

РЕФЕРАТ

60 с., 10 рис., 32 источников

ПЕЧЬ-КОВШ, РАСКИСЛЕНИЕ, НАУГЛЕРОЖИВАНИЕ, ПРОДУВКА, АРГОН, НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИЕ ВКЛЮЧЕНИЯ.

В данной работе произведен аналитический обзор технологии внепечной обработки стали на установке «печь-ковш», рассмотрена роль науглероживания металла. Приведены данные исследований технологии науглероживания металла в ковше с использованием углеродсодержащих материалов и карбида кремния, данные по влиянию неметаллических включений на качество металла и пути их удаления ..

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|---|----|
| ВВЕДЕНИЕ | 4 |
| ГЛАВА 1. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР ТЕХНОЛОГИИ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ СТАЛИ НА УСТАНОВКЕ «ПЕЧЬ-КОВШ» | 8 |
| 1.1 Технология обработки металла на установке «печь-ковш»..... | 8 |
| 1.2 Раскисление и легированием металла..... | 11 |
| 1.3 Обработка порошковообразными материалами..... | 12 |
| 1.4 Выбор способа продувки..... | 15 |
| 1.5 Влияние продувки металла аргоном на дегазацию расплава и удаление неметаллических включений..... | 17 |
| ГЛАВА 2. РОЛЬ НАУГЛЕРОЖИВАНИЯ МЕТАЛЛА В ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ | 23 |
| 2.1 Развитие технологической схемы производства стали..... | 23 |
| 2.2 Технологические особенности науглероживания..... | 23 |
| 2.3 Физико-химические аспекты науглероживания..... | 27 |
| ГЛАВА 3. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ НАУГЛЕРОЖИВАНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КАРБИДА КРЕМНИЯ | 34 |
| 3.1 Особенности формирования расплава..... | 34 |
| 3.2 Разработка технического регламента..... | 37 |
| 3.3 Качество расплавов..... | 40 |
| ГЛАВА 4. ВЛИЯНИЕ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ НА КАЧЕСТВО МЕТАЛЛА | 47 |
| 4.1 Источники возникновения неметаллических включений..... | 47 |
| 4.2 Удаление неметаллических включений при продувке аргоном..... | 47 |
| ЗАКЛЮЧЕНИЕ | 58 |
| СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ | 59 |

ВВЕДЕНИЕ

Качество стали – это постоянно действующий фактор, который на всех исторических этапах побуждал металлургов искать новые технологии и новые инженерные решения. Ограниченные возможности регулирования физических и физико-химических условий протекания процессов плавки в традиционных сталеплавильных агрегатах привели к созданию новых сталеплавильных процессов, комплексных технологий, обеспечивающих получение особо чистых по содержанию нежелательных примесей марок стали.

В тех случаях, когда технологические операции, обеспечивающие получение металла требуемого качества, непосредственно в самом агрегате приводят к потере его производительности, их выполняют во вспомогательной емкости (ковше или др.), то есть переводят в разряд внепечной, или вторичной, металлургии. Основную цель вторичной металлургии можно сформулировать как осуществление ряда технологических операций в специальных агрегатах быстрее и эффективнее по сравнению с решением аналогичных задач в обычных сталеплавильных агрегатах. В настоящее время методами внепечной металлургии обрабатывают сотни миллионов тонн стали массового назначения. Установки для внепечной обработки имеются практически на всех заводах качественной металлургии. РУП “Белорусский металлургический завод” (БМЗ) спроектировано, построено и оснащено фирмами “Фест-Альпине”, “Шлеман-Зимаг”, “Даниели” и др. в 1984 г. ОАО «БМЗ» производит квадратную, круглую, трубную заготовку и арматуру по внутренним и зарубежным стандартам, а также катанку, уголок, швеллер, металлокорд для шин, проволоку бортовую, сварочную, проволоку для рукавов высокого давления, общего назначения и пр. (Рис.1, 2.).

В настоящее время ОАО «Белорусский металлургический завод» ежегодно производит более 1,4 миллиона тонн стали, около 900 тысяч тонн сортового и конструкционного проката с марочным составом более 50 легированных, низколегированных, конструкционных и углеродистых марок стали, 50 тысяч тонн металлокорда, 13 тысяч тонн бортовой проволоки, более 25 тысяч тонн проволоки РМЛ и около 35 тысяч тонн стальной проволоки.

В состав сталеплавильного производства входят: копровый цех (КЦ) и два электросталеплавильных цеха (ЭСПЦ - 1; ЭСПЦ - 2).

Состав электросталеплавильного цеха ЭСПЦ: печное отделение, оборудованное одной стотонной дуговой электропечью, отделение разливки,

оборудованное одной разливочной четырехручьевой машиной вертикально-радиального типа, участок внепечной обработки стали, оборудованный установкой печь-ковш и двумя вакууматорами: циркуляционного и камерного типа, комплекс оборудования по футеровке, сушке и разогреву вакууматора, стальной и промковшей, склад заготовок.

Основная технология выплавки стали – одношлаковый процесс с «жидким» стартом с использованием в шихте углеродистого лома, передельного чугуна и металлизированных окатышей. Углеродистые и низколегированные стали производят по схеме: ДСП - установка продувки аргоном (азотом) – установка «ковш-печь» – МНЛЗ –1,2.

Современное предприятие может успешно работать сегодня и уверенно смотреть в будущее только в том случае, когда оно находится в постоянном поступательном движении и развитии. Планомерная, обоснованная реконструкция и техническое перевооружение позволили заводу завоевать твердые позиции на рынке металлов, в условиях всеобщего спада производства и жесткой конкуренции.

В сентябре 2002 года в ЭСПЦ-1 введена в строй установка «ковш-печь». Сооружение установки внепечной обработки "ковш-печь" нового поколения по техническому проекту фирмы "Фест-Альпине" в условиях ЭСПЦ-1 БМЗ существенно улучшит как объемные, экономические показатели, так и показатели качественные. 1.Продолжительность плавки в ДСП сократилось на 7-10 минут, что позволило увеличить производство стали на 105 тыс. тонн годной заготовки. Расход электродов на тонну годной стали снизился с 3,2 кг/т до 2,9 кг/т, т.е. на 0,225 кг/т.

. Расход извести снизился с 52 кг/т до 43 кг/т, что позволило частично покрыть дефицит извести в условиях БМЗ.

Расход огнеупоров за счет увеличения серийности снизился в среднем на 0,658 кг/т.

Вследствие улучшения организации производства в ЭСПЦ-1 и увеличения гибкости процесса исключены переливы металла в печь, которые в 2000 году составили более 4 тыс. тонн.

С вводом установки "ковш-печь" коренным образом изменяется технология ЭСПЦ-1. Стало возможным проведение на установке "ковш-печь" глубокой десульфурации (до содержания серы менее 0,015%), тонкой доводки по углероду, модифицирующей обработки кальцием, бором и другими активными элементами.

После ввода в эксплуатацию установки "ковш-печь" созданы условия получения качественных сталей для холодной высадки (ГОСТ

10702), конструкционных (ГОСТ 1050), высокоуглеродистых, в т.ч. кордовых, а также низкоуглеродистых (с 0,10% до 0,12%) с последующим перекатом на стане 150. Вся реконструкция оборудования сталеплавильного производства органично вписывается в общую программу технического перевооружения БМЗ, гарантируя при этом высокое качество продукции и ритмичность производства, обеспечивая уверенное движение вперед.

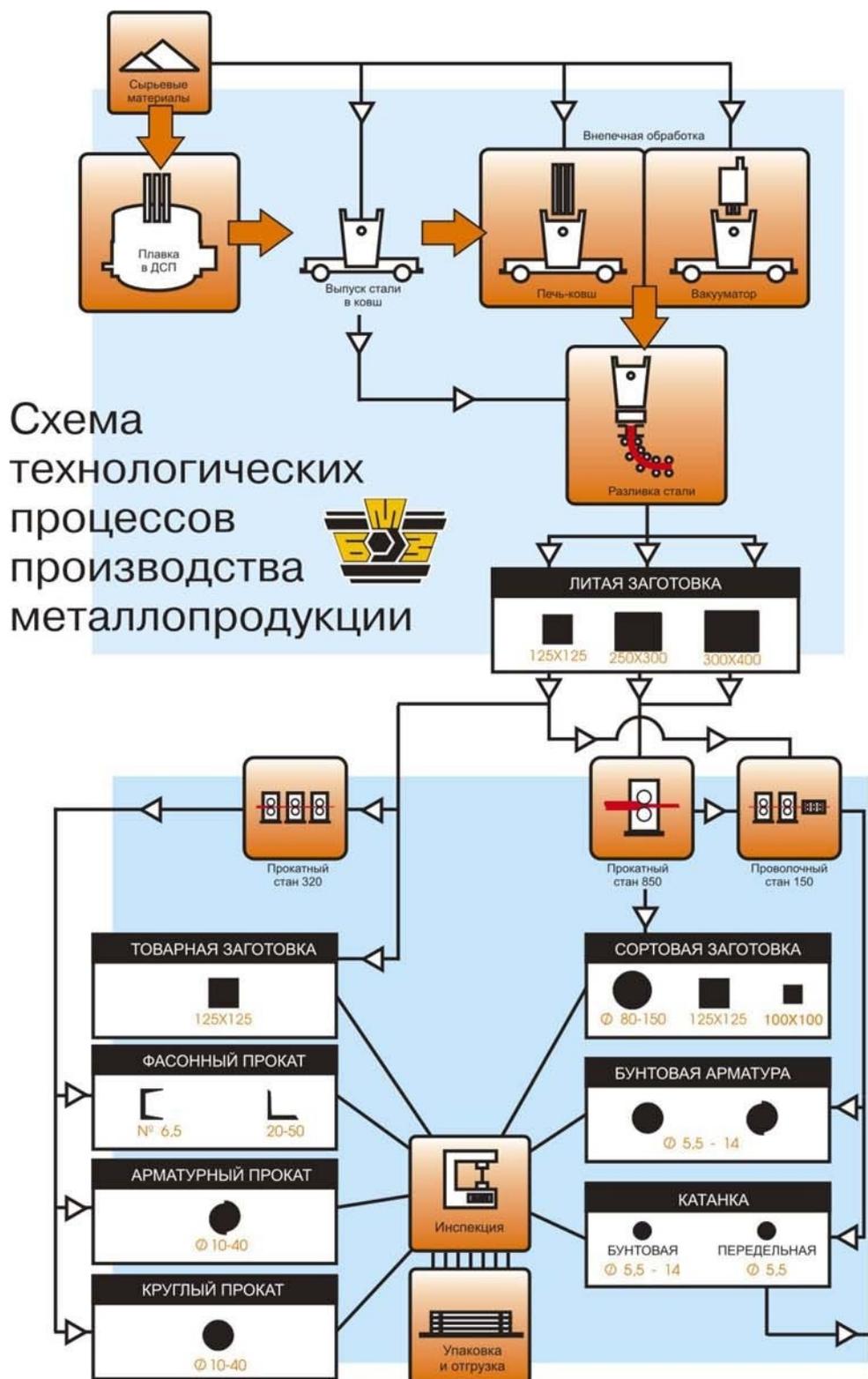


Рис.1.Схема производства ОАО «БМЗ»

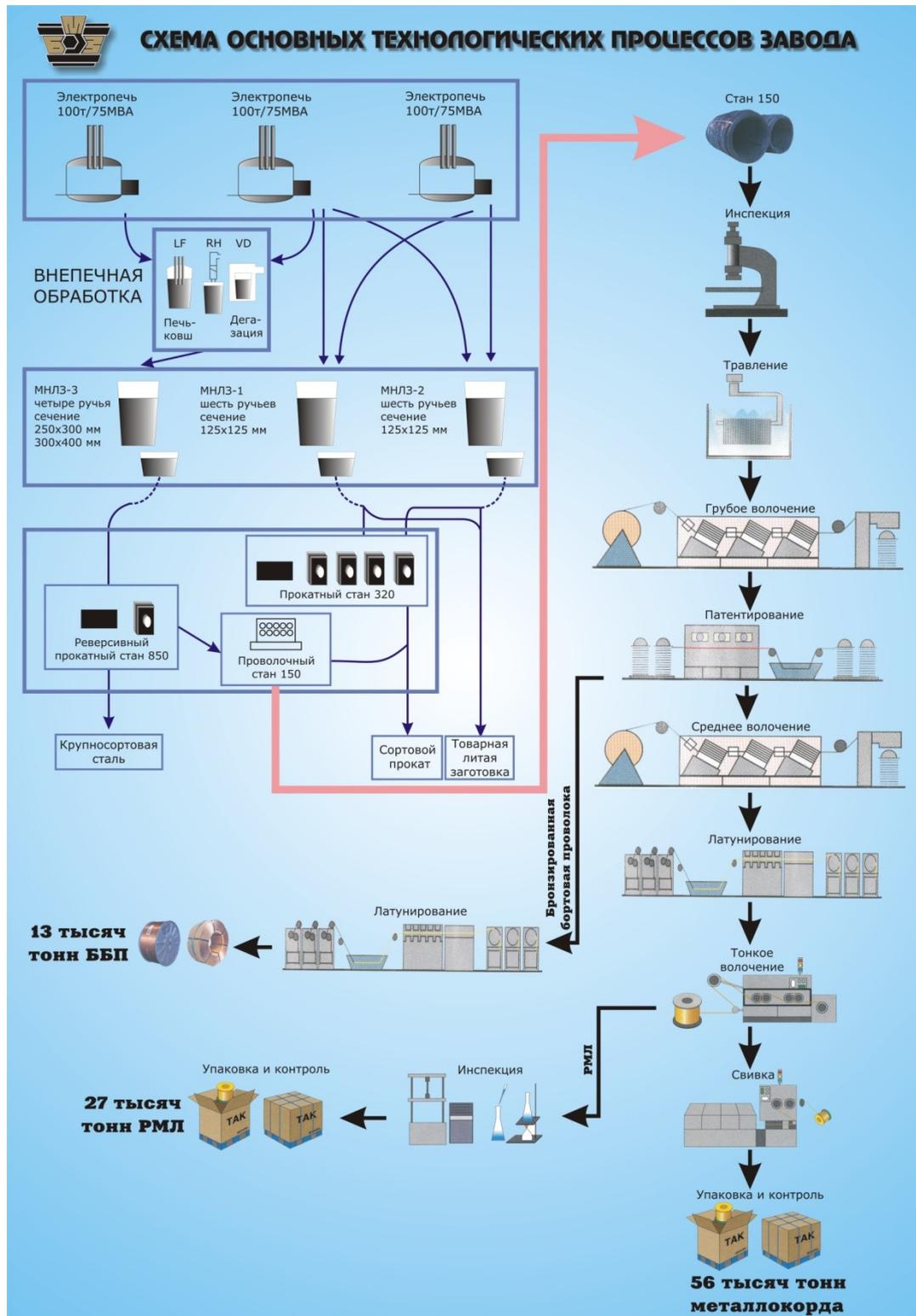


Рис. 2. Схема технологических процессов

Глава 1. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР ТЕХНОЛОГИИ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ СТАЛИ НА УСТАНОВКЕ «ПЕЧЬ-КОВШ»

1.1 Технология обработки металла на установке «КОВШ-ПЕЧЬ»

Агрегат «ковш-печь» предназначен для проведения технологических операций по раскислению, легированию, модифицированию и рафинированию металла, а также для усреднения металла по температуре и химическому составу, подогреву до требуемой технологией разливки температуры. Агрегат оборудован трансформатором мощностью 15 МВ·А, механизмом подъема свода; порталом; механизмами перемещения электродов; короткой сетью для передачи тока от выводов вторичных обмоток трансформатора до рабочих концов электродов; системой отбора и очистки газов.

Для проведения технологических операций используется:

- система вдувания порошкообразных материалов с погружной фурмой «Velco»;
- система донной продувки металла инертными газами через продувочные пробки стальной ковша;
- трайбаппараты для ввода порошковой проволоки;

система подачи сыпучих материалов, включающая 4 бункера, весы – дозатор и течку для транспортировки материалов в стальной ковш через сводовое отверстие

По прибытию ковша на установку «печь-ковш», в последовательности, определяемой диалогом АСУТП "Начало плавки", вводятся данные о плавке. После подключения продувочных фурм к трассе регулируется подача аргона. Производится визуальная оценка интенсивности продувки металла. Продувка металла аргоном устанавливается с расходом до 300 л/мин и не должна приводить к выбросам металла и шлака из стальной ковша и оголению зеркала металла.

Продолжительность продувки составляет 3 – 5 мин. Такое время необходимо для модификации неметаллических включений, так как в первые 3 минуты удаляется в шлак около 90% всех включений, в последующее

время в стальные 10%. Далее опускается свод, производится измерение температуры стали для последующего выбора ступени напряжения.

Степень напряжения в пределах от 1 до 3 устанавливается для поддержания температуры, а в пределах от 3 до 6 – для нагрева металла.

После перемешивания металла не менее 5 минут аргоном, включая продувку на УДМ, производится отбор пробы на химический анализ. Химический состав металла после выпуска должен соответствовать нижним значениям марочного состава стали, за исключением содержания серы.

После включения установки “печь-ковш” проводится наведение основного слоя шлака присадками извести в количестве 500 - 700 кг, плавикового шпата 150 - 200 кг и раскисляющей смеси 100-150 кг. Толщина слоя должна быть не более 200 мм. Присадка шлакообразующих для наведения основного шлака производится через установку для вдувания в металл порошкообразных материалов “Velco” и/или систему высотных бункеров путем присадки кусковой извести и плавикового шпата концентрата в соотношении 3:1. Скорость подачи шлакообразующих через установку “Velco” регулируется и устанавливается в пределах 100-150 кг/мин, таким образом, чтобы предотвратить выбросы металла и шлака из сталеразливочного ковша. Погружную фурму следует опускать на максимально возможную глубину стальковша с расходом инертного газа от 150 до 300 л/мин, при этом расход газа через донные фурмы устанавливается минимальным. Продолжительность наведения рафинирующего шлака составляет от 5 до 15 минут.

Раскисление шлака производится раскисляющей порошковой проволокой с наполнителем, в состав которого входит силикокальций (СК-30, 25, 15), для модификации глиноземистых включений. Силикокальций вводится с помощью трайбаппарата, в виде наполнителя порошковой проволоки с оболочкой из алюминия, порциями массой от 15 до 30 кг в количестве до 100 кг на плавку. Основность шлака в ковше после раскисления должна поддерживаться в пределах от 3 до 5. Скорость ввода проволоки на трайбаппарате устанавливается от 3,0 до 3,5 м/с. Расход проволоки в метрах определяется согласно таблице 1.1.

| | | | |
|------------------------------------|----------------------|------|------|
| Изм. № докум. - Подпись, дата | МП и МО 01 М. 000 ПЗ | Лист | Лист |
| Изм. лист № докум. - Подпись, дата | МП и МО 05 М. 000 ПЗ | 19 | 29 |

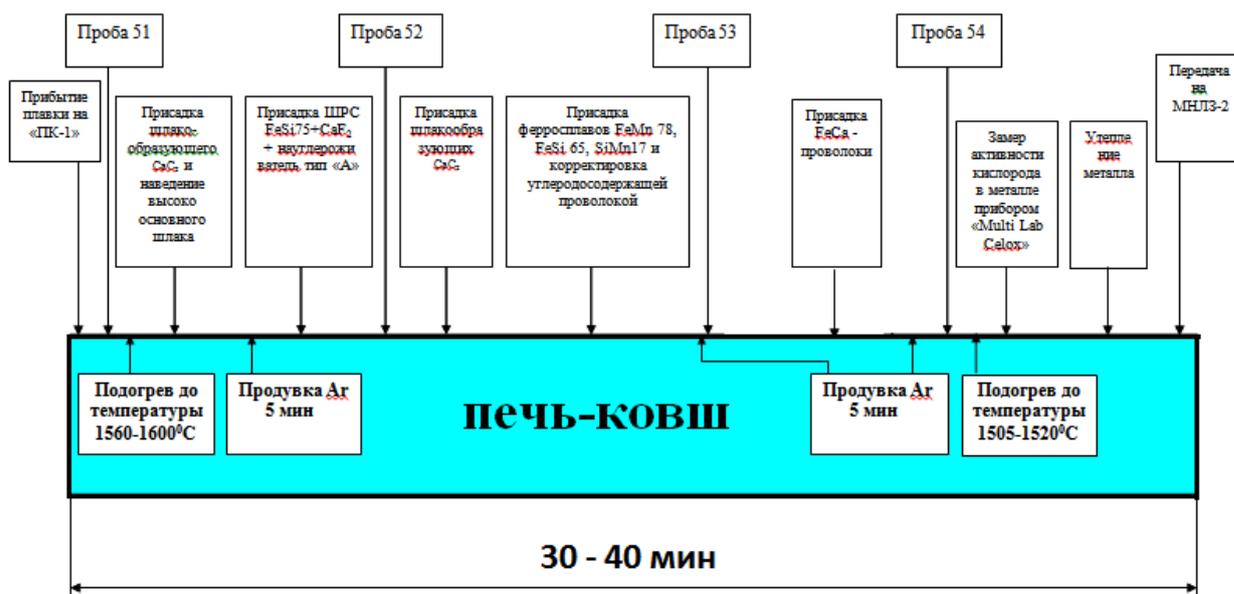


Рисунок 3 – Технологическая схема внепечной обработки стали на установке «печь-ковш»

1.2 Раскисление и легирование металла

Раскисление и легирование металла осуществляется в ковше во время выпуска присадками науглероживателя, ферромарганца, ферросилиция. Присадки науглероживателей и раскислителей в ковш осуществляются через транспортную систему подачи материалов, заранее взвешенными порциями. При этом информация о количестве присаживаемых материалов вводится в ЭВМ в отчет о плавке.

Материалы для присадки в ковш вводятся в следующей последовательности: на дно ковша вводят известь в количестве 300-400кг и плавиковый шпат в количестве 100-150 кг; затем науглероживатель (типа кокс) 450-500 кг из расчёта получения в аргонной пробе №51 содержания углерода 0,30 - 0,40%; затем ферромарганец (FeMn78)- 450 - 500 кг, из расчёта получения содержания марганца 0,08 - 0,10%, затем ферросилиций (FeSi75)-150 - 200 кг из расчёта получения содержания кремния 0,03 - 0,05%.

1.3 Обработка металла порошкообразными материалами

При использовании ТШС применяют агрегаты типа «ковш-печь» с возможностью подогрева металла в ковше во время рафинирования. Для усиления эффекта рафинирования одновременно продувают металл аргоном через пористые блоки, установленные в футеровке днища ковша.

Эффект рафинирования металла ТШС заметно повышается при продувке стали в ковше порошкообразными материалами /11/. Из всех существующих разновидностей обработки металла порошкообразными материалами наибольшее распространение получил метод вдувания в металл сильных раскислителей и десульфураторов. Считается, что оптимальным для транс-портировки и усвоения при вдувании является порошок, содержащий фракции $> 2,0$ мм не более 20% и фракции $< 0,4$ мм не менее 80%. Транспортируют порошкообразные материалы к установкам вдувания в закрытых бункерах или пневмотранспортом. Из бункеров порошок подаётся в пневмокамерный питатель, где аэрируется и по трубопроводам подается к фурме. Фурма представляет собой стальную трубу с внутренним диаметром обычно до 16 мм, футерованную снаружи огнеупорами. В процессе продувки труба вводится в металл практически до дна ковша. В качестве транспортирующего газа применяют аргон.

Для вдувания порошкообразных материалов используют различные порошки и композиции из них. В табл. 1.2 приведен ряд материалов, используемых при продувке металла порошками. При использовании десульфураторов № 5—7 удаляется сера и снижается содержание неметаллических включений. При использовании десульфуратора № 3 сталь одновременно легируется азотом, при этом степень усвоения азота достигает 90 % против 40 % при присадке кускового CaCN_2 в ковш во время выпуска плавки. При использовании материалов № 1,2, 4 одновременно с десульфурацией снижается содержание неметаллических включений и получают включения глобулярной формы, недеформируемые в процессе прокатки, что наиболее благоприятно сказывается на пластических и служебных свойствах стали.

Таблица 1.2 - Десульфураторы, используемые при продувке металла порошками

| Десульфуратор | Массовая доля, % | Удельный расход, кг/т |
|--|--|-----------------------|
| 1. SiCa | 62 Si; 30 Ca; 0,8 Al | 2-4,5 |
| 2. CaC ₂ | 80CaC ₂ ; 15 CaO | 1-3 |
| 3. CaO + CaCN ₂ | 55 CaCN ₂ ; 33 CaO | 0,4- 1,0 |
| 4. Mg + (CaO+CaF ₂) | 5-20 Mg | 1-3 |
| 5. CaO + CaF ₂ | 90 CaO; 10 CaF ₂ , | 3-6 |
| 6. CaO + Al ₂ O ₃ | 50 CaO; 50Al ₂ O ₃ | 1-5 |
| 7. CaO + Al ₂ O ₃ + CaF ₂ | 70 CaO; 20 Al ₂ O ₃ ; 10CaF ₂ | 1-5 |

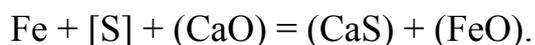
Расход порошкообразных материалов и продолжительность обработки зависят от начального содержания серы в готовой стали, материала футеровки ковша и используемого шлака. Для достижения почти полной анизотропии свойств стали (свойства одинаковы вдоль и поперек направления прокатки) требуется иметь < 0,004% S, для получения сульфидов глобулярной формы и размера 1-го балла требуется иметь < 0,003%S. Изучение процесса десульфурации показало, что повышение степени десульфурации наблюдается до удельного расхода кальция 1,5 кг/т. Дальнейшее повышение расхода кальция не сопровождается ростом степени десульфурации. При необходимости повышения степени десульфурации необходимо использовать магний.

В ФРГ метод вдувания порошкообразных материалов называется TN-процесс, по наименованиям предприятий-разработчиков "Thyssen-Hutte" . По этому методу через фурму, погруженную в металл на большую глубину, вдувают порошки щелочноземельных металлов в виде промышленных сплавов силикокальция и карбидов кальция и магния в гранулированном виде. В результате обработки получают сталь с исключительно низким содержанием неметаллических включений, равномерно распределенных в металле, глобулярной формы, которые не деформируются в процессе прокатки. Введение щелочноземельных элементов в ковш с основной футеровкой обеспечивает высокую степень раскисленности металла и создает благоприятные условия для удаления

серы (0,002 % S). Применение данного метода позволило полностью перенести процесс рафинирования в ковш.

Сера, так же как и фосфор, является вредной примесью в стали и вносится в металл шихтовыми материалами и некоторыми видами топлива. Содержание серы в стали допускается от 0,005 до 0,015%. Сера обладает высокой химической активностью и образует сернистые соединения – сульфиды. Сернистые соединения ухудшают многие важные характеристики служебных свойств металлов и сплавов, усиливают склонность к образованию горячих трещин при прокате и сварке. В то же время серу специально вводят в автоматные стали с повышенным содержанием марганца для получения хорошей обрабатываемости режущими инструментами этой стали. Учитывая вредные действия серы на качество стали, кроме автоматной, металлурги стремятся как можно больше её удалить из металла во время плавки. Сера обладает большой поверхностной активностью, поэтому процесс десульфурации осуществляется главным образом на поверхности раздела металл – шлак.

При вдувании порошкообразных материалов происходит удаление серы из расплавленного металла в шлак, с образованием CaS :



При этом сера, растворенная в металле, реагирует с CaO в шлаке. Реакция протекает на поверхности раздела фаз, и увеличение этой поверхности (перемешивание металла со шлаком, вдувание в металл CaO в виде порошкообразной извести и другие способы) ускоряет эту реакцию и способствует более глубокой десульфурации. Диффузия серы из глубины ванны к месту реакции со шлаком – процесс довольно медленный. Перемешивание металла (при кипении ванны, при её продувке инертными газами или при электромагнитном перемешивании) ускоряет этот процесс. Успешно протекает процесс десульфурации металлической ванны при наличии достаточно-основного и жидкоподвижного шлака. Чем выше основность шлака, тем больше, при прочих равных условиях, он может удерживать в своем составе серы, и тем выше должны быть показатели десульфурации. Когда повышение основности шлака не сопровождается снижением его вязкости, концентрация серы в шлаке не увеличивается и показатели десульфурации начинают ухудшаться.

1.4 Выбор способа продувки

Наибольшее распространение на металлургических предприятиях получили способы перемешивания стали с помощью таких продувочных устройств, как погружаемые фурмы, пористые пробки, устанавливаемые в днище ковша, и приспособления, подающие газ через разливочный канал ковшового затвора в соответствии с рисунком 4.

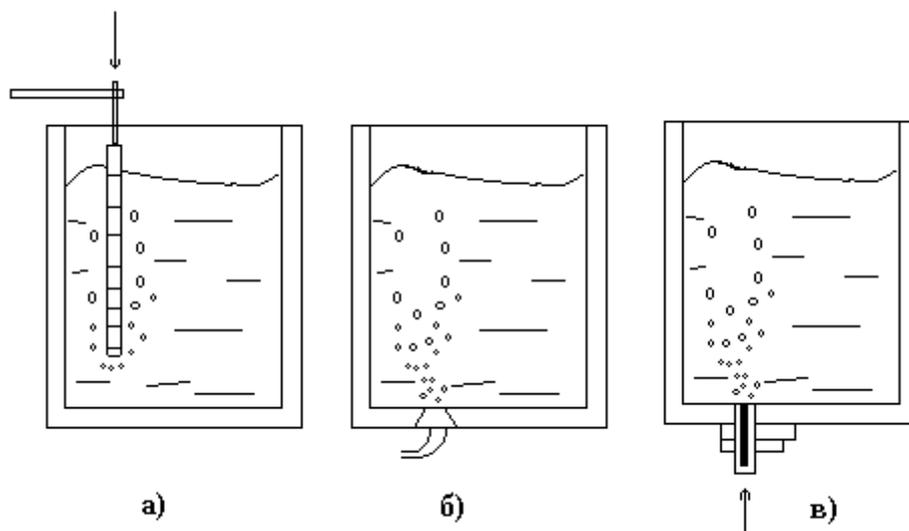


Рисунок 4 - Способы продувки стали в ковше

Любой из этих методов ввода рафинирующего газа имеет свои достоинства и недостатки, проявляющиеся в разной степени в зависимости от конкретных условий их применения: вместимости сталеразливочного ковша, конструкции устройств для дозированного выпуска металла, которыми оборудован ковш, и т.д.

Наиболее простым и надежным способом обработки металла инертным газом, является продувка с применением "ложного стопора", представляющего собой стальную трубу, футерованную снаружи огнеупорными катушками. Для усиления эффекта перемешивания и частичного удаления всплывающих пузырьков газа от стопора, иногда используют стопоры с огнеупорной пробкой, насаженной на выходную часть трубы и имеющей расположенные радиально или перпендикулярно оси стопора отверстия для выхода газа. Стопор опускают в металл сверху до уровня на 200 - 300 мм выше днища ковша. Простота использования ложного

стопора для продувки металла состоит в том, что не требуется вводить никакие конструктивные изменения в устройство футеровки ковша. При этом можно избежать опасности размывания футеровки металлом.

Однако ложные стопоры для продувки имеют и недостатки, поскольку представляют собой устройства одноразового использования. Еще более существенно то, что во время продувки наиболее интенсивное движение металла и газа происходит вдоль стопора (даже при использовании пробок, направляющих газ радиально или горизонтально). Вследствие этого огнеупорная футеровка стопора быстро размывается, и частицы ее поступают в металл, отрицательно влияя на возможность его очистки от неметаллических включений. Поэтому использование ложных стопоров для продувки металла инертным газом не нашло широкого применения.

Продувка аргоном через трубку, установленную в шиберном затворе, имеет преимущество по сравнению с другими способами продувки, поскольку при одинаковом расходе газа она обеспечивает большую мощность перемешивания вследствие большей кинетической энергии поступающей в жидкий металл газовой струи. Это обусловлено тем, что при подводе через трубку нет таких больших потерь напора, как при подводе через пористые пробки. При продувке через стопор эти потери также невелики, но кинетическая энергия газа теряется вследствие того, что движение его направлено вниз, т.е. против последующего затем всплывания. По сравнению с продувкой через ложный стопор продувка через шиберный затвор имеет и то преимущество, что интенсивное движение над местом поступления газа в металл не вызывает размывания огнеупорных материалов (футеровки стопора). Недостатком данного способа является то что, такая схема требует тщательной установки всех элементов продувочного узла и квалифицированного персонала по обслуживанию.

Наиболее рационально проводить продувку через пористые огнеупорные пробки (рис.4).

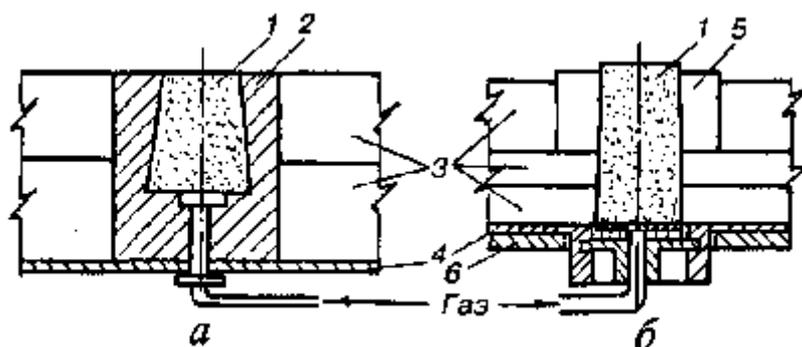


Рисунок 4 - Пористая пробка

а - при монтаже изнутри; б - при монтаже снаружи; 1 - вставка; 2 - набивка; 3 – футеровка ковша; 4 - металлическое днище;

Они изготавливаются из крупнозернистого материала под низким давлением прессования и подвергаются специальному отжигу. Высокой газопроницаемостью и удовлетворительными свойствами обладают пробки из спеченного муллита (70 % Al_2O_3) и магнезита (95 % MgO); стойкость пробок до 15 - 20 плавов.

Пористая пробка в форме усеченного конуса монтируется в днище ковша изнутри или снаружи /12/. При замене пробки более простым является монтаж снаружи. По сравнению с ложными стопорами пористые пробки имеют то преимущество, что при проникновении через них газа, он поступает в жидкий металл в виде мелких пузырьков. Это обеспечивает большую поверхность контакта металл-инертный газ и, соответственно, большую скорость перехода компонентов между этими фазами.

Для хорошей газопроницаемости, удовлетворяющей условиям эксплуатации, пористые огнеупорные изделия должны иметь открытую пористость 25-40%. Продолжительность продувки должна составлять 5-15 мин, расход аргона 0,2-0,7 м³/т.

1.5 Влияние продувки металла аргоном на дегазацию расплава и удаление неметаллических включений

На качество стали большое влияние оказывает количество растворенных в ней газов. Особенно большие дефекты в стали вызываются растворенным в стали водородом /10/. Механизм удаления водорода из

жидкой стали при продувке ее аргоном заключается в том, что растворенный водород диффундирует в готовые газовые пузыри аргона, в которые парциальное давление других газов ничтожно мало. На поверхности пузырьков аргона происходит рекомбинация водорода в молекулярное состояние. Скорость удаления водорода из жидкой стали зависит от первоначальной его концентрации в растворе. Чем выше начальная концентрация водорода, тем с большей скоростью он удаляется во время продувки ванны инертными газами. Следовательно, скорость удаления водорода из стали при продувке зависит от начальной концентрации водорода в стали, расхода инертного газа, размера формирующихся газовых пузырей, высоты их подъема, температуры и объема продуваемого металла. Удаление азота из жидкого металла при продувке его инертными газами связано с химическим составом обрабатываемой стали. При продувке углеродистого металла аргоном наблюдалось удаление азота.

Легированные и высоколегированные стали продуваются в ковше аргоном после окончательного раскисления. Кислород в такой стадии практически полностью находится в связанном состоянии в виде включений. При продувке аргоном раскисленной стали содержание в ней кислорода значительно снижается.

Обработка стали аргоном в ковше позволяет улучшить ряд технологических характеристик процесса производства стали, улучшить качество металла, в том числе снизить в стали содержание кислорода на 40 – 50%, водорода на 20 – 40%, уменьшить загрязненность неметаллическими включениями. Рафинирование жидкого металла продувкой аргоном можно рассматривать как действие трёх параллельно идущих процессов: флотации неметаллических включений; адсорбционного переноса капиллярноактивных примесей (S,O,N) с пузырями; дегазирующего действия, аналогичного действию вакуума. Дегазирующее действие пузырька аргона по принципу вакуума состоит в том, что пузырёк аргона в жидком металле представляет полость, в которой парциальное давление других газов, присутствующих в металле, фактически равно нулю. Газ из металла переходит в пузырёк и с ним выносится в окружающую расплав атмосферу.

При продувке аргоном высокоуглеродистых сталей при атмосферном давлении в зависимости от марки стали удаляется 20-32% водорода. Это

менее эффективная операция, чем, например, перелив или продувка аргоном в вакууме. Однако для ряда сталей вследствие меньшего перегрева металла перед обработкой конечное содержание водорода после продувки аргоном при атмосферном давлении может быть более низким, чем в металле дегазированном в вакууме.

При продувке аргоном подобно действию вакуума происходит углеродное раскисление металла на границе пузырек-металл. В связи с этим увеличение контактной поверхности может оказать существенное влияние на процесс удаления кислорода из металла. Снижение содержания кислорода, может протекать также в результате адсорбционного переноса обогащенных кислородом слоёв, в кормовой части пузыря, а также оксидных включений, выделяющихся вследствие больших пересыщений кислородом в этой части. Уменьшению содержания кислорода способствует и ослабление вторичного окисления металла вследствие продувки металла в ковше аргоном. По экспериментальным данным, продувкой металла аргоном в ковше добились снижения содержания кислорода в готовой стали 30 - 70%.

В процессе продувки металла аргоном происходят также снижение содержания неметаллических включений в стали за счёт флотации и адсорбционный перенос поверхностно-активных примесей - серы, кислорода, азота. Процесс флотации заключается в прилипании неметаллических включений, взвешенных в металле, к поверхности пузырей и удалении их из металла. Снижение загрязнённости стали неметаллическими включениями происходит главным образом в результате удаления частиц глинозёма, имеющих большое межфазное натяжение на границе с металлом и минимальную смачиваемость им по сравнению с другими неметаллическими включениями.

Неметаллическими включениями /8/ называют содержащиеся в стали соединения металлов (железа, кремния, марганца, алюминия, церия и других) с неметаллами (серой, кислородом, азотом, фосфором, углеродом). Количество неметаллических включений, их состав, размеры и характер расположения в готовом изделии оказывает существенное, а иногда решающее влияние на свойство стали. Неметаллические включения ухудшают не только механические свойства (прочность, пластичность), но и ухудшают магнитную проницаемость, электропроводность, так как

нарушают сплошность металла и образуют полости, в которых концентрируются напряжения в металле.

Неметаллические включения принято разделять на две группы:

1) включения, образующиеся в процессе реакций металлургического передела - эндогенные;

2) включения, механически попадающие в сталь - экзогенные. Эти включения представляют собой частицы загрязнений, бывших в шихте и не удалившихся из металла во время плавки, частицы оставшегося в металле шлака, частицы попавшей в металл футеровки желоба, ковша.

Эндогенные включения непрерывно образуются в металле в процессе плавки, разливки, кристаллизации слитка или разливки. Большая часть образовавшихся включений успевает всплыть и удалиться в шлак, однако какая-то часть остается. В литой стали включения присутствуют в виде глобулей и кристаллов. После обработки давлением они меняют форму и расположения их видны под микроскопом в виде нитей, строчек, цепочек, ориентированных в направлении деформации. Включения, в зависимости от химического состава принято делить на сульфиды, оксиды и нитриды, иногда выделяют также фосфиды и карбиды. Очень часто включения представляют собой довольно сложные соединения типа силикатов, шпинелей, оксисульфидов. Эндогенные включения образуются в результате взаимодействия растворенных в металле компонентов или уменьшения их растворимости при застывании стали. Образующие включения легче стали (таблица 3.2.), они стремятся всплыть. Скорость их всплывания зависит от размеров включений, вязкости металла, смачиваемости включений металлом и шлаком, перемешивание металла и шлака. Размеры обычных включений колеблются в широких пределах (0,0001-1,0мм).

Таблица 1.3 - Температура плавления и плотность некоторых неметаллических включений

| Включения | Температура плавления, °С | Плотность при 20°С, г/см ³ |
|-----------------------------|---------------------------|---------------------------------------|
| Монооксид железа FeO | 1369 | 5,8 |
| Монооксид марганца MnO | 1789 | 5,5 |
| Кремнезем (кварц, кварцевое | 1710 | 2,2-2,6 |

| | | |
|---|-----------|---------|
| стекло) SiO_2 | | |
| Глинозем (корунд) Al_2O_3 | 2050 | 4,0 |
| Оксид хрома Cr_2O_3 | 2280 | 5,0 |
| Сульфид железа FeS | 1193 | 4,6 |
| Сульфид марганца MnS | 1620 | 4,0 |
| Силикаты железа (в зависимости от содержания SiO_2) | 1800-1700 | 2,3-5,3 |

Образующиеся в результате раскисления в жидкой стали неметаллические частички могут при благоприятных условиях под влиянием поверхностного натяжения и взаимного притяжения укрупняться. Главными причинами, способствующими более частой встрече взвешенных в металле включений, их укрупнению и всплыванию в шлак, являются энергичное перемешивание и циркуляция металла. Крупные частицы удаляются из металла более интенсивно. Продувка стали инертными газами, способствует укрупнению частичек, а следовательно, и их удалению.

Продувка металла аргоном способствует очищению его от неметаллических включений. Однако для этого необходимо обеспечить равномерное распределение аргона в ковше, протекание аргона возможно более мелкими пузырьками и относительно высокий удельный расход этого инертного газа 0,5-1,0 м³/т. Наиболее эффективное удаление включений наблюдается при расходе аргона до 1,2-1,4 м³/т, причем общее снижение содержания включений происходит в основном за счёт глиноземной фракции, имеющей большую величину межфазного натяжения и меньшую величину адгезии к металлу.

По результатам изучения качества электростали отмечается, что продувка аргоном существенно снижает загрязненность стали газами и неметаллическими включениями, повышает её пластические свойства.

Таким образом главной задачей внепечной обработки стали является перевод тугоплавких включений из области *C* в область более легкоплавких (*A* и *B*), с тем чтобы включения были легко деформируемыми в процессе прокатки. Наиболее благоприятный химический состав включений, в котором соотношение содержания Al_2O_3 к сумме содержаний $\text{SiO}_2 + \text{MnO} +$

Al_2O_3 находится в пределах 0,15-0,30%. Такое соотношение, достигается путём обработки стали шлаками с основностью $\sim 1,5$. Данные включения имеют наименьшую температуру плавления и хорошо поддаются деформации (дроблению) в процессе горячей прокатки.

ГЛАВА 2. РОЛЬ НАУГЛЕРОЖИВАНИЯ МЕТАЛЛА В СОВРЕМЕННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ

2.1 Развитие технологической схемы производства стали

В настоящее время преобладает концепция построения технологии на металлургических заводах, предполагающая максимальную интенсификацию всех сталеплавильных процессов путем использования комплекса мощных технологических воздействий, в том числе интенсивной продувки кислородом. Основной чертой современной технологической схемы сталеплавильного производства является выделение этапов получения в плавильных агрегатах низкоуглеродистого полупродукта и доведение элементного и примесного состава металла до заданного в агрегатах внепечного рафинирования.

Науглероживание является неотъемлемым элементом технологии при производстве стали современными высокоинтенсивными процессами, так как в большинстве случаев с целью повышения технико-экономической эффективности технология предполагает получение стали из унифицированного низкоуглеродистого полупродукта. Соответственно, в настоящих условиях разработка оптимальных принципов технологии науглероживания может рассматриваться как одно из ключевых направлений совершенствования сталеплавильного производства.

2.2 Технологические проблемы науглероживания

Опытные плавки проводили в условиях в электросталеплавильном цехе Белорусского металлургического завода при выплавке стали в 100-тонных сталеплавильных печах по методике, со следующими особенностями:

- применение мелкокусковых углеродсодержащих материалов фракции 2-10 мм, что исключало потери в виде пылевидной фракции;
- присадки углеродсодержащего материала производили после закрытия днища ковша жидким металлом в начале выпуска плавки при сливе металла в количестве 5-10 тонн в 100-тонный разливочный ковш, что обеспечивало снятие переокисленности металла до ввода ферросплавов;
- массу углеродсодержащего материала определяли с учетом окисления углерода в процессе выпуска плавки, массы углерода ферросплавов, содержания углерода в материале, величины науглероживания и окисленности металла.

В качестве углеродсодержащего материала применяли мелкокусковой кокс (ГОСТ 11265-75) следующего химического состава, %: углерод - 68,6-76,2; зола - 25,0-10,9; влага - 5,9-12,4; летучие - на уровне 3,0; сера – 0,5. Предварительно кокс затаривали в бумажные мешки и взвешивали. Расход кокса от плавки к плав-ке увеличивали постепенно (от 20 до 140 кг) при соответствующем снижении со-держания углерода в металле на выпуске.

Усвоение углерода кокса и элементов раскислителей жидким металлом определяли по средней пробе на разливке и по пробе металла из печи по окончанию плавки и подъема электродов, которую на опытных плавках отбирали дополнительно. По визуальным наблюдениям на опытных плавках при присадке в ковш мелкокускового кокса выноса его в атмосферу нет, что является следствием отсутствия в материале пылевидной фракции и свидетельствует о его потерях. Содержание углерода в готовой стали составило по 20-ти опытным плавкам $0,17 \pm 0,01$ %.

Усвоение жидким металлом углерода кокса при расходе последнего 20 кг составило 0,0%; 40 кг - 30,5 %; 60 кг – 70,3 %; 100 кг – 76,8 %; 140 кг – 65,8 %. Наличие экстремума у зависимости величины усвоения от массы кокса с одной стороны связано с малым расходом кокса, а с другой – с возрастанием окисленности металла (140 кг кокса даны при содержании углерода 0,079 %).

Изменение степени усвоения углерода свидетельствует о том, что он расхо-дуется не только на науглероживание металла, на и на снятие его переокисленно-сти.

Таким образом, в результате исследований, проведенных в промышленных условиях, определены расходы углеродсодержащего материала и расходы чистого углерода (для пересчета на другие углеродсодержащие материалы), необходимого для снятия переокисленности металла при выпуске плавки перед его раскислением. Применение углеродсодержащего материала позволяет снять переокислен-ность металла и обеспечить образование при раскислении стали равновесных НВ в

основном в виде твердой фазы, значительно легче удаляющиеся из стали чем жидкие .

Анализ литературных данных позволяет рассматривать в качестве основной технологической проблемы науглероживания – стабильность получения заданной концентрации углерода в металле, которая, в свою очередь, тесно связана с проблемой стабильности усвоения углерода карбюризатора.

Среди способов науглероживания в литературе, прежде всего, рассматривают три варианта: подача науглероживателя под струю выпускаемого металла; вдувание в металл порошка науглероживателя; ввод порошковой проволоки.

Два последних с точки зрения усвоения имеют очевидные преимущества:

1) Усвоение при ссыпании науглероживателя под струю выпускаемого металла по данным работы [13] стремиться к 70 % (с ростом содержания раскислителей к 80%); по данным той же работы составляет от 48,4 до 98,5 % в зависимости от типа науглероживателя; при использовании кускового кокса 40-50 %; при корректировке по углероду (не более 0,1 %) конструкционных сталей, выплавленных в ДСП, составило 31÷67 % (в среднем 44 %).

2) Усвоение при вдувании порошка: по данным работы [14] составило 80-100 % (величина науглероживания 0,01-0,1 %); при науглероживания унифицированного низкоуглеродистого полупродукта ДСП (0,06-0,1 % С) угольным инжектором на агрегате ковш-печь до достаточно высоких концентраций углерода (до 0,67-0,69 % С); после предварительного раскисления кремнием и марганцем составило 88-100 %; при корректировке по углероду не более чем на 0,1 % конструкционных сталей, выплавленных в ДСП,; при использовании коксовой пыли установки сухого тушения кокса усвоение составило 80÷100 % (в среднем 92 %).

3) Усвоение при вводе порошковой углеродсодержащей проволоки: при выплавке низко- и среднеуглеродистых сталей в среднем составило 68-71 %, легированных 83 %;

Отмечается вариант корректировки содержания углерода путем присадки углерода на шлак с последующей продувкой. Усвоение углерода при этом составляло $0\div 60$ %.

При науглероживании на выпуске путем дачи карбюризаторов под струю металла усвоение увеличивается с возрастанием степени науглероживания.

При увеличении начальной концентрации углерода с 0,1 % до 0,3 % степень усвоения возрастает, а далее изменяется незначительно. Причина, по мнению авторов, – снижение и стабилизация окисленности металла, уменьшение его когезии, улучшение условий контактирования с коксом, сокращение потерь с окислением.

Влияния температуры металла на усвоение углерода не обнаружено.

Зависимость усвоения от начального содержания углерода имеет экстремальный характер: при $[\%C] < 0,15$ % часть графита используется на раскисление металла, степень науглероживания не превышает 40 % и сильно зависит от удельного расхода графита; по мере снижения окисленности расход на раскисление снижается и коэффициент усвоения при $[\%C] = 0,3-0,4$ % достигает максимума (90-95 %).

При увеличении слоя шлака с 100-150 мм до 200-300 мм усвоение углерода снижается при выплавке углеродистых сталей на $4\div 5$ %, легированных на 22 %; усвоение углерода возрастает при увеличении количества введенной проволоки (при увеличении степени науглероживания): при науглероживании до 0,02 % усвоение углерода 53 % ($0\div 100$ %), от 0,04 до 0,08 % - 86 % ($69\div 100$ %).

Ввод карбюризаторов порошковой проволокой и вдуванием обеспечивает его стабильное усвоение на уровне, близком к 100 %, в большинстве случаев. Порошковые углеродсодержащие проволоки используют преимущественно для точной доводки содержания углерода на установках «ковш-печь».

2.3 Физико-химические аспекты науглероживания

Процесс науглероживания проходит как гетерогенный процесс с участием трех фаз:—твердая – науглероживатель;—жидкая – и расплав,железа;
⊙газообразная – продукты реакции взаимодействия карбюризатора с расплавом или газы, выделившиеся из карбюризатора.

При этом на внешней поверхности науглероживателя протекают два физико-химических процесса: растворение углерода в расплаве железа и взаимодействие углерода карбюризатора с кислородом, растворенным в железе.

Оба процесса являются эндотермическими. Однако вклад второй реакции незначительный: он составляет лишь примерно 2 % от теплового эффекта растворения углерода в железе при исходной окисленности 0,02÷0,03 масс.% и увеличивается примерно до 4 % при исходной окисленности 0,06 масс.%. Поэтому в практических расчетах тепловой эффект взаимодействия углерода с растворенным кислородом не учитывается. Основной вклад в изменение энтальпии при науглероживании вносят затраты тепла на нагрев науглероживателя и тепловой эффект растворения углерода.. В результате проведенных промышленных исследований определены не-обходимые расходы чистого углерода для снятия переокисленности металла при выпуске плавки в зависимости от содержания углерода перед выпуском плавки.(Рис.5).

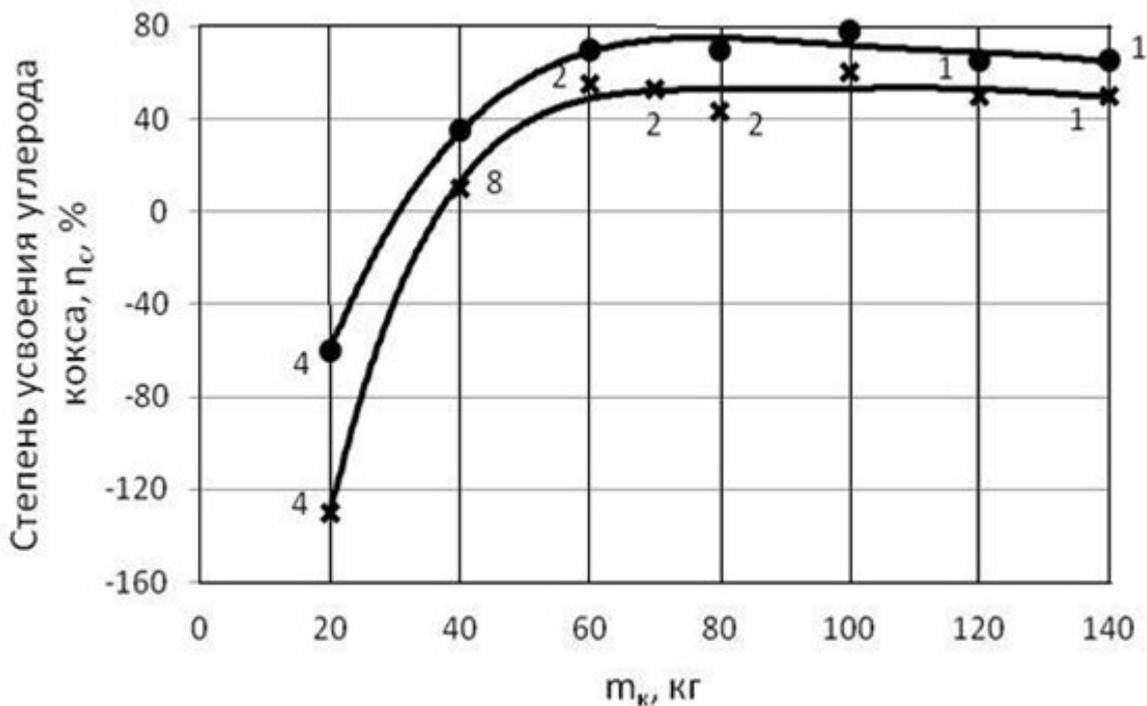


Рис.5. Степень усвоения углерода в зависимости от расхода

В работе на основе изучения процессов науглероживания путем вдувания порошкообразных карбюризаторов при выплавке синтетического чугуна была сделана экспериментальная оценка температурного эффекта науглероживания: было определено, что снижение температуры металла составляет примерно на 80 К на 1 % растворенного углерода.

Для раствора углерода в железе характер отклонения от закона Рауля зависит от его концентрации: при содержании углерода в расплаве железа ниже 1,1 % раствор проявляет отрицательное отклонение от закона Рауля, выше этой концентрации положительное отклонение.

Участие газовой фазы в процессе науглероживания связывают, прежде всего, с протеканием реакции окисления углерода карбюризатора кислородом, растворенным в металле. Степень развития этой реакции определяется окисленностью исходного металла. Поэтому установление закономерностей влияния высокой исходной окисленности металла на процесс науглероживания является весьма важным.

Трудность изучения кинетики взаимодействия монолитного углерода с расплавом «железо – кислород» является обеспечение контролируемого протекания реакции. В лабораторных условиях с использованием печи

Таммана и карбонильного железа в качестве базового металла. было установлено, что:

1) Взаимодействие жидкого железа, содержащего более 0,02 % кислорода и менее 0,08 % углерода с поверхностью углеродистого тела происходит в режиме интенсивного газообразования. При этом состав металла изменяется параллельно кривой равновесия реакции раскисления растворенным углеродом (располагаясь выше равновесной зависимости).

2) Газообразование начинается после создания пересыщения по кислороду и углероду относительно равновесия реакции $[C]+[O]=\{CO\}$. Причем при начальной концентрации кислорода менее 0,15 % это пересыщение достигается за счет растворения углерода при постоянной окисленности металла.

3) При концентрации кислорода менее 0,02-0,03 % и содержании углерода более 0,08 % кипение прекращается и весь углерод переходит в расплав (при этом состав металла отклоняется от равновесия реакции в другую сторону: меньшей окисленности при данном углероде).

4) Общая скорость расходования графита состоит из двух составляющих: раскисления и растворения. При концентрации кислорода больше 0,02 % скорость максимальна и слабо зависит от окисленности. В то же время при увеличении окисленности металла составляющая расхода графита, идущая на растворение, снижается. При содержании кислорода 0,056 % и концентрации углерода 0,04-0,08 % отношение общей массы прореагировавшего графита к его массе, пошедшей на растворение 3,2, при концентрации кислорода 0,125 % и содержании углерода менее 0,04 % - 4,1.

В зависимости от содержания углерода в расплаве железа могут быть выделены 3 области:

1) содержание углерода 0,05÷0,15 %. Скорость науглероживания максимальна и линейно снижается с ростом концентрации углерода по соотношению:

$$VC = -2 \cdot [C] + 0,4, \% C/\text{мин.} \quad (1.20)$$

Причина максимальной скорости – образование пузырей CO в результате взаимодействия карбюратора с растворенным кислородом.

2) содержание углерода 0,2÷1,1 %. Скорость науглероживания экспоненциально снижается с 0,14 до 0,08 масс.% в минуту в соответствии с

соотношением:

$$VC = 0,15854 - 0,6218[C]. \quad (1.21)$$

3) содержание углерода свыше 1,1 %. Скорость науглероживания линейно снижается вплоть до остановки процесса согласно соотношению:

$$VC = 0,10 - 0,02 \cdot [C]. \quad (1.22)$$

На другой аспект участия газовой фазы в процессе науглероживания указывается в работе [15], автор которой отмечает, что при науглероживании в основном рассматривается только механическое замешивание частиц науглероживателя с дальнейшим их диффузионным растворением. При этом не учитывается влияние газовой фазы на переход углерода в раствор в атомарном состоянии. В последнем случае процесс идет по реакциям:



Именно за счет интенсификации этого механизма обуславливается возможность значительного повышения эффективности науглероживания путем ввода в составе науглероживающей смеси карбонатов. При науглероживании неустойчивыми карбидами, выделяющими свободные атомы углерода, химическая активность и диффузия углерода на порядок выше, чем при науглероживании твердым углеродом в виде кокса или графита.

Продолжительность процесса формирования микрооднородного, равновесного структурного состояния расплава железа после науглероживания является достаточно большой и может существенно превышать длительность выдержки после корректировки состава металла по углероду в технологических условиях. При этом с увеличением степени науглероживания время, требуемое для формирования микрооднородного, равновесного расплава, возрастает. В ходе испытаний на пластичность образцов, закристаллизованных из расплавов с различной степенью завершения формирования равновесного структурного состояния, показано, что с уменьшением микронеоднородности расплава перед кристаллизацией уровень свойств твердого металла возрастает.

Таким образом, степень завершения формирования расплава и его перехода в равновесное структурное состояние является одним из основных параметров качества расплава, существенно влияющих на уровень и

стабильность показателей качества готовой стали. А науглероживание может рассматриваться как одна из наиболее значимых причин неравновесности расплавов сталей. Поэтому влияние технологии науглероживания на качество расплава требует тщательного исследования. Это становится особенно актуальным в условиях современных высокоинтенсивных процессов при значительном возрастании степени науглероживания и ограничении технологических выдержек после корректировки химического состава.

Таким образом, структура карбюризатора является важным параметром, влияющим как на кинетику процесса, так и на микронеоднородность формирующихся при науглероживании расплавов.

Очевидно, что на процесс формирования расплава при науглероживании может оказывать влияние не только структура и свойства карбюризатора, не только примесный состав металла, но и структурное состояние исходного полупродукта.

При выплавке стали в современной сверхмощной ДСП, в большинстве случаев, основу металлошихты составляет стальной лом. Согласно современным представлениям о взаимосвязи структуры и свойств жидкого и твердого металла одним из существенных факторов, определяющих степень неравновесности расплава после плавления, является дефектность структуры исходного твердого металла. На наш взгляд, в условиях сверхмощных ДСП более значимым является другой параметр режима нагрева и плавления - скорость плавления, обусловленная интенсивностью подвода мощности. В работе на основе лабораторных исследований расплавов чистого железа и его прецизионных сплавов определено, что с возрастанием скорости плавления неравновесность структурного состояния формируемого расплава возрастает и степень неравновесности исходного железоуглеродистого расплава – один из ключевых факторов, влияющих на продолжительность перехода жидкого металла в микрооднородное, равновесное структурное. А именно, чем больше неравновесность структурного состояния исходного расплава, тем быстрее происходит переход в равновесное структурное состояние после микролегирования.

В связи с тем, что отмеченные факты могут быть основной причиной отсутствия резкого снижения качества стали из-за резкого возрастания

степени науглероживания при переходе к высокоинтенсивным процессам, влияние интенсивности плавления в ДСП на качество жидкого и твердого металла требует отдельного изучения.

В результате выполненных исследований установлено, что при раскислении стали в сталеразливочном ковше в процессе выпуска плавки марганцем, в зависимости от содержания в металле углерода и от его температуры, образуются неметаллические включения, соответствующего переменного состава ($mFeO + nMnO$).

Методом структурно-химического анализа по теории МГС-фаз определено структурно-химическое состояние первичные неметаллических включений в зависимости от составов окислов ($mFeO + nMnO$), образующихся при последовательной присадке марганца и в дальнейшем кремния и алюминия, а также при совместном их присадке.

Изучение особенностей процессов внепечной обработки в условиях интенсивных процессов и лабораторных данных позволяет сделать следующие заключения: в качестве основных критериев эффективности технологии науглероживания при производстве стали могут рассматриваться величина и стабильность усвоения углерода; влияние на качество расплава (на степень неравновесности структурного состояния) и влияние на качество готовой стали.

Именно изучение этих параметров должно составлять основу разработки и оптимизации технологии науглероживания. Акцент при оценке влияния науглероживания на качество стали делается на изменении содержания неметаллических включений и нежелательных примесей; требует дальнейшего изучения влияние типа карбюризатора на эффективность науглероживания: влияния карбида кремния на эффективность науглероживания полупродукта ДСП

Науглероживание является неотъемлемым элементом технологии при производстве стали современными высокоинтенсивными процессами, так как в большинстве случаев с целью повышения технико-экономической эффективности технология предполагает получение стали из унифицированного низкоуглеродистого полупродукта. Достаточно глубокое обезуглероживание металла в плавильном агрегате (до 0,1 % углерода и

ниже) в условиях интенсивной продувки кислородом предопределяет значительную окисленность полупродукта. Кроме того, перенос решения технологической задачи десульфурации на этап внепечной обработки стали во многих случаях приводит к получению на выпуске из плавильного агрегата значительного содержания серы в металле. Таким образом, примесный состав полупродукта, который необходимо подвергнуть науглероживанию, отличается относительно большими концентрациями кислорода и серы.

ГЛАВА 3. РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ НАУГЛЕРОЖИВАНИЯ МЕТАЛЛА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КАРБИДА КРЕМНИЯ

3.1 Особенности формирования расплавов

В связи с тем, что изучение закономерностей формирования равновесных, микрооднородных структурных состояний расплавов железа при науглероживании должно рассматриваться как необходимое условие теоретической формулировки условий, гарантирующих заданное качество металла, исследована возможность использования карбида кремния как науглероживателя с точки зрения формирования микрооднородных расплавов.

Для этого методом вискозиметрии экспериментально изучены закономерности формирования микрооднородных расплавов при науглероживании карбидом кремния в сопоставлении с науглероживанием графитом. Представленные на рисунке 5.3 результаты исследований указывают на то, что снижение окисленности исходного металла как основополагающий принцип повышения эффективности науглероживания графитом не выполняется при использовании в качестве реагента для науглероживания карбида кремния. А именно, в случае науглероживания графитом наиболее быстро переход в равновесное структурное состояние расплава происходит при минимальной окисленности: в то время как при окисленности 60 ppm формирование равновесного структурного состояния за время эксперимента (порядка 4 часов) не зафиксировано (рисунок 5.3-б), снижение окисленности до 20 ppm обеспечило переход расплава в равновесное состояние после 60-минутной выдержки (рисунок 5.3-а). В то же время при науглероживании железа карбидом кремния в условиях низкой окисленности металла (20 ppm) установление равновесия за время эксперимента (более 4 часов) не было достигнуто (рисунок 5.3-в).

На рисунке 5.4 сопоставлены экспериментальные данные по формированию расплава при науглероживании прецизионного сплава «Fe-0,25%Si» графитом и чистого железа карбидом кремния, которые позволили связать повышенное время релаксации при науглероживании карбидом

кремния с отрицательным влиянием кремния на микрооднородное распределение углерода в расплаве железа.

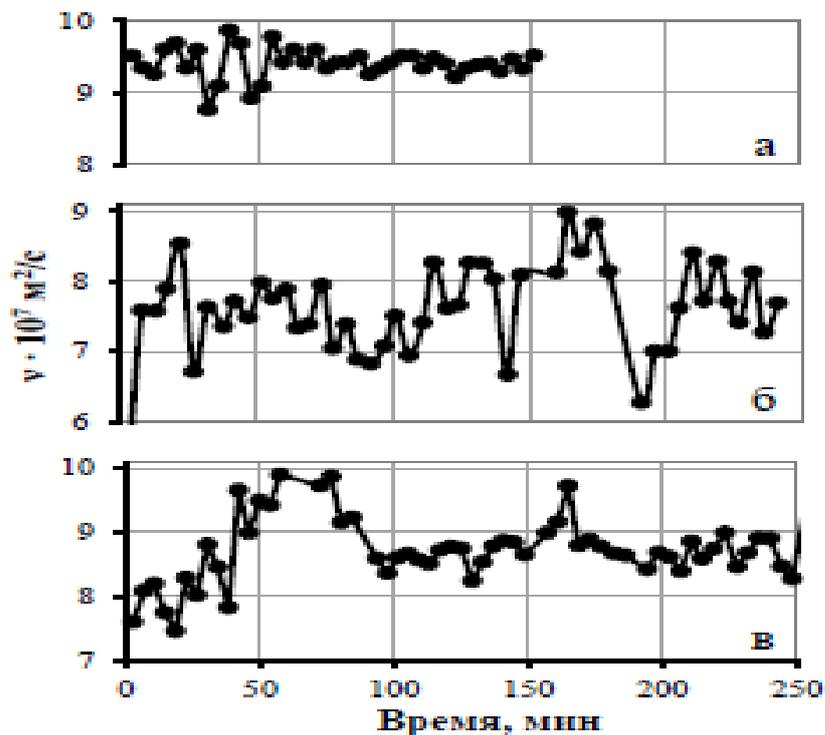


Рисунок 6 - Сопоставление динамики формирования расплава при науглероживании (из расчета ввода 0,1% углерода) графитом железа с окисленностью 20 ppm (а) и 60 ppm (б) и карбидом кремния железа с окисленностью 20 ppm (в)

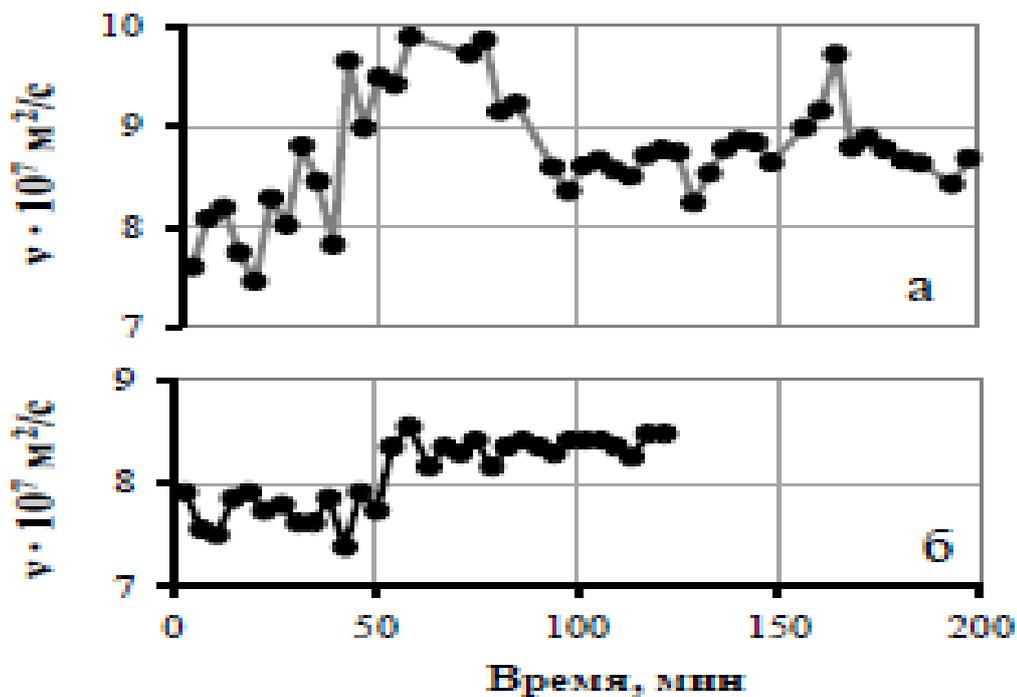


Рисунок 7 - Сопоставление динамики формирования расплава при науглероживании сплава «Fe-0,25%Si» графитом (а) и чистого железа карбидом кремния (б) при окисленности 20 ppm

Таким образом, присутствие в металле кремния отрицательно влияет не только на макропроцессы растворения карбюризатора, но и на характер формирования расплава после науглероживания. При анализе природы влияния кремния на характер формирования расплавов исходили из представлений о преимущественном растворении атомарного углерода в ГЦК-подобной упаковке атомов расплава. Ограниченная растворимость углерода в ОЦК-подобных упаковках способствует образованию неравновесных кластеров типа Fe_xC . Известная ферритообразующая роль кремния в расплаве, по нашему мнению, способствует ОЦК-подобной упаковке железа и, таким образом, ограничивает формирование равновесных расплавов с углеродом. С этих позиций влияние кремния на формирование расплава при науглероживании железа аналогично влиянию кислорода.

Необходимость ограничения содержания кремния при формировании железоуглеродистых расплавов позволила обоснованно предположить, что окисленность исходного расплава при науглероживании карбидом кремния существенно влияет на характер формирования расплава при науглероживании. Для проверки этого положения была поставлена серия специальных экспериментов по науглероживанию карбидом расплавов железа с высокой окисленностью.

Таким образом, результаты исследований закономерностей формирования микрооднородных расплавов при науглероживании карбидом кремния подтвердили вывод, сделанный при изучении кинетики процесса, о целесообразности использования карбида кремния как реагента для первичного науглероживания высокоокисленного полупродукта ДСП.

На основе результатов физико-химического анализа и изучения закономерностей формирования расплавов выдвинуты следующие технологические принципы использования карбида кремния и графитов для науглероживания расплава железа:

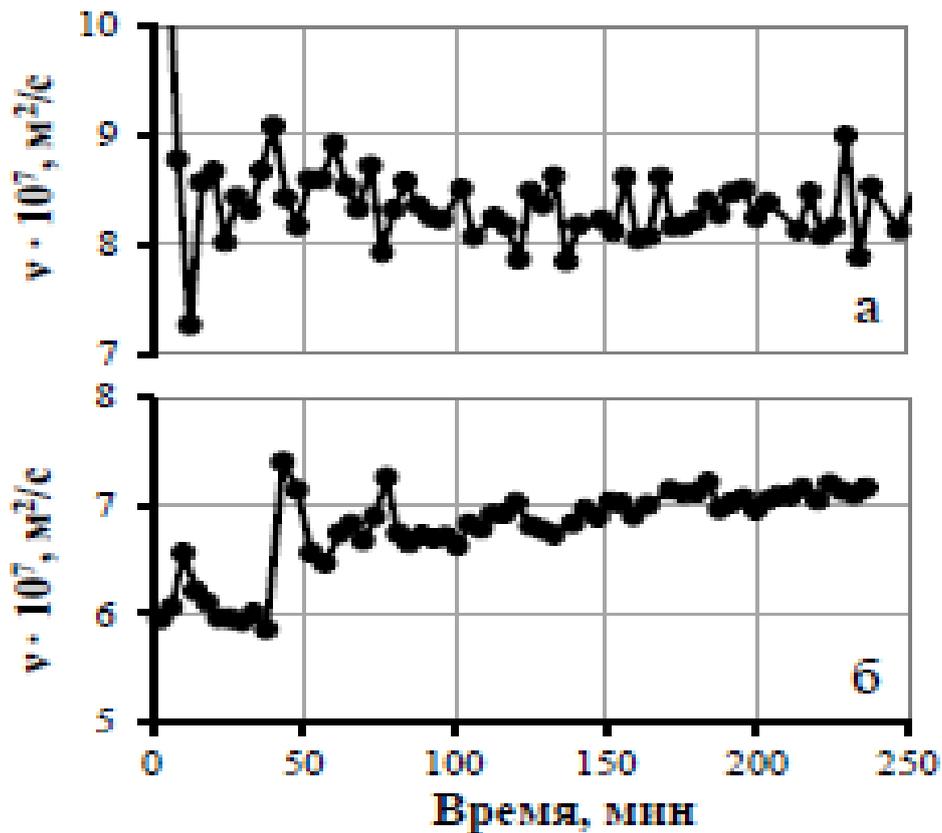


Рисунок 8 - Сопоставление динамики формирования расплава при науглероживании карбидом кремния чистого железа с различной окисленностью: а - 200 ppm; б – 500 ppm

- использование карбида кремния для решения комплексной задачи предварительного раскисления и частичного науглероживания непосредственно высокоокисленного полупродукта;

- приоритетное использования графита при науглероживании раскисленного полупродукта с минимизацией при этом расхода карбида кремния.

3.2 Разработка технологического регламента

Исходя из вышеизложенного была сформулирована концепция использования карбида кремния при комплексном решении задач раскисления и науглероживания, суть которой состоит в следующем:

а) остаются неизменными основополагающие принципы комплексной технологии раскисления и науглероживания высокоокисленного полупродукта на выпуске из ДСП, сформулированные ранее в п.4.4.5:

- ⊖ опережающее раскисление металла (в данном случае карбидом кремния);

- ⊖ использование для раскисления (в данном случае окончательного раскисления) гранулированного алюминия;

- ⊖ расход алюминия определяется получением остаточной концентрации алюминия в металле 0,015-0,020 %; использование для науглероживания полупродукта искусственных графитов или электродного боя.

б) карбид кремния используется исключительно для предварительного раскисления металла;

в) приоритетным материалом для науглероживания остаются искусственные графиты или электродный бой:

- ⊖ для корректировок по углероду в ходе внепечной обработки используется только графит (использование карбида кремния не допускается);

- ⊖ для сталей с содержанием углерода менее 0,2 % науглероживание производится графитом (карбид кремния не используется);

- ⊖ для сталей с содержанием углерода 0,2 % и более науглероживание производится с использованием двух типов науглероживателей: карбида кремния и графита или электродного боя. Расход карбида кремния ограничен содержанием кремния в заданной марке стали. Для углеродистых марок стали степень науглероживания карбидом кремния не превышает 0,1 %. Использование графитов на выпуске из ДСП является обязательным для всех марок стали. Относительная степень науглероживания графитом возрастает при увеличении концентрации углерода в стали.

Эта концепция была положена в основу варианта технологического регламента раскисления и науглероживания высокоокисленного полупродукта на выпуске из ДСП-135 в условиях ПАО «Северский трубный завод» с использованием карбида кремния. В таблице 5.2 представлен технологический регламент для всех групп марок стали:

○ при наполнении сталеразливочного ковша 20-30 т металла задаются последовательно шлакообразующая смесь на основе Al_2O_3 , карбид кремния, ферромарганец из первого бункера;

○ при наполнении сталеразливочного ковша 60-70 т металла задаются последовательно гранулированный алюминий, графит марки ГИИ-А или электродный бой, известь из второго бункера.

Разработанный регламент был внедрён в практику работы ЭСПЦ на всех марках стали с марочным содержанием углерода более 0,2 %, утверждены нормы расхода на карбид кремния (таблица 5.3, Приложение 1).

Разработка технологического регламента с использованием карбида кремния в условиях реального промышленного производства явилась, по сути, оптимизационной задачей, которая в качестве критериев оптимизации, наряду с эффективностью решения технологических задач и качеством металлопродукции, особое внимание уделяет экономической эффективности.

В настоящее время рынок материалов, содержащих карбид кремния, представлен большим количеством наименований: собственно карбид кремния металлургический марки ККМ-88, заменитель ферросилиция марки ЗФС-62, а также прессованные брикеты карбида кремния марок БКК-85, КРС-60(П) и т.п. Все перечисленные продукты, включая брикеты карбида кремния прошли успешные промышленные испытания с сопоставимыми техническими показателями при использовании, такими как: усвоение ведущих элементов.

В качестве наиболее значимых технологических параметров, нестабильность которых требует внимания – это содержание карбида кремния в материале и величина потерь из-за образования мелкой и пылевидной фракции при транспортировках и перегрузках. Содержание карбида кремния в используемых материалах может несколько различаться. В целом концентрация SiC в применяемых для науглероживания материалах в большинстве случаев попадает в интервал 85÷95 %. С другой стороны, используемые материалы значительно различаются как по исходному фракционному составу, так и механическим характеристикам, определяющим устойчивость первоначальных размеров к транспортировкам и перегрузкам. В результате доля мелкой и пылевидной фракции (менее 2 мм) в загрузочном бункере может изменяться в пределах: от 5 до 10 %. Мелкая

фракция ошлаковывается и окисляется кислородом воздуха. Пылевидная фракция уносится системой аспирации. Соответственно, снижается доля SiC, идущая на решение технологических задач раскисления и науглероживания металла.

В целом, разработанный регламент решает основную задачу – минимизацию производственных затрат при обеспечении разработанной комплексной технологии раскисления и науглероживания. На рисунке 5.6 представлена диаграмма Парето по производству стали по группам марок стали за 2015г.

3.3 Эффективность технологии

Промышленное внедрение разработанной комплексной технологии раскисления и науглероживания с использованием карбида кремния и всесторонний анализ результатов подтвердил ее эффективность. Результаты лабораторных и промышленных исследований, представленные ниже, указывают на то, что применение комплексной технологии «базового» науглероживания высокоокисленного полупродукта ДСП с использованием двух типов материалов: карбида кремния и ГИИ, - не ухудшило качества жидкого и твердого металла в сравнении с применением только дорогостоящих графитов. В сочетании с экономическим эффектом это позволяет рассматривать разработанную технологию науглероживания с использованием карбида кремния как одно из наиболее удачных технологических решений при производстве трубных сталей.

3.3.1 Качество расплавов

Экспериментальные данные, представленные на рисунке, позволяют говорить об отсутствии различий в степени неравновесности расплавов при комплексном науглероживании карбидом кремния и графитом в сравнении с технологией науглероживания только дорогостоящими графитами.

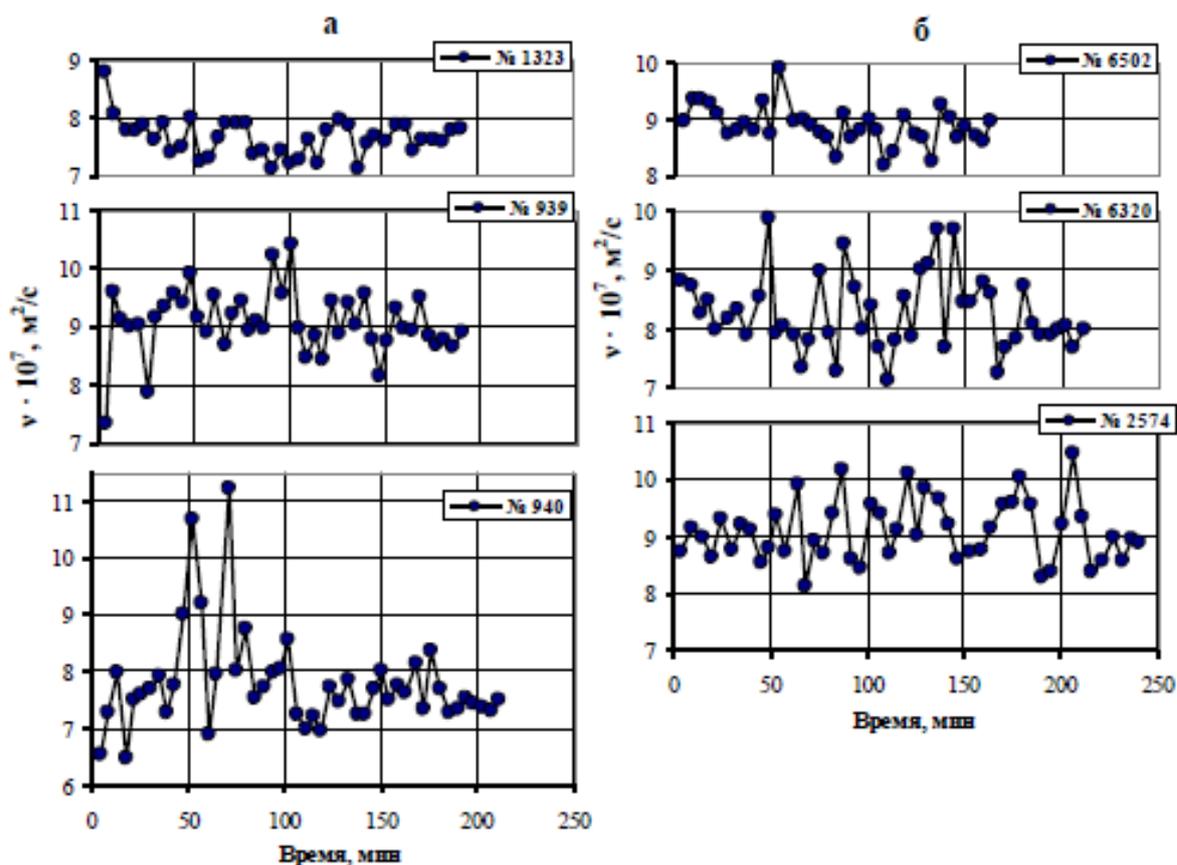


Рисунок 9 - Влияние технологии науглероживания полупродукта на выпуске из ДСП на неравновесность расплава стали Д. Тип науглероживателя: а – ГИИ, б – ГИИ совместно с SiC

3.4 Экономическая эффективность технологии

Комплексный подход к вопросам науглероживания и раскисления полупродукта современной сверхмощной ДСП, реализованный в технологии использования карбида кремния, позволил исключить предварительное раскисление алюминием и сократить его расход на окончательное раскисление (до 170-220 кг на ковш), свести к минимуму присадки высококачественных, но дорогостоящих углеродсодержащих материалов и кремнистых ферросплавов, стабилизировать качество непрерывнолитых заготовок.

На основе анализа термодинамики и кинетики процесса взаимодействия карбида кремния с расплавом железа показано, что эффективность использования карбида кремния для науглероживания расплава на основе железа существенно зависит от окисленности металла.

При высокой окисленности в связи с одновременным протеканием процессов раскисления металла карбид кремния обладает определенными преимуществами над графитами. В случае низкой окисленности металла целесообразно минимизировать использование карбида кремния для науглероживания, отдав приоритет графитам из-за отрицательного влияния поступления в металл кремния на кинетику науглероживания.

Нецелесообразность использования карбида кремния для науглероживания раскисленного расплава железа нашла подтверждение в ходе экспериментального изучения закономерностей формирования микрооднородных расплавов. Установлено, что продолжительность формирования равновесного структурного состояния расплава после науглероживания железа карбидом кремния значительно превышает продолжительность аналогичного процесса при науглероживании графитом. Экспериментально показано, что повышенное время релаксации после науглероживания карбидом кремния может быть связано с присутствием в расплаве кремния и его отрицательным влиянием на продолжительность микрооднородного распределения углерода в расплаве.

На основе результатов физико-химического анализа и изучения закономерностей формирования расплавов выдвинуты следующие технологические принципы использования карбида кремния для науглероживания расплава железа: целесообразно использовать карбид кремния для решения комплексной задачи предварительного раскисления и науглероживания непосредственно высокоокисленного полупродукта; после раскисления полупродукта целесообразно минимизировать использование карбида кремния для науглероживания, отдав приоритет графитам.

Опираясь на результаты теоретических и экспериментальных исследований, был разработан вариант комплексной технологии раскисления и науглероживания с использованием карбидкремнийсодержащих материалов при производстве марок стали с содержанием углерода 0,2 % и более, основные положения которого заключаются в следующем: науглероживание высокоокисленного полупродукта осуществляется в два этапа: основное на выпуске из ДСП и корректирующее (при необходимости) на УВОС; раскисление производится также в два этапа: предварительное раскисление карбидом кремния и окончательное алюминием, - при

сохранении принципа опережающего раскисления; науглероживание на выпуске в сталеразливочный ковш производится с обязательным использованием двух типов науглероживателей: карбида кремния и графита или электродного боя; корректировка содержания углерода на УВОС производится только графитами. Использование карбида кремния для корректировок по углероду в ходе внепечной обработки не допускается; порядок ввода материалов на выпуске в ковш предусматривает первоначальное поступление в металл карбида кремния с последующим вводом алюминия и графитов; расход карбида кремния ограничен содержанием кремния в заданной марке стали. Для углеродистых марок стали степень науглероживания карбидом кремния не превышает 0,1 %; относительная степень науглероживания графитом возрастает при увеличении концентрации углерода в стали; для окончательного раскисления используется гранулированный алюминий. Расход алюминия определяется получением остаточной концентрации алюминия в металле не менее 0,015-0,020 %.

При производстве углеродистых марок с содержанием углерода менее 0,2 % используется только вариант комплексной технологии, предполагающий науглероживание исключительно графитами с опережающим раскислением алюминием.

Анализ промышленных данных позволил отметить, что вариант комплексной технологии раскисления и науглероживания с использованием двух типов науглероживателей: графита и карбида кремния - обеспечивает наилучшее выполнение технологического регламента по ограничению корректирующих присадок по углероду на УВОС из-за повышения стабильности результата науглероживания полупродукта на выпуске из ДСП.

Промышленное внедрение разработанной комплексной технологии раскисления и науглероживания с использованием карбида кремния и всесторонний анализ результатов подтвердил ее эффективность. Опираясь на результаты лабораторных и промышленных исследований показано, что при соблюдении разработанного технологического регламента совместное применение карбида кремния и ГИИ для науглероживания высокоокисленного полупродукта на выпуске из ДСП не ухудшило качества жидкого и твердого металла в сравнении с технологией науглероживания

только дорогостоящими графитами. В сочетании с экономическим эффектом из-за соотношения цен на рынке материалов это позволяет рассматривать разработанную технологию науглероживания с использованием карбида кремния как одно из перспективных технологических решений при оптимизации технологии получения стали из высокоокисленного полупродукта ДСП.

Более эффективно совместное раскисление стали марганцем, кремнием и алюминием. Анализ раскисления стали выполнен при комплексной присадке в сталеразливочный ковш марганца, кремния и алюминия в процессе выпуска плавки.

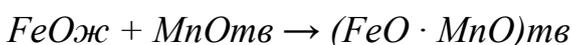
При-меняемые ферросплавы и их характеристика представлены в таблице 3

Таблица 3. Марка и характеристика применяемых ферросплавов

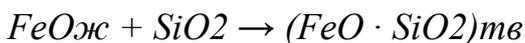
| Наименование ферросплавов | Марка ферросплавов | Химическая формула | Содержание основного элемента, % |
|---------------------------|--------------------|--------------------|----------------------------------|
| Ферромарганец | ФМн70 | $FeMn4$ | 70,0 |
| Ферросилиций | ФС65 | $FeSi4$ | 65,0 |
| Алюминий | | | |
| Вторичный | АВ87 | Al | 87,0 |

Элементное раскисление стали осуществлялось в следующей последовательности по химическим реакциям:

Раскисление марганцем

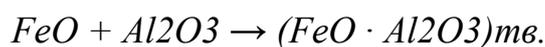


Раскисление кремнием

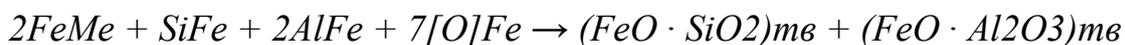
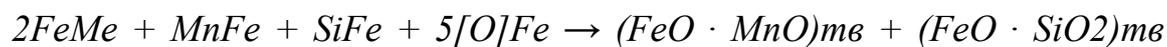


Раскисление алюминием

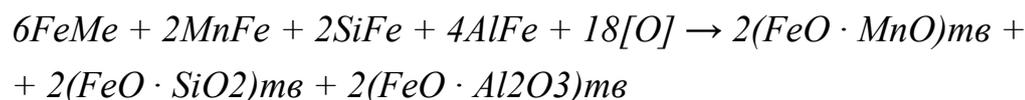




Комплексное раскисление стали марганцем, кремнием и алюминием протекает по следующим реакциям:



Суммарная реакция



Химическая формула данного неметаллического включения имеет вид:

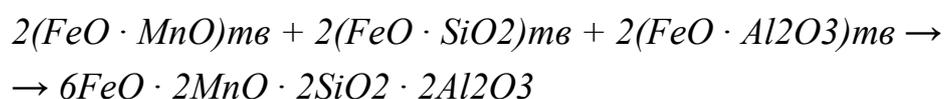


Таблица 4. Основные технологические показатели(усредненные)опытно-промышленных плавов с обработкой стали в сталеразливочном ковше шлаковой смесью и порошковым модификатором

| Технологические показатели | Варианты обработки | |
|---|--------------------|-------|
| | 1 | 2 |
| Масса металла в ковше, т | 9,7 | 5,9 |
| Расход шлаковой смеси, кг/т | 6,39 | 6,44 |
| Расход кальция, кг/т | 0,06 | 0,41 |
| Химический состав шлака, % до обработки: | | |
| <i>CaO</i> | 26,73 | 45,74 |
| <i>SiO₂</i> | 28,78 | 18,07 |
| <i>Al₂O₃</i> | 5,47 | 5,08 |
| <i>MgO</i> | 30,72 | 19,01 |
| <i>S</i> | 0,077 | 0,20 |
| <i>FeO</i> | 2,50 | 2,22 |
| после обработки: | | |
| <i>CaO</i> | 27,76 | 51,15 |
| <i>SiO₂</i> | 28,83 | 18,3 |
| <i>Al₂O₃</i> | 6,37 | 6,84 |
| <i>MgO</i> | 30,34 | 19,80 |
| <i>S</i> | 0,098 | 0,34 |
| <i>FeO</i> | 1,91 | 1,71 |

ГЛАВА 4. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ НА МЕТАЛЛ И УДАЛЕНИЯ ИХ ИЗ МЕТАЛЛА

4.1 Источники возникновения неметаллических включений

Неметаллические включения возникают в результате целого ряда физико-химических явлений, протекающих в расплавленном и затвердевающем металле в процессе его производства.

Все неметаллические включения, образующиеся в результате тех или иных реакций, имеющих место в процессе производства металла, обычно называют природными. К ним относятся оксиды, сульфиды, нитриды и фосфиды.

Кроме природных включений в металле присутствуют также частицы шлака, огнеупоров, материалов литейной формы, то есть те вещества, с которыми металл непосредственно соприкасается в ходе производства. Подобного рода неметаллические включения называют посторонними, или случайными.

Основную массу включений в металле восстановительной плавки составляют включения, образующиеся в результате снижения растворимости примесей при охлаждении и затвердении металла. Кроме природных включений, в металловосстановительной плавки присутствуют также посторонние включения.

Современный уровень технологии производства стали позволяет в значительной мере удалить из металла различные включения. Однако общее содержание их в различных сталях колеблется в широких пределах и значительно влияет на свойства металла.

4.2 Влияние неметаллических включений на свойства стали и сплавов

Современные способы производства стали и сплавов не дают возможности получить металл, не содержащий неметаллических включений. Больше или меньшее количество включений существует в любой стали в соответствии с её составом и условиями производства. Обычно количество неметаллических включений в стали не превышает 0,1 %. Однако в связи с их малыми размерами число включений в металле очень велико.

Неметаллические включения в стали являются инородными телами,

нарушающими однородность её структуры, поэтому их влияние на механические и другие свойства может быть значительным. При деформации в процессе прокатки,ковки,штамповки неметаллические включения, особенно неправильной формы с острыми краями и углами, играют роль концентраторов напряжения и могут вызвать образование трещины, являющейся очагом последующего усталостного разрушения стали.

Решающее значение при изучении влияния неметаллических включений на качество стали имеют их свойства: размер, форма, химические и физические характеристики, а также характер расположения по отношению к зернам литого металла. Указанные свойства включений зависят от химического состава стали, метода её выплавки и для заданной марки стали могут изменяться в широких пределах даже для одинакового способа её производства.

К настоящему времени для анализа неметаллических включений разработаны и широко используются различные методы, позволяющие с большой точностью определить состав, структуру и содержание неметаллических включений в стали и сплавах как с выделением их из металла, так и в твердом металле. Основным методом контроля содержания включений - анализ с помощью световой микроскопии макро- и микрошлифов определенного размера и места вырезки. Подсчет и определение размеров проводят вручную или с помощью автоматизированных видеосистем. В некоторых случаях применяют следующий метод. Заданную массу исследуемого металла плавят в медном тигле электронным лучом, а затем проводят анализ включений, всплывших к поверхности закристаллизовавшейся в последний момент корки слитка.

Кислород, азот, водород и сера, всегда присутствующие в металле в виде неметаллических включений, являются крайне нежелательными примесями.

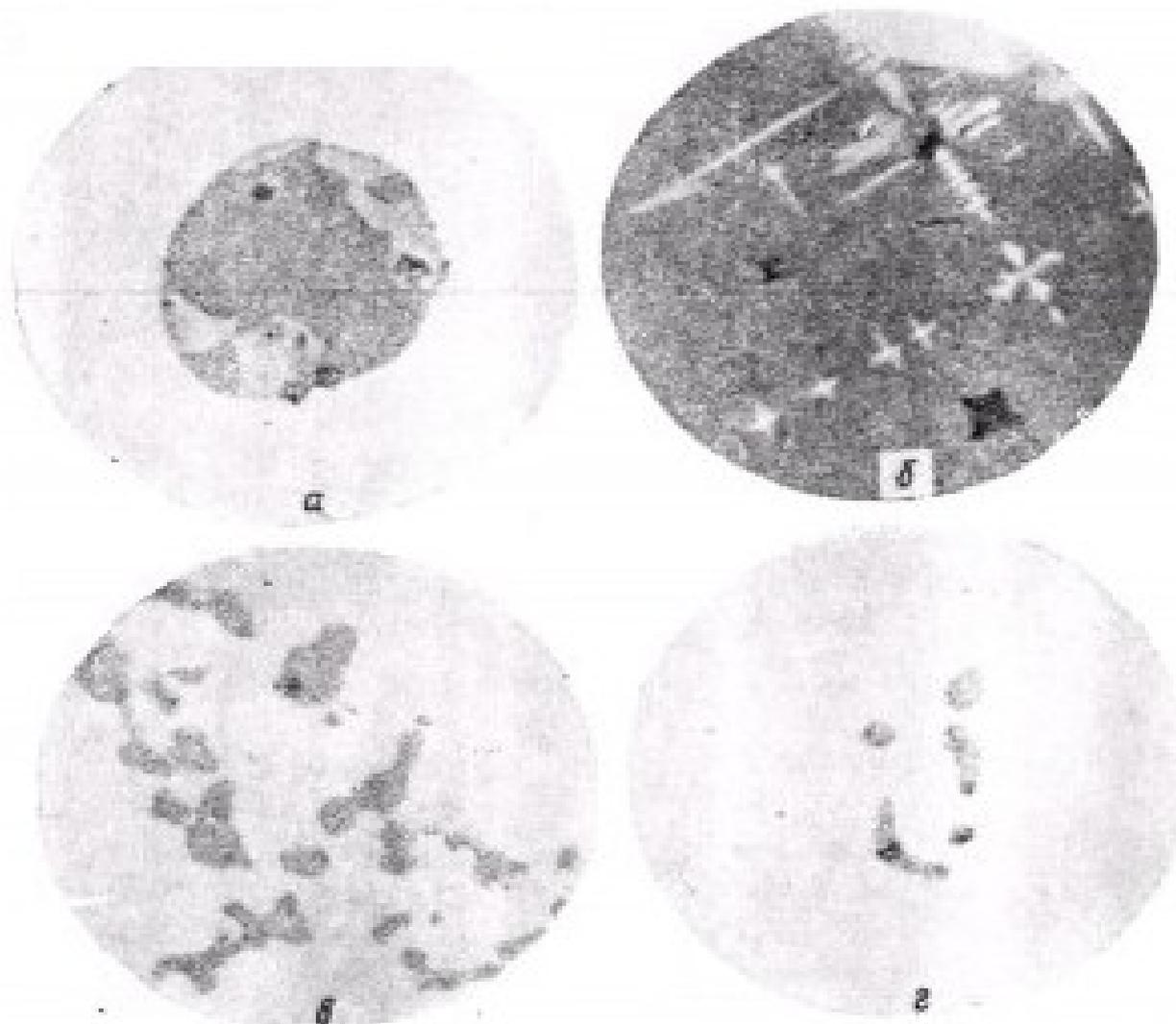


Рисунок - Характерные неметаллические включения, обнаруженные в слитках стали: а — сталь, оксисульфидное включение с преобладанием оксидной фазы (темная фаза — закись железа, светлая фаза — твердый раствор $MnS \cdot FeS \cdot FeO$), внутри включения видны зерна железной шпинели; б — сталь, силикатное включение (темная фаза — железомарганиовистый силикат, светлая — твердый раствор $FeO \cdot MnO$); в — сталь, скопление включений железной шпинели $FeO \cdot Al_2O_3$; г — сталь, сульфидные включения твердого раствора $MnS \cdot FeS \cdot Al_2S_3$

В работе установлено, что наиболее характерными включениями в слитке стали являются сульфиды, закись железа и марганца (оксиды), оксисульфиды, силикаты и оксисиликаты. Травлением установлено, что сульфиды представляют собой твердый раствор $MnS \cdot FeS \cdot FeO$ [микротвердость 2776 Мн/м² (283 кГ/мм²)] с преобладанием сернистого

марганца. Только в центре слитка наблюдаются включения с преобладанием сульфида железа. Увеличение твердости этих включений до 3384 Мн/м² (345 кГ/мм²), а также результаты травления в насыщенном растворе хлористого олова в спирте свидетельствуют о возрастании содержания FeO в сульфидных включениях и понижении содержания MnS.

Химический анализ, последовательное травление и измерение микротвердости [4169 Мн/м² (425 кГ/мм²)] показали, что во включениях твердого раствора (FeMn)O преобладает закись железа. Размеры сульфидных и оксидных включений возрастают от 2—15 мкм в зоне сотовых пузырей до 40—65 мкм в центральной зоне слитка.

Оксисульфиды, состоящие из оксидной и сульфидной составляющих, образуют самую большую группу включений в стали 08кп. Большинство силикатов, обнаруженных в кипящей стали, являются двухфазными включениями оксисиликатов, в которых избыточная оксидная фаза состоит из закисей железа и марганца, а силикатная — из силикатов железа и марганца. Размер силикатных включений изменяется от 3—17 мкм в корковой зоне до 80—200 мкм в центральной зоне нижней части слитка.

Характерная особенность включений кипящей стали, раскисляемой в ковше алюминием (130 г/т), состоит в наличии в закиси железа и оксисульфидных включениях мелких включений железной шпинели (54,9% Al₂O₃; 35,6% FeO; 8,5% MgO).

Химический и металлографический анализы неметаллических включений показали, что самое высокое содержание неметаллических включений наблюдается в осевой зоне (0,1157%, или 9,84 балла), а минимальное — в корковой зоне (0,0314%, или 2,66 балла) верхней части слитка кипящей стали.

В общем количестве оксидных неметаллических включений примерно 63—65% их составляют неустойчивые закиси железа FeO и марганца MnO, 17% — силика: ты и 17% — железная шпинель. Оксиды, сульфиды и оксисульфиды наблюдаются главным образом в центральной зоне верхней и средней частей слитка, силикаты — в корковой зоне и нижней части слитка.

Введение в низкоуглеродистый кипящий металл ферросилиция существенно изменяет количество оксисульфидных и силикатных включений и их распределение. Наиболее характерные включения в слитке в этом случае

следующие: силикаты четырех видов (стекловидные, кристаллические, силикооксиды и силикосульфиды), сульфиды, оксиды и оксисульфиды.

В верхней части слитка сульфиды представляют собой твердый раствор $MnS-FeS$ с преобладанием сульфида марганца. В средней части слитка, где имеется закись железа, сульфиды представляют собой твердый раствор $MnS \cdot FeS \cdot FeO$. Размер сульфидных включений в слитке не превышает 20 мкм.

Введение в металл ферросилиция приводит к образованию в центральной зоне слитка большого количества крупных (до 300 мкм) стекловидных силикатов сложного состава ($nFeO \cdot mMnO \cdot pSiO_2$) и силикосульфидов размерами 5—40 мкм. Максимальное количество неметаллических включений наблюдается в осевой зоне средней части слитка (0,0917% или 8,56 балла), а не в верхней, как в слитке без присадок ферросилиция.

Количество неустойчивых включений в слитке после присадки ферросилиция резко уменьшается, а количество силикатных включений возрастает. Еще более сильное влияние на характер и количество неметаллических включений в слитке малоуглеродистой стали оказывает алюминий.

Наиболее характерные включения в полуспокойной и нестареющей стали— глинозем, шпинель, сульфиды и силикаты. Наиболее характерным видом сульфидов в слитках с алюминием являются включения светло-серого цвета, имеющие неправильную форму и представляющие собой твердый раствор $MnS \cdot FeS-Al_2O_3$. Размеры этих включений изменяются в пределах 2—15 мкм.

В слитке стали встречаются также серые сульфидные включения округлой формы, являющиеся твердым раствором $MnS \cdot FeS$. Изредка серые сульфиды располагаются по границе первичного зерна. Присадка алюминия в малоуглеродистую кипящую сталь в количестве 0,4—0,9 кг/т снижает общее содержание неметаллических включений в металле и приводит к более равномерному распределению последних по сечению слитка.

Среднее содержание неметаллических включений равно 0,0261% (4,17 балла) в стали 08пс и 0,0198% (3,33 балла) в стали . Самым распространенным видом включений в слитке стали 08пс является железная

шпинель, а в слитке стали 08 с алюминием — глинозем. Силикатные включения наблюдаются главным образом в корковой зоне слитков. Высокое содержание крупных силикатных включений в слитке с добавкой кремния и резкое снижение количества неметаллических включений в слитках с добавкой алюминия свидетельствуют о том, что скорость удаления включений из стали в шлак определяется главным образом не размерами и плотностью их, а более низкой адгезией (прочность связи между металлом и включением) у глинозема по сравнению с силикатом.

Максимальное содержание кислорода в этом случае наблюдается в средней, а минимальное в верхней части осевой зоны слитка. Введение в изложницу алюминия в указанных выше количествах позволяет снизить среднее содержание кислорода в слитках до 0,013—0,012%. Резкое снижение содержания кислорода в стали после введения алюминия также свидетельствует о том, что глиноземистые включения хорошо удаляются из металла в шлак в период формирования слитков

4.3 Удаление неметаллических включений при продувке аргоном

Во время интенсивной продувки, охватывающей весь объем жидкой ванны, в ней устанавливается режим развитой однородной и изотропной турбулентности, при которой укрупнение взвешенных частиц за счет пульсаций конвективных потоков происходит быстрее.

Важнейшим результатом продувки металлической ванны инертным газом является быстрое удаление неметаллических включений за счет интенсивного их укрупнения в потоках, обтекающих всплывающие пузырьки. Удаление неметаллических включений из стали в шлак может осуществляться за счёт флотации взвеси всплывающими пузырьками и ускоренного укрупнения их в образующихся потоках. Время быстрого градиентного укрупнения монодисперсной взвеси $\tau_{гр}$ можно определить из соотношения:

$$\tau_{гр} = \frac{2,44 \cdot 10^{-4}}{n_0 r^3} \cdot Q \frac{R}{\sqrt[3]{1 + \frac{U}{Q}}} \quad (4.1)$$

где n_0 – количество частиц неметаллических включений; r – радиус частиц, мкм; R – радиус всплывающих пузырьков, мм; Q – расход газа, лмин; U – скорость движения металла, ммин.

Из этого выражения следует, что $\tau_{гр}$ линейно уменьшается с уменьшением размера пузырей и несколько в меньшей степени – с увеличением расхода газа. Соответственно рафинирующую продувку целесообразно осуществлять в режиме мелких пузырьков, равномерно распределённых по объёму расплава.

Между тем, различная степень удаления из стали неметаллических включений разного химического состава при идентичных гидродинамических условиях свидетельствует о разной эффективности встреч частиц друг с другом и межфазной поверхностью. Устойчивость дисперсной системы, которой является расплав стали, в условиях, когда оправдан процесс укрупнения, определяется поведением тонких прослоек среды, разделяющих частицы. Если принять, что агрегация неметаллических включений между собой и их переход на поверхность газового пузырька происходит после уменьшения и разрыва разделительного слоя, то фактором, определяющим устойчивость плёнок металла, является расклинивающее давление:

$$\Pi = P^{час.} - P^{пл.} = P^{пуз.} - P^{пл.} = - \frac{\partial(\sigma^{час.-пл.} - \sigma^{пуз.-пл.})}{dl} \quad (4.2)$$

где $P^{час.}$, $P^{пл.}$, $P^{пуз.}$ – давление в фазах неметаллическое включение, пленка и газовый пузырь; $\sigma^{час.-пл.}$; $\sigma^{пуз.-пл.}$ - поверхностное натяжение на границе раздела фаз частица – пленка, пузырь – пленка, Дж/м², l – толщина разделительной пленки, м.

Вероятность прикрепления пузырька к частице $P_{прикрепления}$ состоит из трёх этапов: утончение плёнки, прорыв плёнки и её стабилизация. Установлено, что для осуществления последних 2-х этапов вероятность утончения плёнки сопоставима с возможностью прикрепления пузыря к неметаллическому включению. В свою очередь, вероятность прикрепления

включения возрастает при уменьшении размера пузырька и увеличении размера частиц, что описывается полуаналитическим уравнением Навье – Стокса. Это уравнение применимо для продольно симметричного и асимметричного потоков пузырей с числом Рейнольдса $Re < 400$:

$$P_{\text{прикрепления}} = \frac{2u_n D}{9(u_c + u_n) Y} \left(\frac{d_c}{d_n} \right) \left[\sqrt{(X+C)^2 + 3Y^2} + 2(X+C) \right]^2 \quad (4.3)$$

где d_c и d_n – диаметры частицы и пузыря, м; u_n – скорость подъема пузыря, м/с; X, Y, C, D – безразмерные параметры, которые в свою очередь определяются из следующих соотношений:

$$X = \frac{3}{2} + \frac{9 Re}{32 + 9,888 Re^{0,694}}; \quad (4.4)$$

$$Y = \frac{3 Re}{8 + 1,736 Re^{0,694}}; \quad C = \frac{u_c}{u_n} \left(\frac{d_n}{d_c} \right)^2; \quad D = \frac{\sqrt{(X+C)^2 + 3Y^2} - (X+C)}{3Y}. \quad (4.4)$$

Полуаналитическое решение уравнения подтверждает, что вероятность столкновения увеличивается при уменьшении размера пузырька и увеличении размера частицы. Между тем, по данным работы, пузырек диаметром менее 1 мм не может отделиться от жидкого металла.

Эффективность удаления неметаллических включений ε может быть определена из следующего выражения:

$$\varepsilon = \left(1 - e^{-K\tau} \right) \cdot 100 \quad (4.5)$$

где τ – время пребывания жидкой стали в продуваемой области жидкой ванны проковша; K – константа, определяемая по формуле

$$K = \frac{3U_\tau P_{\text{прикрепления}} T_c}{2d_n T_0} \quad (4.6)$$

где U_τ – скорость истечения газа в единице площади $32 \text{ м}^3/\text{с} \cdot \text{м}^2$; T_c и

T_0 – соответственно температура стали и температура газа в газожидкостном потоке, К; d_n – диаметр пузырька, м.

В промышленных условиях продувка стали аргоном в мелкодисперсном режиме вызывает определённые технические затруднения, обусловленные, прежде всего, изготовлением продувочных блоков с соответствующей пористостью. Как правило, материал, из которого изготовлен продувочный блок, не смачивается жидкой сталью. В исследованиях, проведённых на холодных и горячих моделях при подаче газа через не смачиваемый материал, показано, что выходящий пузырёк расширяется на поверхности огнеупорного материала. Это затрудняет возможность контроля размеров образующихся пузырьков, поскольку через отверстие выходит уже сформировавшийся пузырь, а также существует возможность соединения пузырьков при их отделении от поверхности продувочного блока. При этом пузырьковый режим продувки формируется при достаточно малом расходе продуваемого газа. Характерной особенностью такого режима продувки является образование отдельных пузырьков непосредственно перед отверстиями для подачи газа. С увеличением расхода вдуваемого газа сначала увеличивается частота образования пузырьков, сохраняющих прежний постоянный объем. В дальнейшем сохраняется постоянная частота образования пузырьков, но увеличивается их объем.

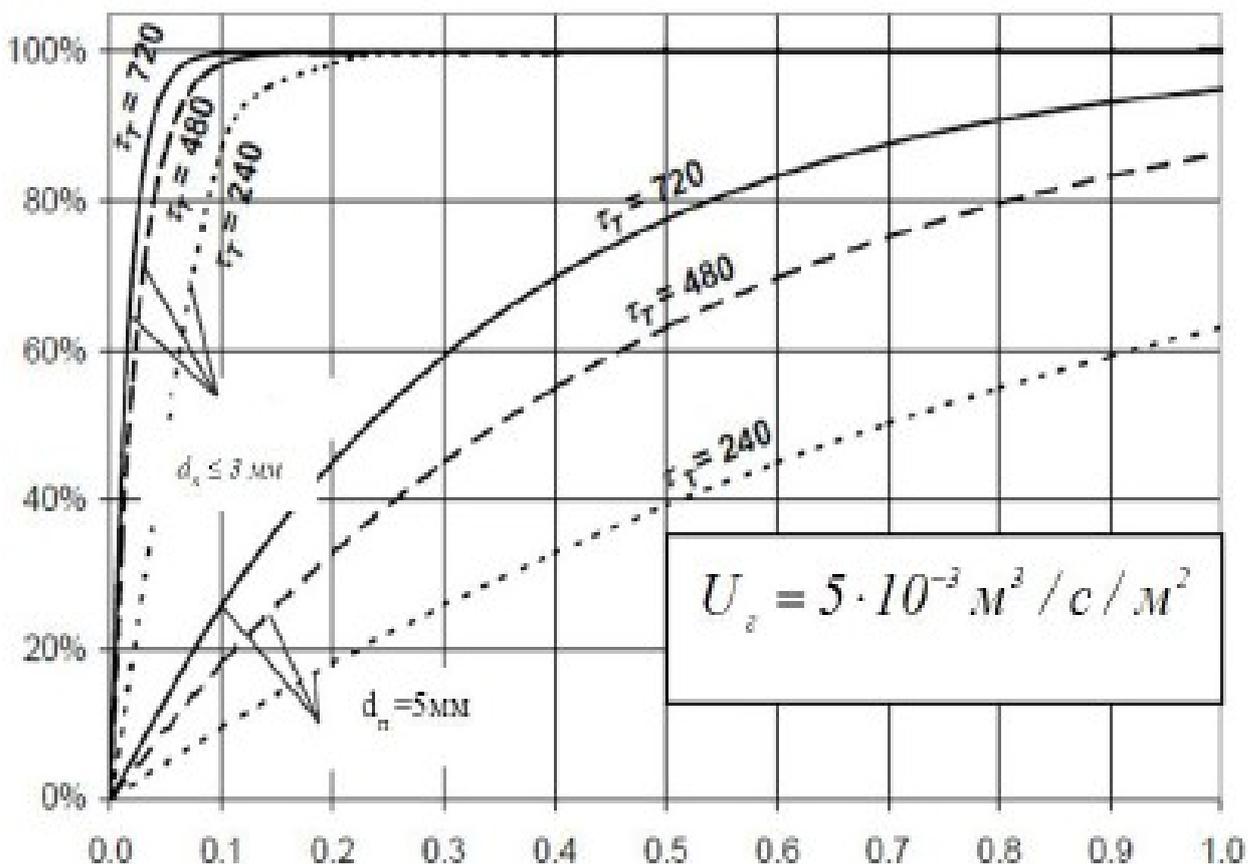


Рисунок 10 - Влияние размера пузырька, объёма продуваемой области и резидентного времени промковша на эффективность удаления неметаллических включений.

Эффективность удаления неметаллических включений определяли по формуле:

$$E = \frac{(M - m)}{M} \cdot 100\%$$

где M – масса вводимой в промковш тестовой смеси, г; m – масса тестового вещества, отобранная на выходе из промковша, г.

Общая эффективность удаления неметаллических включений на физической модели для данной конструкции промковша составила 85-94% в зависимости от расхода вдуваемого газа и расположения продувочной балки. Установлено, что максимальный эффект всплытия и удаления включений обеспечивается в том случае, когда расход вдуваемого газа оказывается таким, при котором поверхность воды в промковше не оголяется от расположенного на ней масла и составляет 1,6-1,9 л/мин. При этом размеры пузырьков газа в жидкой ванне составляли 1,3-1,8 мм

В результате выполненных теоретических, лабораторных и промышленных исследований показано, что продувка жидкой ванны металла аргоном обеспечивает рафинирующий эффект в части удаления крупных неметаллических включений. Наибольший эффект может быть достигнут при использовании пористых продувочных блоков, обеспечивающих продувку в пузырьковом режиме с диаметром пузырьков менее 3 мм. При этом продувочные блоки необходимо располагать в днище ковша в поперечном положении относительно движения циркуляционных потоков.

В промышленных условиях установлено, что при продувке стали аргоном в ковше количество крупных одиночных неметаллических включений (1,5 балла и выше) на 10-25% ниже (без продувки). Наилучшие результаты были достигнуты при расходе вдуваемого газа 10-12 л/мин на один продувочный блок. При более высоких расходах аргона (например, 15-16 л/мин) наблюдается интенсивное бурление металла и шлака в зоне выхода пузырьков аргона, что обуславливает дополнительное загрязнение стали в ковше.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На основании результатов исследований процессов обработки жидкого металла на установке «печь-ковш», а также процессов в сталеразливочном ковше при продувке металла установлено активное воздействие на качество металла и повышение технико-экономических показателей плавки.

Науглероживание является неотъемлемым элементом технологии при производстве стали современными высокоинтенсивными процессами, так как в большинстве случаев с целью повышения технико-экономической эффективности технология предполагает получение стали из унифицированного низкоуглеродистого полупродукта

Обработка стали аргоном в ковше позволяет улучшить ряд технологических характеристик процесса производства стали, улучшить качество металла, в том числе снизить в стали содержание кислорода на 40 – 50%, водорода на 20 – 40%, уменьшить загрязненность неметаллическими включениями. Рафинирование жидкого металла продувкой аргоном можно рассматривать как действие трёх параллельно идущих процессов: флотации неметаллических включений; адсорбционного переноса капиллярноактивных примесей (S,O,N) с пузырями; дегазирующего действия, аналогичного действию вакуума..

На основе моделирования циркуляционных потоков металла установлено, что включения размером 200-30 мкм способны покинуть циркуляционные потоки и всплыть в шлак, а менее 30 мкм – структурируются в потоках и движутся с их скоростью без продувки и с продувкой аргоном, соответственно 0,40 и 0,44 м/с, для их удаления расход аргона на продувку через пористый блок должен быть до 15 л/мин., что является достаточным для рафинирования, а также

уменьшают мертвые зоны и улучшают процессы удаления НВ. Значения критерия Ri без продувки аргоном на 4-9% больше чем с продувкой, что свидетельствует о положительном влиянии продувки на удаление НВ.

Результаты представленных исследований позволяют разработать алгоритм получения НВ заданного остаточного содержания, размеров и структурно-химического состояния при производстве сталей

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Производство стали на агрегате ковш-печь / Дюдкин Д. А., Бать С.Ю., Гринберг С.Е., Маринцев С.Н.; Под науч. ред. докт. техн. наук, проф. Дюдкина Д.А. -Донецк: ООО «Юго-Восток, ЛТД», 2003. 300 с.
2. Пути ресурсосбережения при внепечной обработке стали / Дюдкин Д.А., Гринберг С.Е., Грабов А.В. и др. // Сталь. 2002. - № 3. - С. 55-56.
3. Воинов С.С., Шалимов А.Г. Шарикоподшипниковая сталь. М.: Metallurgizdat, 1963.-480 с.
4. Совершенствование технологии обработки конвертерной стали / Сарычев А.Ф., Носов А.Д., Коротких В. Ф. и др. // Сталь. 2002. - № 7. С. 19-22.
5. Электрические промышленные печи: Дуговые печи и установки специального нагрева / Свенчанский А.Д., Жердев И.Т., Кручинин А.М. и др. -М.: Энергоиздат, 1981.-296 с.
6. Харламов Д.А., Меркер Э.Э., Булгаков А.И. Исследование процессов нагрева металла при внепечной обработке в агрегате печь-ковш // Изв. вузов. Черная металлургия. 2002.-№ 3. - С. 26-28.
7. Металлургические мини-заводы / Смирнов А.Н., Сафонов В.М., Дорохова Л.В., Цупрун А.Ю. Донецк: Норд-Пресс, 2005. - 469 с.
8. Кньюппель Г. Раскисление и вакуумная обработка стали. М.: Металлургия, 1984. -414 с.
9. Носова Т.В., Очагова И.Г. Использование агрегатов типа ковш-печь и установок циркуляционного вакуумирования за рубежом // Черная металлургия. Бюл. ин-та «Черметинформация»: 1982. № 16. - С. 19-35.
10. Ю.Ефроймович Ю.Е., Пирожников В.Е., Иоффе Ю.С. // Электротехника. -1965.-№ 1-С. 27-29.
11. П.Никольский Л.Е., Смоляренко В.Д., Кузнецов Л.Н. Тепловая работа дуговых сталеплавильных печей / Под ред. Никольского Л.Е. М.: Металлургия, 1981. — 320 с.
12. Дюдкин Д.А., Гринберг С.Е, Некоторые аспекты технологии и конструкции агрегатов ковш-печь // Электрометаллургия. 2005. - № 8. - С. 25-28.
13. Кочо В.С. // Изв. АН СССР. ОТН. 1952. - № 7. - С. 25-27.
14. Леушин А.И. Дуга горения. М.: Металлургия, 1973 - 240 с.
15. Сисоян Г.А. Электрическая дуга в электрической печи, М.: Металлургия, 1974. -304 с.

16. Капцов Н.А. Электрические явления в газах и вакууме. М.: Гостехтеоретиздат, 1950.-808 с.
17. Огороков Н.В. Дуговые сталеплавильные печи. М.: Metallurgy, 1971. - 344 с.
18. Поволцкий Д.Л., Рошин В.Я., Мальков Н.В. Электрометаллургия стали и сплавов. М.: Metallurgy, 1995. 592 с.
19. Свенчанский А.Д., Смелянский М.Я. Электрические промышленные печи. Ч. 2:-Дуговые печи. -М.: Энергия, 1970. 261 с.
20. Ефроймович Ю.Е., Пирожников В.Е., Иоффе Ю.С. // Электротехника. -1966. -№9.-С. 51-53. • 21. Пирожников В.Е., Каблуковский А.Ф. Автоматизация контроля и управления электросталеплавильными установками. М.: Metallurgy, 1974. - 208 с.
21. Харламов Д.А., Меркер Э.Э. Разработка алгоритма управления шлаковым режимом внепечной обработки стали // Энергосбережение и энергоэффективные технологии 2004.4.2: Сб. докл. Всерос. науч.-техн. конференции. - Липецк, 2004. С. 238-241.
22. Смирнов Н.А. Оптимизация технологии десульфурации стали на установке печь-ковш // Электрометаллургия. 2004. - № 1. - С. 20-28.
23. Дорошенко Н.В., Бараненко В.В. Образование и использование лома черных металлов в мировом металлургическом производстве // Электрометаллургия. -2001.-№ 7.-С. 27-36.
24. Ресурсосберегающая технология раскисления стали прямой регенерацией алюминия из алюминиевой стружки / В.В. Паренчук [и др.] // Бюл. НТЭИ. Черная металлургия. – 2007. – № 2. – С. 42–44.
- 25.. Паренчук, В.В. Рациональный режим раскисления стали порошковой лентой в сталеразливочных ковшах малой емкости / В.В. Паренчук [и др.] // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2005. – № 4. – С. 28–29.
- 29 Бабанин, А.Я. Раскисление литейной стали порошковым раскислителем / А.Я. Бабанин, В.В. Паренчук, Л.А. Позняк // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2005. – № 1. – С. 26-28.
30. Дюдкин, Д.А. Динамика растворения порошковой проволоки (ленты) в жидкой стали / Д.А. Дюдкин, В.В. Паренчук, А.Я. Бабанин // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2006. – № 1. – С. 24-25.
31. А.с. 1766966 СССР. МКИ С21С7/00. Способ обработки жидкого металла в ковше / Г.А. Дорофеев, А.Я. Бабанин, Л.В. Коваленко (СССР). - № 4872435/02; заявл. 18.07.90; опубл. 07.10.92, Бюл. № 37. - 4 с.
32. Повышение эффективности ресурсо-экологических показателей внепечной обработки стали порошковой проволокой с кальций содержащими

реаген-тами / В.В. Белоусов, А.Я. Бабанин [и др.] // *Металлург.* – 2012. – № 12. – С. 58–62.