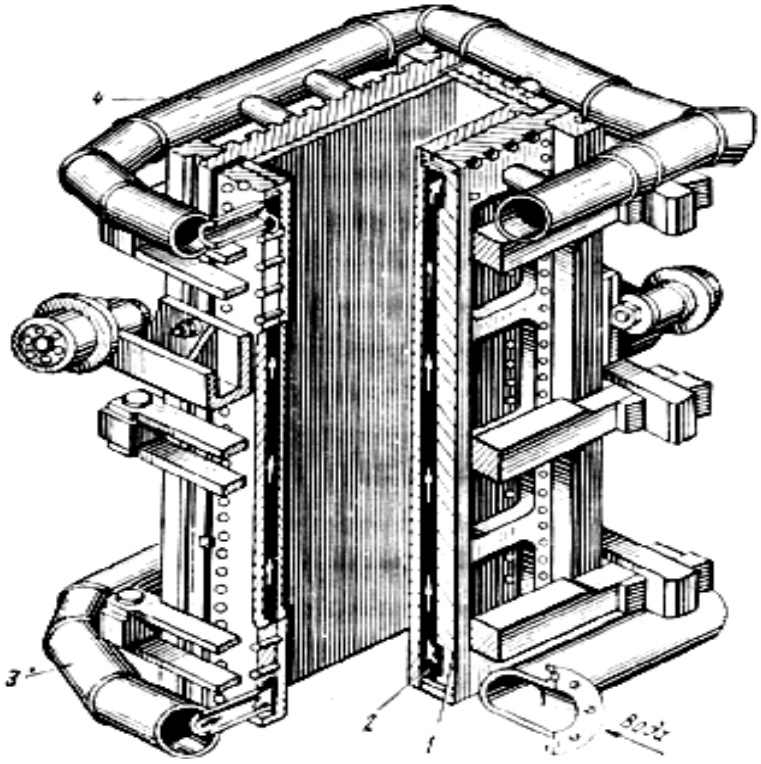
В качестве промежуточного разливочного устройства наиболее часто применяют промежуточные ковши с разливочными стаканами и стопорами. Поднимая или опуская стопор, можно регулировать расход металла, а при необходимости и прекращать подачу металла в кристаллизатор. Реже применяют промежуточные ковши со стаканами-дозаторами без стопоров. Количество металла, подаваемого в кристаллизатор, в этом случае изменять по ходу разливки нельзя. На случай неполадок под дозаторами установлены поворотные желоба, по которым металл может быть отведен от кристаллизатора.

На установках малой производительности применяются также чайниковые ковши, через носок которых сливают металл в кристаллизатор. Расход металла регулируют изменением угла наклона ковша. для снижения теплопотерь футеровку промежуточных устройств подогревают перед разливкой до 900-1200°С, а сами устройства накрывают футерованными крышками.

Кристаллизаторы. Кристаллизатор является важнейшим конструктивным узлом установки непрерывной разливки, поскольку в нем формируется слиток (рисунок 50). Кристаллизатор должен обеспечивать быстрое образование достаточно толстой и прочной наружной корочки слитка. В связи с этим для обеспечения интенсивного теплоотвода стенки кристаллизаторов делают водоохлаждаемыми, а внутреннюю их часть, соприкасающуюся с жидким метал лом, выполняют из меди.

Форма и размеры внутренней полости кристаллизатора определяются сечением отливаемого слитка. Чаще применяют кристаллизаторы с

прямоугольным и квадратным внутренним сечением. Кристаллизаторы круглого сечения применяют редко из-за повышенной склонности круглых слитков к образованию трещин.



1- стальная пластина; 2 – медная пластина; 3, 4 – коллекторы для воды

Рисунок 50 – Составной тонкостенный кристаллизатор для отливки плоских слитков

Преимущества непрерывной разливки. По сравнению с разливкой стали в изложницы непрерывная разливка имеет ряд преимуществ:

1. Значительно выше выход годного металла, так как образуется лишь одна усадочная раковина в каждом ручье в конце разливки всей плавки. Выход годных заготовок при непрерывной разливке может достигать 96-98% от массы жидкой стали.

2. Существенно уменьшается химическая и структурная неоднородность стали.

3. Лучшая поверхность отливаемых слитков.

4. Отсутствуют затраты на изложницы, надставки, поддоны, сифонный припас и на подготовку этого оборудования к разливке.

5. Отпадает необходимость в обжимных станах - блюминге и слябинге, что уменьшает капитальные затраты на строительство металлургического завода.

6. Создаются условия для полной механизации и автоматизации разливки.

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

3 http:// www.metallurgy.at.ua

4 http:// www.rusmet.ru

5 http:// www.metall-invest.kz

6 http:// www.metall.kz

Контрольные вопросы:

1 Технология непрерывной разливки.

2 Производительность установок.

3 Непрерывные литейно-прокатные агрегаты получения тонких сляб и литой тонкой полосы.

4 Кристаллизаторы.

5 Промежуточные разливочные устройства.

6 Качество металла.

Лекция 15. Перспективы развития непрерывной разливки стали

1 Перспективы развития НРС.

Перспективы развития непрерывной разливки стали. На традиционных установках непрерывной разливки получают (рисунок 51, а), как правило, слябы толщиной около 250 мм, которые в горячем состоянии прокатывают до толщины 1,5-20 мм. Такая высокая степень деформации заготовки требует использования мощного прокатного оборудования и больших производственных расходов. Следующим этапом производства стальной полосы стало литье тонкого сляба толщиной до 50 мм (рисунок 51, б). Первый завод по производству тонкого сляба был построен в 1989 году в г. Кроуфордсвилл компаниями Nucor (США) и SMS Demag (Германия).

Усовершенствование технологии литья в первую очередь было направлено на уменьшение толщины заготовки с целью исключения из производственной цепочки наиболее энергоемких процессов - прокатки и нагрева заготовки.

Более тесное соединение двух этапов процесса удалось реализовать именно в совмещенных тонкослябовых литейно-прокатных агрегатах, что позволило получить следующие экономические преимущества:

- снизить капиталовложения;

- сократить время прохождения металла в цикле производства;
- увеличить оборачиваемость капитала и снизить складские издержки;
- обеспечить экономичное производство партий малого размера;
- снизить расход энергии.

В настоящее время качество горячекатаной полосы с агрегатов для отливки тонких слябов уже не отличается от качества полосы, получаемой традиционным способом.

Благодаря оптимальным условиям задачи тонкого сляба в прокатную группу совмещенного литейно-прокатного агрегата (равномерное распределение температуры по всей длине и ширине тонкого сляба) достигается даже несколько лучшая, чем при традиционной технологии, точность по толщине, профилю и ширине полосы.

К настоящему времени введен в эксплуатацию 21 агрегат CSP с 31 МНЛЗ для литья тонких слябов. Их производительность должна составить 28,5 млн т.

Современные технологии открывают возможности получения горячекатаной полосы с толщинами, служебными характеристиками и качеством поверхности, которые несколько лет назад достигались исключительно холодной прокаткой.

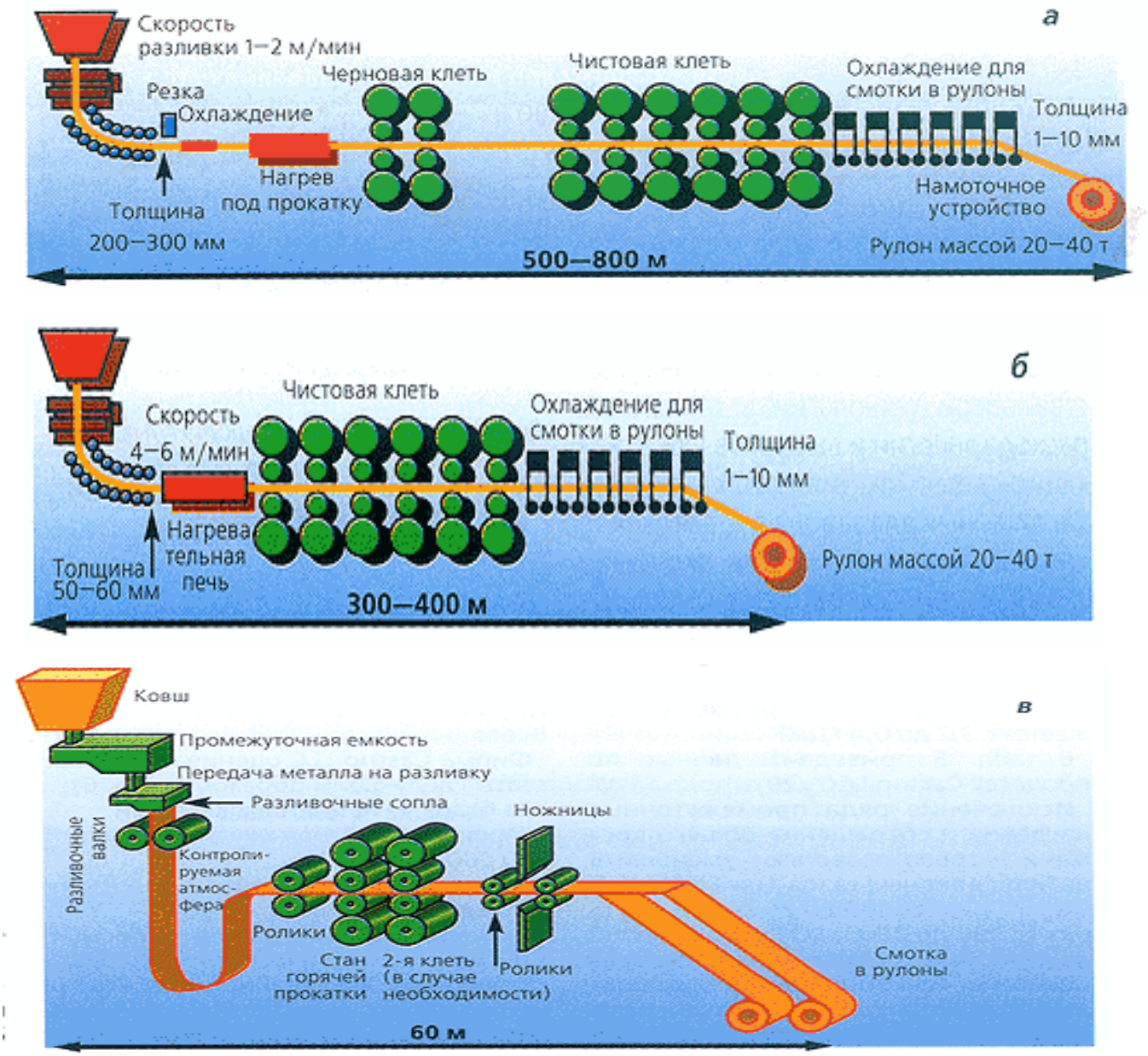
Преимущество способа литья заготовок, близких по размерам к готовой продукции, заключается в возможности контролирования затвердевания обеих поверхностей полосы.

Последние 15 лет многие исследовательские коллективы разрабатывали идею разливки полосы и создали лабораторные и опытные установки для литья стали в двухвалковом кристаллизаторе, реализовав их с различными техническими и финансовыми затратами.

Конструктивный принцип литья полосы в двухвалковом кристаллизаторе заключается в том, что два ролика с водоохлаждаемыми медными рубашками расположены горизонтально на некотором расстоянии один от другого (зазор между ними определяет толщину отливаемой полосы), и между ними, благодаря торцевым уплотнениям с обеих сторон, размещается ванна жидкого металла, пополняемая через погружной сталеразливочный стакан. При вращении роликов навстречу друг другу жидкий металл втягивается в зазор между ними и кристаллизуется на медной водоохлаждаемой поверхности, как в обычном кристаллизаторе МНЛЗ, образуя полосу, которая вытягивается вниз и быстро затвердевает (рисунок 51, в).

В результате длительных напряженных исследований, проводившихся во многих странах ведущими металлургическими и машиностроительными компаниями, была создана промышленная технология непрерывной разливки тонкой полосы на вертикальном двухвалковом модуле. Компании, занимавшиеся этой проблемой, вначале

действовали независимо, затем начали вырабатывать общие программы и вступать в партнерские отношения, объединяя свои производственные мощности, инженерно-технические разработки и ноу-хау.



а- традиционная , б- отливка тонкого сляба, в- отливка полосы

Рисунок 1 - Принципиальные технологические схемы производства горячекатаной полосы

В Европе результаты исследований фирм Thyssen Krupp Stahl AG и Usinor по проекту Myosotis были объединены с данными фирм Acciai Special Terni S. p. A. и CSM (Италия), Voest-Alpine Industrieanlagenbau GmbH (Австрия) в один европейский проект.

На примере завода в г.Крефельд, не имеющего линии горячей прокатки, отчетливо видны преимущества, которые дает внедрение машины прямого литья полосы:

- не требуется машина непрерывного литья слябов;
- нет адъюстажа слябов; исключаются операции горячей прокатки;
- не требуется промежуточный транспорт;
- сокращается время прохождения металла между сталеплавильным цехом и цехом холодной прокатки.

Рекомендуемая литература:

1 Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия (для Вузов). М.: ИКЦ «Академия», 2005.- 768 с.

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

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

4 Металлургия чугуна: Учебник для вузов (Под редакцией Ю.С. Юсфина) – М.: ИКЦ «Академ книга).- 2004.- с. 774.- 8 экз.

5 Строганов А.И., Рысс М.А. Производство стали и ферросплавов.- М.: Металлургия.- 1974.

6 ОйксГ.Н., Иоффе Производство стали (расчеты).- М.: Металлургия.- 1974.

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

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

Контрольные вопросы:

1 Перспективы развития непрерывной разливки стали за рубежом.

2 Конструктивный принцип литья полосы в двухвалковом кристаллизаторе

КОЛЕСНИКОВ АЛЕКСАНДР СЕРГЕЕВИЧ
ПРОТОПОПОВ АНАТОЛИЙ ВСЕВОЛОДОВИЧ

КОНСПЕКТЫ ЛЕКЦИЙ

по дисциплине
«Введение в металлургическую специальность»

Редактор: Колесников А.С.

Издателство ЮКГУ им М. Ауезова
Подписано в печать «__»____2012г.
Формат 60х84 1/16. Офсетная печать. Усл. п.л. 6,5
Тираж 100 экз. Заказ №____

© Издание Южно-Казахстанского государственного университета им. М. Ауезова

Издательский центр ЮКГУ им М. Ауезова, г. Шымкент, пр. Тауке хана, 5