

05.16.02
Ч-901

На правах рукописи

Чуманов Илья Валерьевич

**ПОВЫШЕНИЕ ТЕПЛОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ
ЭЛЕКТРОШЛАКОВОГО ПЕРЕПЛАВА И КАЧЕСТВА МЕТАЛЛА
ПУТЁМ ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПРОЦЕССЫ ПЛАВЛЕНИЯ,
ТРАНСПОРТИРОВКИ И КРИСТАЛЛИЗАЦИИ
ВРАЩЕНИЕМ РАСХОДУЕМОГО ЭЛЕКТРОДА**

Специальность 05.16.02 – «Металлургия чёрных, цветных и редких металлов»

Автореферат
диссертации на соискание учёной степени
доктора технических наук

Челябинск
2002

Работа выполнена на кафедре общей металлургии Южно-Уральского государственного университета.

Научные консультанты: Чл.-корр. РАН, доктор химических наук профессор Вяткин Герман Платонович;
Доктор технических наук профессор Рошин Василий Ефимович.

Официальные оппоненты: доктор технических наук профессор Вдовин Константин Николаевич;
доктор технических наук профессор Истомин Сергей Александрович;
доктор технических наук профессор Торопов Евгений Васильевич.

Ведущее предприятие: ОАО «Мечел» (Челябинский металлургический комбинат).

Защита состоится «20» марта 2002 г., в 14 часов, на заседании диссертационного совета Д 212.298.01 при Южно-Уральском государственном университете по адресу: 454080, г. Челябинск, проспект им. В.И. Ленина, 76, ЮУрГУ, ауд. 244.

Ваш отзыв на автореферат в двух экземплярах, заверенных гербовой печатью, просим присылать по адресу: 454080, г. Челябинск, проспект им. В.И. Ленина, 76, ЮУрГУ, учёный совет университета, тел. (3512) 39-91-23.

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке Южно-Уральского государственного университета.

Автореферат разослан «15» февраля 2002 г.

Учёный секретарь
диссертационного совета
доктор физико-математических наук
профессор



Мирзаев Д.А.

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

Актуальность темы. Развитие современного промышленного производства сопровождается постоянным повышением требований к применяемым в них деталям машин и агрегатов. Электрошлаковый переплав (ЭШП), разработанный в конце 50-х годов прошлого века институтом электросварки им. Е.О. Патона АН УССР как способ повышения качества металла за счёт рафинирования и направленной кристаллизации, нашёл широкое распространение в России и за рубежом. Электрошлаковая технология используется не только для выплавки переплавных слитков, но и для получения отливок, близких по размерам к готовым изделиям. За 40 лет существования ЭШП выполнено большое количество работ по совершенствованию технологии процесса и созданию оборудования, позволяющего повысить технико-экономические параметры переплава. Однако анализ состояния ЭШП позволяет сделать вывод о том, что пик его количественного развития миновал. Благодаря стремительному совершенствованию сталеплавильного производства достигнуто существенное повышение качества металла обычной выплавки. В связи с этим использование ЭШП с целью глубокого рафинирования литого металла потерял актуальность. В то же время, возможности электрошлакового процесса как основы для новых технологий далеко не исчерпаны.

Основными недостатками электрошлакового процесса, ограничивающими сферу его применения, являются относительно низкая производительность, высокий удельный расход электроэнергии, дефицит материалов для производства флюса и, как следствие, высокая стоимость переплавленного металла. В связи с этим вопросы дальнейшего совершенствования ЭШП представляются актуальными и важными.

Улучшение технологических и служебных свойств металлопродукции, достижение мирового уровня показателей её качества при невысокой себестоимости возможно при условии углубления фундаментальных научных исследований и выработке на их основе новых технологических решений. Стремясь обеспечить прогрессирующее энергосбережение, следует непрерывно оптимизировать процесс теплопередачи к нагреваемому металлу, совершенствуя тепловую работу используемого печного агрегата.

Вновь создаваемые промышленные процессы и технологические режимы предусматривают усиление комплекса тепловых, механических, химических воздействий на металлический и шлаковый расплав. Новые решения могут быть получены при реализации ЭШП с вращением расходоуемого электрода вокруг собственной оси, разработке и исследованию которого посвящена данная работа.

Работа выполнялась в соответствии с планом НИР ЮУрГУ: «Прогнозирование изменения оплаиваемой части расходоуемого электрода и места доставки электродного металла при ЭШП в поле действия центробежных сил», «Получение композиционных материалов методом ЭШП», а также в рамках грантов Министерства образования РФ по фундаментальным проблемам в области металлургии «Исследование поведения неметаллических включений при электрошлаковом переплаве расходоуемых электродов в поле действия центробежных сил», «Исследование закономерностей распределения дисперсных частиц при получении карбидосталей и композиционных слоистых материалов методом ЭШП».

Обяз.
экз.

Южно-Уральский
гос. университет
НАУЧНАЯ
БИБЛИОТЕКА

Цель работы. Комплексное изучение воздействия центробежных сил при электрошлаковом переплаве расходуемых электродов на процессы плавления, транспортировки, кристаллизации металла и выявление параметров, позволяющих повысить технико-экономические показатели переплава и качество получаемого металла.

Для этого необходимо решить следующие задачи.

1. Научно обосновать применения внешних воздействий на шлаковую и металлическую ванну или переплавляемый электрод при электрошлаковом процессе.

2. Исследовать аналитически и методами физического моделирования движение жидкого металла на торце вращающегося электрода и разработать математические модели, позволяющие определять оптимальные условия переплава в поле действия центробежных сил при конкретных технологических параметрах.

3. Изучить изменение характера плавления, транспортировки и кристаллизации металла при электрошлаковой плавке вращаемых электродов и оценить их влияние на энергетическую эффективность процесса и качество металла.

4. Изучить механизм и особенности удаления неметаллических включений при электрошлаковом процессе в поле действия центробежных сил при различных значениях скорости вращения расходуемого электрода и изменении технологических параметров переплава.

5. Изучить влияние вращения расходуемого электрода на различные характеристики электрошлакового процесса и качество получаемого металла и разработать рекомендации для промышленного использования технологии переплава с вращением электрода.

6. Разработать элементы автоматизации управления процессами плавления, а также устранения разбаланса в плавлении на многоэлектродных печах за счёт изменения скорости вращения расходуемых электродов.

7. Разработать новые технологические схемы получения различных видов металлопродукции (отливок переменного сечения, полых отливок и др.) методом электрошлакового переплава с вращением расходуемого электрода вокруг собственной оси на постоянном и переменном токе.

Научная новизна

1. Впервые осуществлён комплекс теоретических и экспериментальных исследований влияния вращения расходуемого электрода (электродов) вокруг собственной оси на процессы плавления, транспортировки и кристаллизации металла при электрошлаковой плавке, на энергетическую эффективность процесса и качество получаемого металла.

2. Установлена связь между технологическими параметрами переплава и скоростью вращения электрода, позволяющая определить оптимальные условия рафинирования при радиальном течении металла на оплавляемом торце электрода.

3. Получены аналитические выражения, позволяющие рассчитать скорость вращения расходуемого электрода, при которой обеспечивается оптимальная производительность, лучшая рафинирующая способность процесса и однородность кристаллической структуры.

4. Методом физического моделирования исследована эволюция оплавляемого торца вращающегося электрода и установлено, что снижение скорости течения электродного металла наблюдается при переходе от плоской формы к вогнутой.

5. Аналитически описана траектория движения капле электродного металла в объёме шлаковой ванны в зависимости от скорости вращения расходуемого электрода. Показано позитивное влияние рассредоточения места падения капле электродного металла, в жидкую металлическую ванну на форму ванны, направление роста кристаллов, процессы рафинирования при кристаллизации от растворимых и взвешенных примесей, кристаллическую и химическую неоднородность слитка.

6. Получена зависимость между падением сопротивления на электроде, шлаковой ванне и увеличением скорости плавления при вращении электрода. Обоснован новый принцип управления скоростью плавления расходуемого электрода изменением скорости его вращения, что позволяет исключить использование трансформаторов с большой дискретностью изменения мощности.

Практическая ценность работы. Сформулированные положения о влиянии центробежных сил, возникающих при вращении расходуемого электрода в процессе электрошлаковой плавки, и предложенные на этой основе технологические решения позволили:

– разработать технологию электрошлаковой плавки с вращением расходуемых электродов, в результате чего удаётся:

- экономить до 15% рабочего флюса,
- снизить энергозатраты до 20%,
- повысить производительность на 25% и более без увеличения подводимой мощности,
- получать электрошлаковый металл с большей кристаллической и химической однородностью;

– предложить практические рекомендации по определению оптимальной скорости вращения расходуемого электрода с учётом решаемых задач и технологических параметров;

– разработать технологию получения отливок переменного сечения на примере заготовки прокатного валка для холоднокатаного листа и полых заготовок;

– предложить эффективный способ управления скоростью плавления электрода, не требующий изменения задаваемых на шлаковую ванну электрических параметров, а также устранять разбаланс в плавлении электродов на многоэлектродных печах при получении слябов;

– разработать автоматическую схему поддержания постоянной скорости плавления расходуемого электрода на протяжении всего процесса переплава.

– повысить рафинирующую способность ЭШП на постоянном токе и стабилизировать металлическую ванну относительно оси слитка.

На защиту выносятся

– Научные принципы анализа влияния характера плавления, транспортировки и кристаллизации металла при электрошлаковой плавке на энергетическую эффективность процесса и качество металла с учётом вращения расходуемого электрода вокруг собственной оси.

– Математические модели, определяющие оптимальные условия переплава в поле действия центробежных сил для конкретных технологических параметров и

результаты аналитического исследования движения жидкого металла на торце вращающегося расходоуемого электрода при электрошлаковом процессе.

– Результаты экспериментального исследования течения жидкого металла на торце вращающегося расходоуемого электрода, полученные в ходе физического «холодного моделирования».

– Конструкцию установки вращения расходоуемого электрода для электрошлаковой печи, обеспечивающую вращение с различной скоростью, и устройство автоматического управления скоростью плавления.

– Научные положения о влиянии вращения расходоуемого электрода в процессе электрошлакового переплава на качество металла, в том числе на процесс удаления и распределения неметаллических включений в слитке.

– Технологические схемы получения полых отливок и отливок переменного сечения на основе электрошлакового переплава с вращением расходоуемого электрода вокруг собственной оси.

– Способ управления скоростью плавления расходоуемых электродов изменением значений скорости вращения в ходе электрошлакового процесса, а также способ устранения разбаланса в плавлении на многоэлектродных печах.

– Технологические и технические принципы электрошлакового переплава расходоуемого электрода на переменном и постоянном токе с вращением расходоуемого электрода.

Апробация работы и публикации. Основные результаты работы доложены и обсуждены на Всесоюзных, Российских и Международных конференциях, симпозиумах и совещаниях: Всесоюзном совещании “Моделирование физико-химических систем и технологических процессов в металлургии”, Новокузнецк, 1991; IX, X, XI Международных научных конференциях “Современные проблемы электрометаллургии стали”, Челябинск, 1995, 1998, 2001; Международной научно-практической конференции “Новые ресурсосберегающие технологии и материалы”, Челябинск, 1996; 5^{ой} Международной конференции по высокоазотистым сталям, Стокгольм (Швеция), 1998; IX Российской конференции “Строение свойства металлических и шлаковых расплавов”, Екатеринбург, 1998; Международной научно-технической конференции “От булата до современных материалов”, Курган, 1999; Международной научно-технической конференции “Уральская металлургия на рубеже тысячелетия”, Челябинск, 1999; XIX, XX Российских школах и XXIX Уральском семинаре “Неоднородные конструкции”, Екатеринбург, 1999, 2001; 4^{ой} Международном симпозиуме хорватских металлургов, Опатия (Хорватия), 2000; II межвузовской научно-технической конференции “Фундаментальные проблемы металлургии”, Екатеринбург, 2000; VI Конгрессе сталеплавильщиков, Череповец, 2000; Научно-практической конференции “Автоматизированный печной агрегат – основа энергосберегающих технологий металлургии XXI века”, Москва, 2000.

По материалам диссертационной работы опубликовано 40 печатных работ.

Структура и объём работы. Диссертация состоит из введения, восьми глав, выводов. Основное содержание изложено на 345 страницах машинописного текста, включая 49 таблиц и 95 иллюстраций. В списке литературы приведено 250 наименований работ отечественных и зарубежных авторов.

ОСНОВНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

1. Влияние технологических параметров и внешних воздействий на электрошлаковый процесс

Металл, полученный методом ЭШП, обладает повышенными эксплуатационными характеристиками по сравнению с металлом открытой выплавки и разливки, что объясняется двумя основными факторами – лучшей рафинирующей способностью процесса в специально подобранном шлаке и условиями кристаллизации металла. Однако существенным недостатком электрошлакового процесса является высокая себестоимость получаемой металлопродукции вследствие двукратного металлургического передела и высокого расхода электроэнергии.

Анализ литературных данных показал, что плавление расходуемого электрода при ЭШП связано не только с количеством тепловой мощности, выделяемой в шлаковой ванне, но и рациональном её использовании. Увеличение мощности обеспечивает более высокую производительность электрошлакового процесса, однако, повышение производительности установок при обычной схеме ЭШП ограничено условиями рафинирования переплавляемого металла.

Изучение механизма удаления неметаллических включений при ЭШП, на всех стадиях контакта металла с рафинирующим шлаком – в плёнке металла на торце оплавленного электрода, при прохождении капель через шлаковую ванну и на границе раздела шлаковой и металлической ванн показало, что доля неметаллических включений, которые удаляются из ванны, невелика. Удаление неметаллических включений из капли жидкого металла может быть улучшено при заметном уменьшении её размера и увеличении времени контакта с рабочим флюсом. Основное же рафинирование от неметаллических включений происходит в плёнке металла на торце оплавленного электрода. Для высокой эффективности этого процесса толщина плёнки должна быть минимальной и равномерной по всему оплавленному торцу. Улучшение кристаллической структуры слитка возможно при рассредоточении теплового центра в жидкой металлической ванне.

Отмеченные обстоятельства обусловили появление ряда разработок, связанных с использованием внешних воздействий на шлаковую и металлическую ванны или переплавляемый электрод, а также создание новых схем переплава. Электрошлаковый переплав по бифилярной схеме, барботажа шлаковой и металлической ванн или их вращение, механическое и ультразвуковое колебание переплавляемого электрода и другие способы позволяют повысить производительность процесса или улучшить качество металла, но не обеспечивают комплексного воздействия на ЭШП.

Наиболее эффективно и комплексно влиять на энергетическую эффективность процесса, рафинирование металла, а также управлять кристаллической структурой формируемого слитка или отливки можно за счёт использования такого технологического решения как вращение расходуемого электрода вокруг собственной оси. Это позволяет значительно повысить производительность процесса (в ряде случаев до 25%), причём без увеличения подводимой мощности. Это достигается за счёт трёх факторов: изменения гидродинамической обстановки в шлаковой ванне, принудительного отрыва жидкого электродного металла в радиальном направлении и уменьшения высоты шлаковой ванны.

При плавлении вращающегося электрода гидродинамическая картина в шлаковой ванне обратна той, которая реализуется только при вертикальном перемещении электрода (рис.1). При вращении электрода под ним создаётся восходящий шлаковый поток. Поднимаясь в подэлектродной зоне, шлаковый поток, нагревается за счёт джоулева тепла и достигает максимальной температуры непосредственно у оплаваемого торца электрода, в отличие от обычной технологии, когда шлак оmyвает оплаваемый торец электрода, после того как отдал тепло водоохлаждаемой стенке кристаллизатора. При вращении электрода отрыв капель электродного металла происходит преимущественно под воздействием центробежных, а не гравитационных сил, что характерно для классической технологии переплава. Поэтому при плавлении в поле действия центробежных сил капля металла, с оплаваемой поверхности удаляется несколько раньше по сравнению с плавлением без вращения, что позволяет быстрее готовить поверхность электрода для последующего плавления.

В случае вращения расходуемого электрода оплаваемый торец имеет плоскую форму, вследствие чего при одинаковых условиях уровень шлака в кристаллизаторе ниже, чем при технологии без вращения, когда высота шлаковой ванны больше за счёт вытеснения шлака погружённым в него конусом электрода. Уменьшение площади поверхности контакта шлака с охлаждаемой стенкой кристаллизатора приводит к снижению тепловых потерь. В зависимости от технологических параметров переплава это позволяет снизить потери тепла на 9...13 %.

Плоская форма торца в процессе переплава с вращением электрода, как отмечено выше, позволяет поддерживать требуемый размер межэлектродного промежутка при меньшем количестве рабочего флюса, что даёт возможность вести процесс при меньшем количестве флюса на 10...15%.

Известно, что при ЭШП процессы рафинирования протекают главным образом на границе «плёнка жидкого металла на оплаваемом торце – рабочий флюс». Вращение расходуемого электрода позволяет существенно повысить рафинирующую способность процесса. Это обусловлено тем, что при вращении плёнка более равномерна, а толщина её меньше, в том числе в осевой области переплавляемого электрода, где загрязнённость неметаллическими включениями максимальна. Кроме того, в случае вращения электрода, отрывающиеся под действием центробежных сил капли металла имеют меньший размер, что также способствует более полному удалению включений в шлак.

Важным фактором, влияющим на степень удаления неметаллических включений, является время пребывания и длина пути капель в рафинирующем флюсе. Возникающие при вращении электрода центробежные силы обуславливают радиальное течение металла по оплаваемой поверхности электрода. После отрыва в зависимости от скорости вращения переплавляемого электрода капли двигаются по разным траекториям. Путь, который проходят капли, в этом случае в среднем в два раза длиннее, чем при переплаве без вращения электрода. Рассредоточивая место доставки электродного металла, за счёт вращения электрода, удаётся поддерживать плоскую форму дна жидкой металлической ванны на протяжении всего времени переплава (рис.1). Это позволяет получить более ярко выраженную осевую направленность роста кристаллов и обеспечить высокое качество кристаллической структуры слитка или отливки.

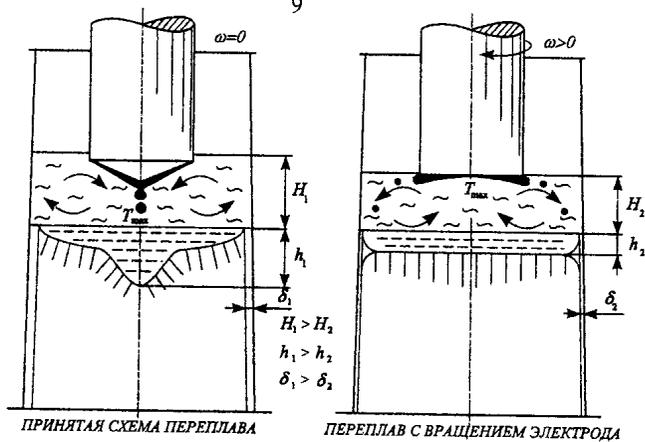


Рис. 1. Распределение температуры и направление потоков в шлаковой ванне:

ω – скорость вращения расходуемого электрода, T_{max} – центр зоны с максимальной температурой шлаковой ванны, H_1 , h_1 – высота шлаковой и металлической ванн при принятой схеме переплава, H_2 , h_2 – высота шлаковой и металлической ванн при переплаве с вращением расходуемого электрода вокруг собственной оси, δ_1 , δ_2 – толщина шлакового гарнисажа при принятой схеме переплава и с вращением расходуемого электрода

Для конкретных условий переплава существуют оптимальные значения скорости вращения расходуемого электрода, при которых перечисленные положительные явления реализуются в наибольшей степени. Следовательно, важно уметь прогнозировать скорость вращения электрода при конкретных технологических параметрах для создания оптимальных условий переплава.

2. Аналитическое описание движения жидкого металла на торце вращающегося расходуемого электрода

Создание математических моделей предполагало получение аналитических выражений, позволяющих осуществить:

- расчёт скорости движения жидкого металла в плёнке на поверхности вращающегося электрода;
- расчёт толщины плёнки жидкого металла на торце вращающегося электрода;
- расчёт геометрии (формы) оплаваемого торца вращающегося электрода;
- кинетический расчёт трансформации формы оплаваемой поверхности электрода от конической к плоской;
- определения места падения капель электродного металла в жидкую металлическую ванну в зависимости от скорости вращения.

• Для оценки скоростей движения металла в плёнке жидкого металла на плоском торце вращающегося электрода приняли следующие условия: жидкость вязкая, несжимаемая, однофазная; процесс стационарный; движение ламинарное. В силу симметрии течения можно считать, что:

$$P = P(r, z); V_r = V_r(r, z); V_\varphi = V_\varphi(r, z); V_z = V_z(r, z). \quad (1)$$

Движение вязкой несжимаемой жидкости на торце электрода описывается уравнением Навье-Стокса и уравнением неразрывности:

$$\left. \begin{array}{l} V_r /_{z=0} = 0 \\ V_r /_{z \rightarrow \infty} = 0 \end{array} \right\}; \quad \left. \begin{array}{l} V_\varphi /_{z=0} = \omega R_{\text{эл}} \\ V_\varphi /_{z \rightarrow \infty} = 0 \end{array} \right\}; \quad \left. \begin{array}{l} V_z /_{z=0} = V_n \\ V_z /_{z \rightarrow \infty} = \infty \end{array} \right\}. \quad (2)$$

Поставленная задача является обобщением известной задачи Кармана, решение которой позволяет получить выражение для расчёта значений V_r, V_z :

$$V_r = r\omega [\xi / (1 + \xi^2)]; \quad (3)$$

$$V_z = -[\sqrt{\omega\nu} \ln(1 + \xi^2) + V_n]; \quad (4)$$

$$\xi = \sqrt{(\omega/\nu)} z, \quad (5)$$

где ω – угловая скорость вращения электрода, ν – кинематическая вязкость, V_n – скорость плавления электрода. Рассчитанные по уравнениям (3), (4) значения скорости движения металла в плёнке для электрода диаметром 0,24 м, скорости плавления 0,00025 м/с приведены в табл. 1.

Таблица 1

Скорость движения металла в плёнке в зависимости от скорости вращения

Скорость вращения электрода, об./мин	Скорость движения металла в плёнке, м/с	
	V_r	V_z
60	0,407	0,00084
80	0,624	0,00037
100	0,870	0,00039
120	1,152	0,00045

Сопоставление значений скорости движения металла показывает, что $V_r \gg V_z$. Следовательно, при вращении электрода движение жидкого металла на плоском оплаиваемом торце происходит, в основном, в радиальном направлении, а формирование капель электродного металла и их отрыв – у боковой поверхности расходуемого электрода.

• Для определения толщины плёнки жидкого металла исходили из следующих условий: процесс стационарный и мощность источника жидкого металла (Q_z) равна мощности его стока (Q_r) для любого значения радиуса электрода. Учитывая, что

$$Q_z = \int_0^r \int_0^{2\pi} V_z r dr d\varphi; \quad (6)$$

$$Q_r = \int_0^{2\pi} \int_0^\delta V_r r d\varphi dz, \quad (7)$$

получим интегральное соотношение, решение которого позволяет оценить толщину плёнки δ :

$$\delta = \left[\left(\exp \frac{V_n}{\sqrt{\omega\nu}} - 1 \right) \cdot \frac{\nu}{\omega} \right]^{1/2}. \quad (8)$$

Из полученного выражения (8) определена толщина плёнки жидкого металла при различной скорости вращения расходуемого электрода (рис.2). Из расчёта следует, что толщина плёнки уменьшается с увеличением скорости вращения в рассмотренном интервале значений скорости вращения расходуемого электрода.

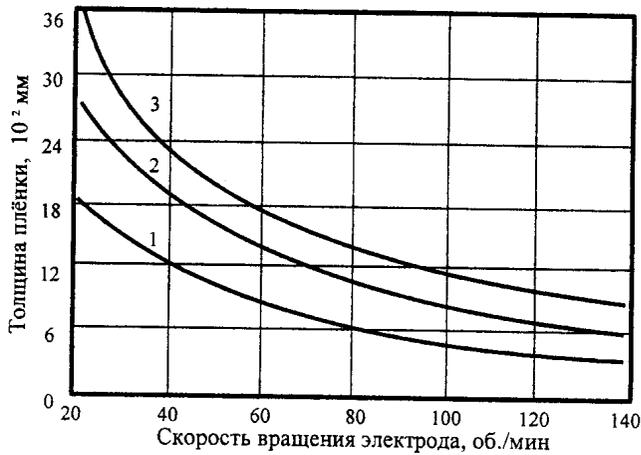


Рис. 2. Влияние скорости вращения на толщину плёнки жидкого металла.

Скорость плавления: 1 – 0,10 мм/с; 2 – 0,25 мм/с; 3 – 0,40 мм/с

• Оптимальные условия для получения максимальных значений производительности и рафинирующей способности процесса будут достигнуты при обеспечении равномерной толщины плёнки по всей оплаваемой поверхности, что возможно при наличии плоского оплаваемого торца. Оценим минимальную скорость вращения электрода, при которой может реализоваться указанное выше условие, т.е. завершение трансформации конической формы торца электрода в плоскую.

Примем, что в произвольный момент времени высота конуса равна h , а длина его образующей равна l . Пусть также радиус $r = R_{эл}$ цилиндрической части остается постоянным.

С уменьшением величины h изменение кинетической энергии вращения конической части запишется в виде

$$dE_k = (\pi / 20) \omega^2 R_{эл}^4 \Delta \rho dh, \quad (9)$$

где $\Delta \rho = \rho_m - \rho_{ш}$ кг/м³; ρ_m – плотность жидкого металла, кг/м³; $\rho_{ш}$ – плотность шлака, кг/м³; ω – угловая скорость вращения электрода, рад/с.

С уменьшением поверхности конуса изменение поверхностной энергии конической части электрода запишется в виде

$$dE_n = \pi R_{эл} \sigma_{мш} dl, \quad (10)$$

где $\sigma_{мш}$ – удельная поверхностная энергия границы раздела металл – шлак, Дж/м².

Положим, что изменение поверхностной энергии равно изменению кинетической энергии

$$(1 / 20) \omega^2 R_{эл}^3 \Delta \rho (h_0 - h) = \sigma_{мш} (l_0 - l), \quad (11)$$

где h_0, l_0 – соответственно высота конической части и длина образующей при $\omega = 0$.

Если величина скорости ω такова, что торец расходуемого электрода при вращении становится плоским, то $h = 0$ и $l = R_{эл}$. Тогда с учётом того, что $l_0 = (h_0^2 + R_{эл}^2)^{1/2}$, из соотношения (11) получим:

$$\omega^2 = \frac{20 \sigma_{\text{мш}} [(h_0^2 + R_{\text{эл}}^2)^{1/2} - R_{\text{эл}}]}{R_{\text{эл}}^3 \Delta \rho h_0} \quad (12)$$

Оценим величину h_0 из равенства силы поверхностного натяжения, действующей на контур круга радиуса $R_{\text{эл}}$, и веса слоя (капли) жидкого металла на поверхности конуса при $\omega = 0$. Имеем

$$\left(\frac{1}{3}\right) \pi R_{\text{эл}}^2 h_0 g \Delta \rho \approx 2 \pi R_{\text{эл}} \sigma_{\text{мш}}, \quad (13)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с².

Выражая h_0 , из соотношения (13) и подставляя (12) получаем

$$\omega^2 = \frac{10 g [((36 \sigma_{\text{мш}}^2 / \Delta \rho^2 g^2 R_{\text{эл}}^2) + R_{\text{эл}}^2)^{1/2} - R_{\text{эл}}]}{3 R_{\text{эл}}^2} \quad (14)$$

Величина ω , определяемая соотношением (14), – это её минимальное значение, так как мы не учитывали работу сил сопротивления среды движению капель жидкого металла, отрывающихся от вращающегося переплавляемого электрода. Например, принимая значения $\Delta \rho = 2500$ кг/м³; $\sigma_{\text{мш}} = 1,8$ Дж·м⁻²; $R_{\text{эл}} = 0,04$ м следует иметь $\omega = 54$ об/мин.

• В условиях переплава с вращением расходуемого электрода большое значение имеет время, в течение которого происходит трансформация конической формы торца оплаваемого электрода в плоскую, а при определённой скорости вращения – и в вогнутую. Если для этого требуется достаточно большой временной промежуток, то необходимо предусматривать либо конструктивные изменения в кристаллизаторе, либо технологические поправки. Для определения времени перехода от конической поверхности оплавления электрода до плоской поверхности целесообразно построить кинетическую модель этого процесса.

Форма оплаваемого торца расходуемого электрода без вращения малого и среднего диаметра близка к конической. Если радиус основания конуса r_k при угловой скорости вращения электрода ω , равной нулю, равен радиусу электрода $R_{\text{эл}}$, то при $\omega \neq 0$ и с её увеличением величина основания конуса r_k уменьшается, и при некоторой скорости ω_k может стать равным нулю, т.е. конусность исчезнет, а оплаваемый торец электрода станет плоским. Оценим аналитически зависимость r_k от ω и времени вращения τ при заданных и постоянных во времени других параметрах процесса. Рассмотрим силы, действующие на элементарный объём жидкого металла с некоторой массой Δm на поверхности конической части электрода:

$$F_{\text{Т.с}} = F_{\text{Т}} \cos \alpha; F_{\text{С.с}} = F_{\text{С}} \sin \alpha; F_{\text{А}} = \Delta m g \rho_0, \quad (15)$$

где α – половина плоского угла при вершине конуса, град.; g – ускорение свободного падения, м/с²; $\rho_{\text{м}}$, $\rho_{\text{ш}}$ – плотность жидкого металла и шлака, кг/м³, ($\rho_0 = \rho_{\text{ш}} / \rho_{\text{м}}$).

$$F_{\text{С.с}} = \Delta m \omega^2 x(\tau) \sin \alpha; F_{\text{Т.с}} = \Delta m g (1 - \rho_0) \cos \alpha \quad (16)$$

где $x(\tau)$ – расстояние от оси электрода до центра выделенного объема, м.

Под действием сил $F_{\text{Т.с}}$, $F_{\text{С.с}}$ элементарный объём металла массой Δm (без учёта силы трения на границе "металл – шлак") будет двигаться вдоль направления l . Запишем для него уравнение движения:

$$\Delta m \frac{d^2 l(\tau)}{d\tau^2} = \Delta m \omega^2 x(\tau) \sin \alpha - \Delta m g(1 - \rho_0) \cos \alpha. \quad (17)$$

Масса металла, ушедшего с поверхности конической части:

$$dm_1 = 2\pi\rho_0 l(l - l_0) \sin \alpha \cos \alpha dr. \quad (18)$$

Масса металла, расплавленного за время ($d\tau$):

$$dm_2 = \left[\frac{\eta U^2}{(qR_{\text{э.ш}})} \right] d\tau, \quad (19)$$

где $\eta < 1$ – коэффициент, учитывающий долю теплоты, израсходованной на плавление; U – напряжение в цепи "электрод – шлак", В; q – удельная теплота плавления, Дж/кг; $R_{\text{э.ш}}$ – электрическое сопротивление шлака, Ом;

Из условия, что весь расплавляемый металл должен уходить с электрода, необходимо положить $dm_1 = dm_2$. Отсюда

$$r = \frac{\eta U^2}{2\pi q R_{\text{э.ш}} \rho_m \sin \alpha \cos \alpha} \int_0^{\pi} \frac{d\tau}{l(l - l_0)}. \quad (20)$$

Введем обозначения:

$$\left. \begin{aligned} k &= \frac{\eta U^2}{2\pi q R_{\text{э.ш}} \rho_m \sin \alpha \cos \alpha} \text{ м}^3 \text{ с}^{-1}; \\ b &= \omega \sin \alpha \text{ с}^{-1}; \\ c &= \frac{g(1 - \rho_0) \cos \alpha}{b^2} \text{ м}. \end{aligned} \right\} \quad (21)$$

Приняв r_k (радиус основания оставшегося конуса) как $r_k = R_{\text{эл}} - r$, ($r_k \leq R_{\text{эл}}$), а подставляя (21) и интегрируя соотношение (20), получаем

$$r_k = R_{\text{эл}} - \frac{\eta U^2 \omega^3 \sin^2 \alpha}{2\pi q g^2 \rho_m R_{\text{э.ш}} (1 - \rho_0)^2 \cos^3 \alpha} \left[\ln \frac{(1 + c_1 e^{-b\tau})}{(c_1 + 1)} + c(1 - e^{-b\tau}) \right], \quad (22)$$

$$\text{где } c_1 = \frac{2c}{(l_0 - c)} = \frac{2g(1 - \frac{\rho_{\text{ш}}}{\rho_m}) \cos \alpha}{[l_0 \omega^2 \sin^2 \alpha - g(1 - \frac{\rho_{\text{ш}}}{\rho_m}) \cos \alpha]}. \quad (23)$$

Дальнейшие преобразования позволяют получить кинетическое соотношение, определяющее при заданных конкретных значениях параметров процесса изменение величины радиуса конической части расходующего электрода во времени. Например, для $D_{\text{эл}} = 0,3$ м, $\eta = 0,5$, $q = 267$ кДж/кг, $U = 32$ В, $\alpha = 60$ град, $\rho_m = 7004$ кг/м³, $\rho_{\text{ш}} = 3400$ кг/м³ $\omega = 60$ об/мин. Имеем

$$r_k = 0,15 - \frac{2,4 \cdot 10^{-3} (1 - e^{-5,42\tau})}{R_{\text{э.ш}}}, \text{ м}. \quad (24)$$

Если $R_{\text{эл}} = 3 \cdot 10^{-1}$ Ом, то получаем

$$r_{\text{к}} = 0,15 - 0,8(1 - e^{-5,43\tau}), \text{ м.} \quad (25)$$

• Возникающие при вращении центробежные силы обеспечивают радиальное течение жидкого металла на оплаиваемой поверхности электрода. При отрыве капли металла получают ту или иную (в зависимости от скорости вращения переплавляемого электрода) траекторию движения и, попадая в металлическую ванну, капли формируют геометрию её дна. Следовательно, важно уметь прогнозировать место доставки электродного металла, выбирая ту или иную скорость вращения при известных коэффициентах заполнения кристаллизатора и технологических параметрах процесса, обеспечивая при этом необходимые условия рафинирования.

Для решения такой задачи начало системы координат XYZ выберем в центре торца электрода. Рассматриваем движение капли по осям X, Y . Примем, что сила сопротивления движению пропорциональна скорости движения капли; капля отрывается в момент времени $\tau=0$, когда радиус-вектор, проведенный из центра торца электрода к точке отрыва, направлен вдоль оси OX ; $v_x = 0$ при $\tau=0$.

Уравнения движения:

$$\begin{cases} m \frac{d^2 x}{d\tau^2} = 0; \\ m \frac{d^2 y}{d\tau^2} = -6\pi r_{\text{кап}} \eta_{\text{ш}} \frac{dy}{d\tau}, \end{cases} \quad (26)$$

$$\begin{cases} m \frac{d^2 x}{d\tau^2} = 0; \\ \frac{d^2 y}{d\tau^2} = -a \frac{dy}{d\tau}, \end{cases} \quad (27)$$

где m – масса капли, кг; $r_{\text{кап}}$ – радиус капли, м; $\eta_{\text{ш}}$ – вязкость шлака, Па·с;
 $a = 6\pi r_{\text{кап}} \eta_{\text{ш}} / m$.

При $\tau=0$; $x(0) = R_{\text{эл}}$; $y(0) = 0$ начальные условия запишутся в виде:

$$\left. \frac{dx}{d\tau} \right|_{\tau=0} = 0, \quad \left. \frac{dy}{d\tau} \right|_{\tau=0} = 2\pi\omega R_{\text{эл}}, \quad (28)$$

где $R_{\text{эл}}$ – радиус электрода, м; ω – число оборотов в единицу времени, с^{-1} .

Интегрирование системы уравнений даёт решение

$$y_{\text{max}} = \frac{\omega R_{\text{эл}} m}{3\eta_{\text{ш}} r_{\text{кап}}}. \quad (29)$$

При переплаве электродов малого и среднего сечения $r_{\text{кап}} \approx 0,005$ м; $m \approx 0,004$ кг. Отсюда величина $K_1 \approx m/r_{\text{кап}} \approx 0,73$. Коэффициент, учитывающий радиальное течение и электромагнитные силы, примем $K_2 \approx 0,25$. Тогда, например, при переплаве электрода $R_{\text{эл}} = 0,035$ м под флюсом АНФ-6, $\eta_{\text{ш}} = 0,18$ Па·с при скорости вращения электрода $\omega = 6,28$ рад/с ≈ 60 об/мин получаем $y_{\text{max}} = 0,3$ м.

Следует отметить, что результаты получены при достаточно общих допущениях: скорость наплавления металла на электроде не лимитирует процесс удаления металла с электрода; угол наклона постоянен; выражение (29) справедливо для тех случаев, когда высота конической части больше или равна нулю.

Таким образом, получены аналитические выражения, позволяющие определять необходимую для конкретных параметров переплава и технологических требований скорость вращения расходуемого электрода.

3. Исследование движения жидкого металла на торце вращающегося расходуемого электрода методами физического моделирования

Толщина, режим течения жидкого металла на торце расходуемого электрода и распределение скоростей в плёнке определяют скорость массопереноса и удаление неметаллических включений, а также тепловой поток от шлака к оплаиваемой поверхности заготовки. При обычной технологии ЭШП число Рейнольдса плёнки не превышает $1,0 \cdot 10^3$. В таких условиях число Нуссельта, характеризующее теплообмен в плёнке, сравнительно мало, поэтому перенос тепла через плёнку происходит при неблагоприятных условиях. Это обуславливает низкую долю тепла, используемого на плавление электродного металла. При ламинарном характере течения жидкости в плёнке тепло от шлака через объём плёнки передаётся теплопроводностью. Теплообмен через жидкую металлическую плёнку может быть улучшен путём уменьшения её толщины, а также за счёт использования искусственно вызванной конвекции. Достигнуть уменьшения толщины плёнки сложно, так как вязкость, плотность металла и шлака практически не поддаются корректировке.

Более эффективно воздействовать на металлическую плёнку можно за счёт дополнительных сил, превышающих силы тяжести, а именно вращением расходуемого электрода. В этом случае относительно простым техническим приёмом создаются значительные дополнительные усилия, действующие на металл в плёнке.

Проведённый в предыдущем разделе аналитический анализ требует экспериментальной проверки. Сложный трёхмерный характер течения металла на торце переплавляемого электрода препятствует разработке точной схемы, а высокие значения температуры и оптически непрозрачные среды затрудняют экспериментальные исследования процессов плавления при ЭШП. Наиболее оптимальным методом изучения таких явлений может быть физическое моделирование. Существующие модели, предложенные Б.И. Медоваром с соавторами, рассматривая различные стороны процесса ЭШП, не затрагивали гидродинамики течения плёнки, эволюции торца и места доставки электродного металла в случае вращения переплавляемого электрода (заготовки). В частности, не изучена траектория движения капель электродного металла в металлическую ванну. Нет объяснения тому, что рафинирующая способность процесса растёт до определённых значений скорости вращения электрода, а дальнейшее увеличение скорости приводит к ухудшению очистки металла.

При создании методики моделирования полагаем, что отсутствие электрического тока не оказывает существенного влияния на течение электродного металла. Для подбора моделирующих сред и объективности самого моделирования необходимо рассмотреть ряд уравнений, описывающих процесс плавления и течения металла в плёнке, а также течение шлака у поверхности электрода, представляя уравнения в безразмерном виде. Так, передача тепла через плёнку в процессе фазового превращения на её границе описывается уравнением

$$\frac{\lambda_{пл} (T_n - T_{пл})_{эл}}{\delta_{пл}} = R_{эл} q_{пл} + \frac{(c_p)_{эл} m_{эл} (T_n - T_0)_{эл} \sin(\alpha_{эл}/2)}{\pi (R_{эл}^{max})^2 \tau_{пл}}, \quad (30)$$

в котором $\lambda_{пл}$ – коэффициент теплопроводности, Вт/(м·К); $T_n, T_{пл}$ – начальная температура и температура плавления, К; $\delta_{пл}$ – толщина плёнки, м; $R_{эл}, R_{max}$ – произволь-

ный и максимальный радиусы электрода, м; $q_{пл}$ – тепловой поток, Вт/м²; c_p – удельная теплоёмкость, Дж/(кг·К); $m_{эл}$ – масса электродного металла, кг; $\alpha_{эл}$ – угол при вершине конуса электрода, град; $\tau_{пл}$ – время передачи тепла, с.

Приведённое уравнение даёт характеризующий скорость фазового перехода специфический критерий

$$K_{ф.п.} = q_{пл} / (c_p \Delta T)_{ш-пл}, \quad (31)$$

где ΔT – разность температур фаз, К.

Радиус большей части поверхности конуса на торце электрода превышает постоянную $[\sigma_{пл} / (\rho_m g)]^{0.5}$ ($\sigma_{пл}$ – коэффициент поверхностного или межфазного натяжения, Н/м; ρ_m – плотность металла плёнки, кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/с²), поэтому наиболее существенное влияние на течение металла оказывают силы вязкости и тяжести. Поэтому число Рейнольдса можно представить в таком виде:

$$Re = \frac{Q_{эл} [(R_{эл}^{max})^2 - R_{эл}]}{2\pi \nu_m R_{эл} (R_{эл}^{max})^2}, \quad (32)$$

где $Q_{эл}$ – объёмная скорость плавления, м³/с; ν_m – кинематическая вязкость металла в плёнке, м²/с;

На распределение скоростей в плёнке оказывает влияние наличие волн на внешней поверхности. Степень развития волн капиллярной природы характеризуется критерием Капицы, которое для нашего случая

$$Kp = \frac{\sigma_{пл}^3}{\nu_m^2 \rho_m^2 \Delta \rho_{м-ш} g \cos(\alpha_{эл}/2)}, \quad (33)$$

где $\Delta \rho_{м-ш}$ – разность плотностей фаз, кг/м³.

На распределение скоростей в плёнке металла оказывает влияние и движение шлака в приэлектродном слое. Взаимодействие сил молекулярного трения и подъёмной силы, обусловленной различием плотности в разных точках неизотермического потока, характеризуется критерием (числом) Грасгофа

$$Gr = \frac{9,8 R_{эл}^3}{\nu_{ш}^2 \sin^3(\alpha_{эл}/2)} \beta_{шл} \Delta T_{ш-пл(м)} \quad (34)$$

и симплексом вязкости $K_B = \nu_{ш}^* / \nu_{ш}$, характеризующим температурное изменение вязкости шлака у поверхности электрода ($\nu_{ш}$) по сравнению с его вязкостью в объёме ванны ($\nu_{ш}^*$). В уравнении (34) через символ (β) обозначен коэффициент объёмного расширения, К⁻¹.

Представленные критерии позволяют при равенстве их для образца и модели получить адекватную картину процесса плавления, протекающего при ЭШП.

Анализ сред, используемых при моделировании металлургических процессов, а также сравнение величин удельной теплоты плавления и удельной теплоёмкости различных веществ показал, что обеспечить равенство представленных критериев можно, если использовать в качестве металла замороженную дистиллированную воду, а шлаки различной вязкости моделировать раствором масла ВМ-1 в керосине. Моделирование на этих средах показало, что они наиболее адекватно отражают процесс только при стационарном (без вращения) переплаве расходуемого электрода.

да. Кроме того, даже при стационарном процессе приходилось для наблюдения за линиями тока жидкости в стекающую плёнку вводить краситель (трассер), образующий с жидкостью плёнки идеальный раствор. О режиме течения жидкости обычно судят по распределению красящего вещества в потоке, однако малый объём и низкая концентрация красителя в объёме плёнки не позволили установить точно местоположение красящего вещества в объёме стекающей плёнки, а тем более место доставки капли в металлическую ванну.

Исходя из выше изложенных соображений, в качестве материала для переплава в модели был выбран легкоплавкий на основе висмута сплав Вуда (50% Bi, 25% Pb, 12,5% Sn и 12,5% Cd) с температурой плавления 68°C и плотностью 9,68 г/см³. В качестве имитирующей шлаковую ванну жидкости выбран раствор глицерина (C₃H₈O₃) с температурой плавления 17,9°C и плотностью 1,26 г/см³. Плотности выбранных материалов сопоставимы с плотностями реальных металла и флюса. Использование этих материалов обеспечивает равенство критериев модели и реальных сред (техническое железо, флюс АНФ-6). Подобие действия сил поверхностного натяжения определяется числом Вебера. Проведённый анализ по данному критерию показывает, что при использовании вышеуказанных модельных сред процесс находится в области автомодельности.

Экспериментальный раздел работы предполагал:

- наблюдение поведения оплавливаемой части расходоуемого электрода при различных значениях скорости вращения;
- определение места доставки электродного металла в зависимости от скорости вращения электрода и коэффициента заполнения кристаллизатора;
- выявление зависимости между скоростью вращения расходоуемого электрода и размером образующихся капель электродного металла;
- исследование зависимости между скоростью вращения электрода и числом капель электродного металла, отрывающихся от торца оплавливаемого электрода за единицу времени.

Исследования, проведенные на холодной модели, показали, что без вращения электрода оправляемый торец сохранил характерную для электродов при ЭШП конусную форму с углом при вершине 100...120 град. Вращение электрода приводит к постепенному увеличению угла при вершине и уменьшению высоты оставшегося конуса, далее – к образованию плоской формы торца электрода. Дальнейшее увеличение скорости вращения приводит к образованию вогнутости (рис.3). Во всех случаях момент появления плоского торца совпадает с расчётными параметрами.

Полученные в ходе модельных экспериментов данные по изменению размеров капли показали, что с увеличением скорости вращения электрода размер капли сначала уменьшается, а затем возрастает. Минимальный размер капли соответствует отрыву капель от плоского торца электрода (рис.5). Этому моменту соответствует и максимальная частота отрыва капель, что подтверждает существование оптимальной скорости вращения электрода. Максимальный размер капель наблюдается при образовании вогнутости на оплавливаемой поверхности и соответствует минимальной частоте их отрыва. Данное обстоятельство объясняет и значительное ухудшение рафинирования металла при переходе плавления в область значений скорости вращения, вызывающих образование обратной конусности.

Анализ данных о месте падения каплей электродного металла показал хорошую сходимость расчётных данных с фактическими результатами, полученными при эксперименте в области значений рабочих скоростей, т.е. когда реализуется радиальное течение электродного металла (рис.4,5).



Рис. 3. Эволюция формы горца расходимого электрода

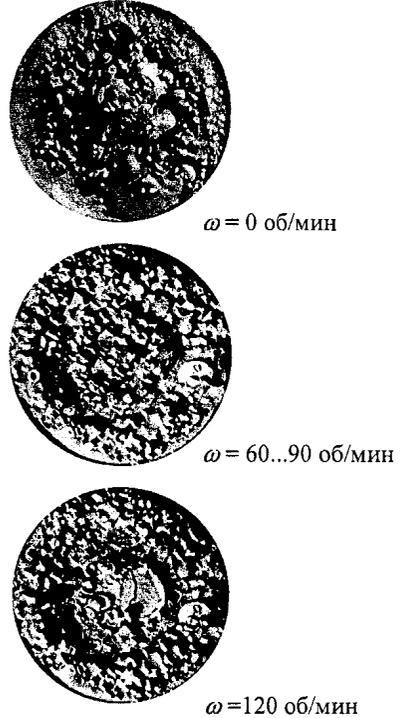


Рис. 4. Изменение места падения каплей металла в металлическую ванну



Рис. 5. Влияние скорости вращения на размер и длину пути капли электродного металла

4. Разработка устройств для вращения расходуемого электрода

Для исследования влияния вращения расходуемого электрода на электрошлаковый переплав на базе электрошлаковой печи А-550 было сконструировано и изготовлено специальное устройство, позволяющее вращать электрод в процессе переплава. При проектировании необходимо было решить задачу подведения тока значительной величины к вращающемуся расходуемому электроду и обеспечения надёжного крепления его в установке вращения.

Анализ существующих способов подведения токов большой силы к вращающимся частям в электрических машинах позволил выбрать наиболее простой и надёжный через меднографитовые щётки. Место подведения электрического тока было определено так, чтобы исключалась его протекание через установку вращения, поскольку в этом случае наблюдается разогрев подшипников и их заклинивание. Надёжность крепления и хорошее центрирование электрода было достигнуто применением цангового зажима.

Устройство вращения расходуемого электрода состоит из сварного корпуса, внутри которого размещён вал, передающий вращение от редуктора расходуемому электроду. Вал вращается в подшипниках. Цанговый зажим резьбовым соединением закреплён на валу. В качестве привода использован электродвигатель постоянного тока типа «ДУ», который через одноступенчатый редуктор передаёт вращение валу. В электрической схеме установки вращения предусмотрена возможность реверсивной работы. Регулирование скорости вращения осуществляется автотрансформатором РН 2.5/250. Подвод тока производится через меднографитовые щётки размером 75×50×55 мм. Щётки укреплены в специальных щёткодержателях, навешанных на корпус установки вращения и посредством пружин с двух сторон прижатых к электроду. Габаритные размеры установки вращения электрода – 570×300×250 мм. Скорость вращения расходуемого электрода от 0 до 300 об/мин. Установка крепится болтовым соединением на электрододержателе печи.

Опробование и эксплуатация такой установки показала достаточную её надёжность в работе и позволила в лабораторных и полупромышленных условиях изучить влияние вращения расходуемого электрода на электрошлаковый переплав.

Как показала практика использования ЭШП с вращением расходуемого электрода, не всегда следует иметь постоянную скорость вращения, иногда её необходимо плавно изменять в процессе переплава. Для автоматизации выбора необходимой скорости вращения и для поддержания постоянной скорости плавления необходимо связать её с какой-либо фиксируемой в процессе переплава величиной. Для этого была разработана и собрана схема автоматического регулирования. Схема задания скорости вращения расходуемого электрода работает следующим образом. В ходе плавки электрод укорачивается и разогревается, вследствие чего изменяется его активное и реактивное сопротивление. Ванна жидкого металла также разогревается, количество оплаваемого в единицу времени металла возрастает, при этом скорость подачи электрода в шлаковую ванну, увеличивается. Вращение от двигателя, опускающего или поднимающего электрод, передаётся тахогенератору, который в случае увеличения скорости вращения ротора выдаёт более высокое напряжение. Изменение напряжения на клеммах тахогенератора $U_{тг}$ уменьшает напряжение управле-

ния U_y , так как задающее напряжение $U_3 > U_{ТГ}$ и они направлены навстречу друг другу. Уменьшение напряжения управления приводит к уменьшению напряжения датчика. Таким образом, к датчику подводится напряжение, образованное сложением напряжений тахогенератора и задающего.

Задающее напряжение выбирается в начале плавки и может быть изменено движком реостата и установлено на уровне, необходимом для того, чтобы в начальный период плавки оно превосходило по модулю напряжение тахогенератора. Эта разница является напряжением управления. Напряжение управления устанавливается на таком уровне, чтобы схема обеспечивала скорость вращения электрода, при которой скорость его оплавления будет максимальной при установившемся режиме плавки, т.е. при $Q = \text{const}$.

В функцию датчика входит принятие сигнала, выраженного величиной задающего напряжения, и направление его к системе усиления. Система усиления преобразует полученные от датчика сигналы в импульсы, усиливает их и направляет в тиристорный преобразователь. Тиристорный преобразователь питается переменным трёхфазным током. Импульсы, поступающие в систему усиления, открывают или закрывают тиристоры в тиристорном преобразователе. Выходящий из тиристора постоянный ток (по направлению) подаётся на якорь двигателя, вращающего расходный электрод. Напряжение на якоре исполнительного двигателя по ходу плавки постоянно меняется. Чтобы эти изменения могли влиять на скорость вращения ротора, обмотку его возбуждения делают независимой, что позволяет в случае уменьшения напряжения снизить скорость вращения ротора и, тем самым, уменьшить скорость оплавления расходного электрода.

Положительные результаты по использованию вращения электрода при ЭШП в лабораторных условиях позволили продолжить исследование в промышленных условиях. Для этого потребовалось спроектировать и изготовить установку вращения расходного электрода для промышленной печи ОКБ-905.

Установка электрошлакового переплава имеет колонну, на которой расположены каретка электрода с приводом перемещения и кареткой кристаллизатора. На каретке электрода через электроизоляционную прокладку закреплен привод вращения, соединенный с вертикальным валом, состоящим из двух частей: верхней – несущей и нижней токоведущей. Нижняя токоведущая часть вала снабжена механизмом зажима и имеет электрический контакт с вращающимся барабаном. Верхняя несущая часть вала соединена с нижней токоведущей частью через электроизоляционную прокладку. К вращающемуся барабану прижимаются токосъемные щетки, закрепленные на неподвижных стойках и связанные с короткой сетью. Каретка кристаллизатора имеет устройство для центрирования электрода. Габаритные размеры установки вращения электрода – 1860×940 мм. Мощность двигателя 3,2 кВт. Скорость вращения расходного электрода от 0 до 120 об/мин.

При работе установки электрод закрепляется в нижней части вала при помощи механизма зажима, опускается вниз и вводится в кристаллизатор, содержащий шлаковую ванну. Включают привод вращения электрода и подают напряжение на электрод. При «твёрдом» старте сначала наводят жидкую, шлаковую ванну, после чего включают привод вращения расходного электрода.

5. Влияние вращения расходуемого электрода на электрошлаковый процесс и качество металла

Изучение влияния вращения расходуемого электрода на электрошлаковый процесс и качество получаемого металла проводили на электрошлаковой установке А-550, оснащённой устройством для вращения. Переплаву подвергали электроды из стали марок 12Х13, 12Х2Н4А, 12Х18Н10Т и 40Х в кристаллизатор диам. 150 мм под флюсами АНФ-6, АН-291 при различных скоростях вращения. Выбор оптимальной скорости вращения осуществляли по аналитическим выражениям, представленным в математических моделях с учётом технологических параметров перепада для электродов диам. 80 мм. В процессе перепада фиксировали скорость подачи электрода, время разводки, продолжительность перепада. Условия охлаждения кристаллизатора поддерживали постоянными, посредством регулирования расхода воды. Изучали влияние скорости вращения на производительность процесса, макроструктуру литого металла, микроструктуру, удаление неметаллических включений и распределение химических элементов в слитке.

Вращение расходуемого электрода без увеличения подводимой мощности на шлаковую ванну приводит к значительному увеличению скорости перепада (рис.6). Экстремальный ход кривой обусловлен с одной стороны более интенсивным подводом тепла к оплаиваемой поверхности, т.е. созданием сильного вертикального потока шлака к электроду, который увеличивает количество тепла, подводимого к его торцу и принудительным отрывом капель металла под воздействием центробежных сил, с другой – отходом жидкого шлака к стенкам кристаллизатора при больших значениях скорости вращения, оголением боковой поверхности электрода, и, следовательно, уменьшением тепловой эффективности процесса, а также образованием вогнутости на торце электрода, затрудняющей сход капель металла.

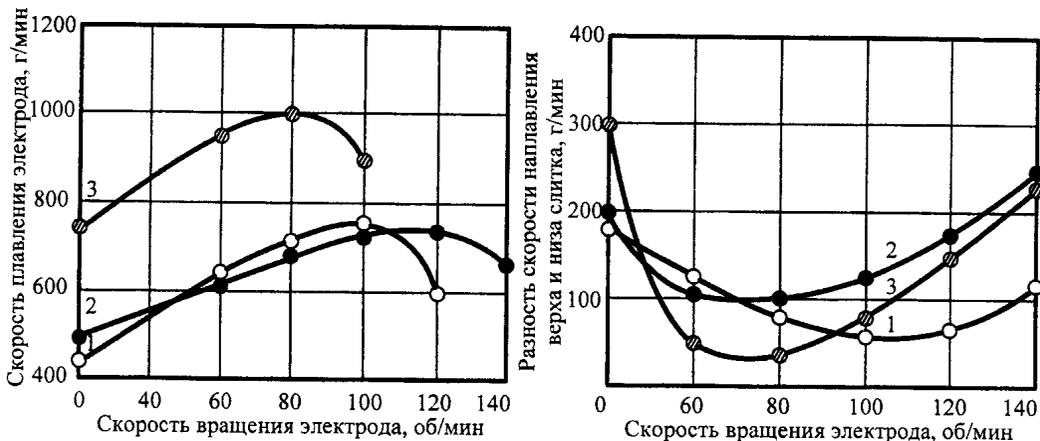


Рис. 6. Влияние скорости вращения электрода на скорость его плавления:

- 1 – ЭШП под флюсом АНФ-6, $I=1,8$ кА $U=32$ В;
- 2 – ЭШП под флюсом АНФ-6, $I=2,3$ кА $U=32$ В;
- 3 – ЭШП под флюсом АН-291, $I=1,4$ кА $U=41$ В.

Специальные эксперименты, проведенные методом замораживания, для определения размера капель, отрывающихся от торца вращающегося расходоуемого электрода и места их отрыва, показали, что масса капель составляет 3...4 г. (в 1,5...2 раза меньше, чем при обычном способе переплава). Капли электродного металла при значении скорости вращения, соответствующей максимальной скорости плавления, образуются по периферии торца электрода (рис.7).

Отрыв капли с периферийной части электрода позволяет ей упасть ближе к стенке кристаллизатора и сформировать меньшую по глубине жидкую металлическую ванну. Эксперименты по фиксации ванны жидкого металла сернистым железом показали, что при переплаве вращающегося электрода глубина металлической ванны меньше, чем для электрода, имеющего только вертикальное перемещение, т.е. без вращения. Так, при переплаве по принятой технологии глубина ванны составила 30...35 мм, а в случае переплава с вращением электрода – 15...17 мм (рис.8).

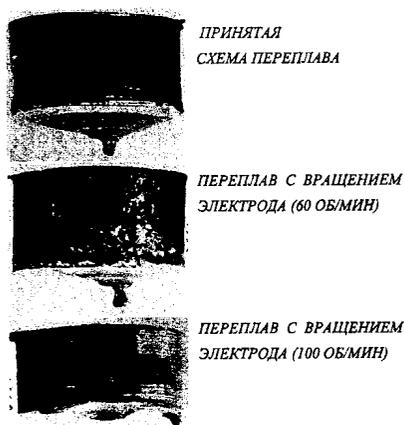


Рис. 7. Виды торца и каплеобразование при ЭШП в случае вращения электрода с различной скоростью



Рис. 8. Форма ванны жидкого металла при переплаве стали 20Х13 методом ЭШП без вращения и с вращением электрода

Поскольку кристаллы при затвердевании растут перпендикулярно поверхности раздела жидкой металлической ванны с затвердевшим слитком, то изменение формы ванны повлияло на конфигурацию фронта кристаллизации. Если в слитках, полученных при переплаве не вращающегося электрода, наблюдается зона транскристаллов протяжённостью до 100 мм с углом наклона (70...85) град. и осевая зона более мелких кристаллов с углом наклона (45...60) град., то макроструктура слитков, выплавленных с вращением расходоуемого электрода, характеризуется одной зоной транскристаллов по всему телу слитка, растущих параллельно его оси или под углом 85 град. (рис.9). Объясняется, очевидно, это тем, что продвижение фронта кристаллизации сводится к наращиванию главных осей дендритов. Об этом, в частности, свидетельствует их сильно вытянутая форма и слабое развитие осей второго и последующих порядков.

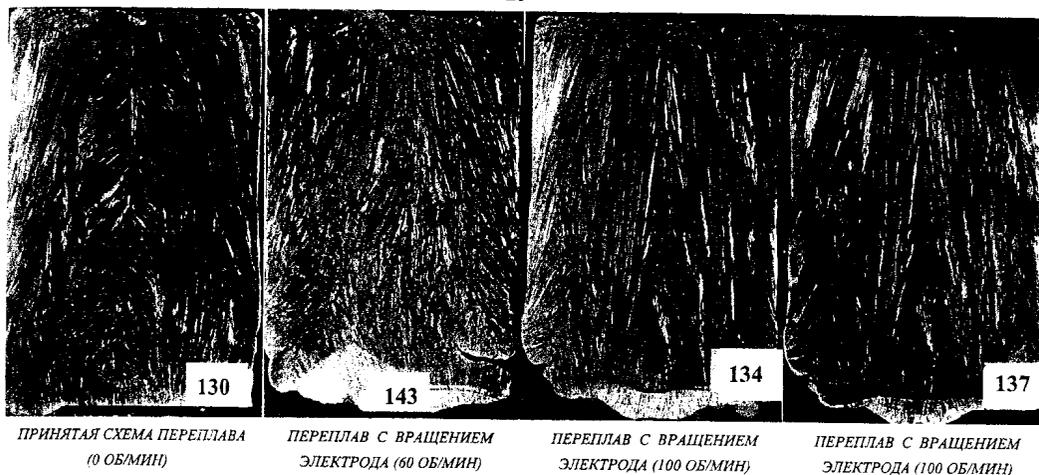


Рис. 9. Макроструктура слитков стали марки 20X13, выплавленной методом ЭШП на А-550

Электрошлаковый переплав вращающегося электрода приводит к некоторому увеличению угара легирующих элементов, но обеспечивает получение плотных слитков с большой равномерностью по химическому составу и без макродефектов при значительном увеличении скорости переплава.

Качество металла во многом определяется и его микростроением. Результаты исследования тонкой структуры и свойств литого металла после ЭШП с вращением расходоуемого электрода были проведены на образцах стали марки 20X13, которая имеет хорошо изученную структуру и свойства. Величину микронапряжений определяли методом моментов. Рентгенографирование образцов проводили на дифрактометре ДРОН-05 в режиме автоматической записи. Установлено, что с увеличением скорости вращения электрода величина микронапряжений на периферии слитка уменьшается, а в центре несколько возрастает. В результате уровень микронапряжений по сечению слитка выравнивается. Превращение фронта кристаллизации в плоскость уменьшает градиент температуры по сечению, и, по-видимому, приводит к выравниванию микронапряжений. Такая же динамика имеет место и с изменением микротвёрдости металла.

Важной характеристикой литого металла является его плотность. Для анализа влияния условий переплава на плотность стали, проведены измерения плотности методом гидростатического взвешивания. Отмечено, что с увеличением скорости вращения электрода плотность, как в отдельных частях слитка, так и средняя по сечению несколько снижается. Относительное уменьшение плотности, связанное с вращением расходоуемого электрода, не превышает 0,04% и сравнимо по величине с изменением плотности по сечению слитка. Уменьшение плотности после переплава с вращением электрода можно объяснить либо наличием микроскопических нарушений плотности металла, образование которых связано с возникновением центробежных сил в зоне расплавленного металла, либо с увеличением плотности дислокаций, уменьшением блоков мозаичной структуры и ростом микронапряжений второго рода вследствие ускорения процессов кристаллизации. При микроанализе поры в структуре слитка не обнаружены.

Положительные результаты, полученные на электрошлаковой установке А-550, позволили следующий этап исследования провести на промышленной печи электрошлакового переплава ОКБ-905, оснащённой установкой вращения расходуемого электрода.

Переplаву подвергли сталь трёх марок 11Х18М, ШХ15 и 13Х11Н2МФ (ЭИ961). Такой выбор обусловлен следующими обстоятельствами: первые две марки стали контролируются на содержание неметаллических включений, поэтому можно установить влияние вращения расходуемого электрода на их содержание в получаемом слитке. При макроанализе стали марки ЭИ961 чётко выявляется литая кристаллическая структура слитка, что позволяет определить глубину ванны, и, следовательно, направление роста дендритов.

Исходный металл для электродов выплавляли в открытой дуговой печи без внепечной обработки. Слитки диам. 600 прокатали на заготовку диам. 250 мм. Поверхность всех электродов была подвергнута зачистке.

Электрошлаковый переплав проводили в кристаллизатор диам. 390 мм под флюсом АНФ-6 в количестве 55 кг. Все плавки были проведены без выведения усадки. В процессе переplавления постоянно фиксировали скорость плавления электрода. Технологические параметры переplавления представлены в табл. 2.

Таблица 2

Технологические параметры электрошлакового переplавления на печи ОКБ-905

№ плавки, марка стали	Скорость вращения, об/мин	Время плавки, мин	Расход электро-энергии, кВт·ч/т	Рабочий ток, кА	Скорость наплавления слитка, кг/мин	Масса слитка, кг
563914, 11Х18М	0	195	2000	10,5	4,7	920
563014, 11Х18М	35	150	1500	10,5	6,5	980
565647, ЭИ961	0	220	1680	9,0	4,8	1050
565650, ЭИ961	30	190	1320	9,0	5,2	990
574183, ЭИ961	0	130	1230	10,0	5,7	740
574188, ЭИ961	40	120	970	10,0	6,5	780
574192, ЭИ961 [*]	40	110	975	10,0	6,7	740
574181, ШХ15	0	175	1800	10,0	5,0	880
574179, ШХ15,	40	125	1200	10,0	7,2	900

^{*} плавка с массой флюса 48 кг

Контроль качества металла, выплавленного по опытной и по действующей технологии, производили в объёме требований технических условий и ГОСТов. Дополнительно в пробах, отобранных от заготовки кв.90 мм штанг, соответствующих середине (Б) и верху (А) электрошлаковых слитков, определили химический состав, макроструктуру, загрязненность неметаллическими включениями, содержание газов и механические свойства (для стали ЭИ961). Для выявления влияния вращения расходуемого электрода на литую структуру из слитков стали 11Х18М и ЭИ961 вырезали продольные макротемплеты.

Вращение расходуемого электрода существенно повлияло на технологические и экономические показатели процесса. В ряде случаев скорость наплавления слитка при переplавлении стали ШХ15 по опытной технологии увеличилась на 40%, расход

электроэнергии снизился на 25%, для стали ЭИ961 – на 30% и 30%, а для стали 11Х18М – на 38% и 30% соответственно. Вращение расходуемого электрода, как и следовало ожидать, привело к изменению формы оплаваемого торца.

Как уже отмечалось ранее, в случае вращения расходуемого электрода возможно ведение электрошлакового переплава при меньшем количестве флюса. Это становится возможным благодаря отсутствию конуса оплавления у вращающегося расходуемого электрода. При этом можно выдерживать необходимый межэлектродный промежуток при меньшей высоте шлаковой ванны. Уменьшение высоты шлаковой ванны ведёт к ещё большему увеличению производительности процесса при прочих равных условиях, что подтверждается данными проведенных плавов (плавка № 574192, расход флюса 48 кг, табл.2).

Влияние вращения расходуемого электрода на макроструктуру полученных слитков хорошо выявляется на продольных макротемплетах (рис.10). Макроструктура всех слитков стали 11Х18М и ЭИ961 плотная, без макродефектов.

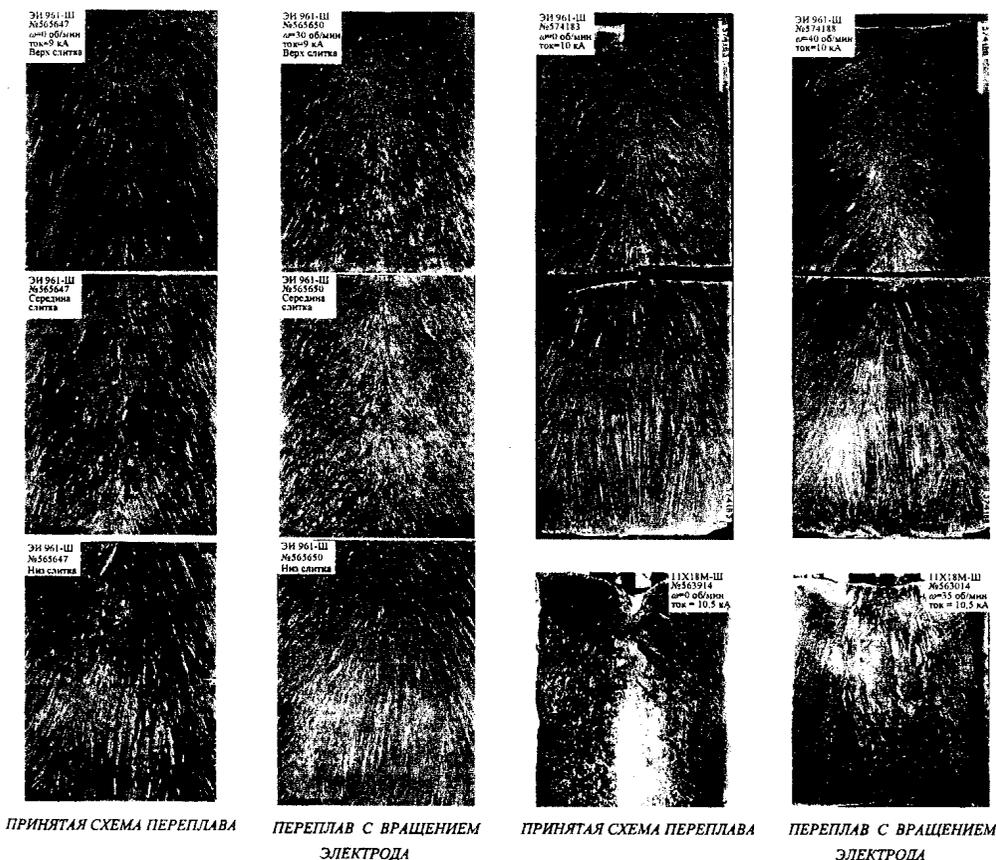


Рис. 10. Макроструктура слитков сталей марок 11Х18М и ЭИ961, выплавленных методом ЭШП на установке ОКБ-950

Отсутствие существенного отличия в макроструктуре опытного металла стали марки ЭИ961 от полученного по обычной технологии связано с тем, что при вращении переплавляемого электрода не был достигнут полностью периферийный отрыв капель электродного металла.

Макроструктура стали ШХ15 в заготовке кв.90 мм и стали ЭИ 961 в заготовке кв.115 мм, выплавленных как по опытной технологии так и по действующей, годная, без дефектов.

Анализ механических свойств стали ЭИ961 в заготовке кв.115 мм по высоте электрошлаковых слитков, выплавленных с вращением и без вращении расходующих электродов, удовлетворяет требованиям ТУ14-1-1089-74. Отмечается высокая изотропия механических свойств на плавках с вращением расходующего электрода, как на продольных, так и поперечных образцах (рис.11).

Заметных изменений химического состава металла и содержания газов после ЭШП по действующей и опытной технологии переплава сталей марок 11X18M, ШХ15, ЭИ961 не наблюдалось. Отмечено лишь некоторое снижение содержания газов в стали ШХ15 при увеличении скорости вращения расходующего электрода.

Анализ отобранных до и после переплава проб шлака показывает, что после переплава стали ЭИ961 содержание кремнезема в шлаке выше, чем после ЭШП стали ШХ15. Это можно объяснить более развитым окислением кремния металла (0,08...0,09%), чем в стали ШХ15 (0,02...0,03%).

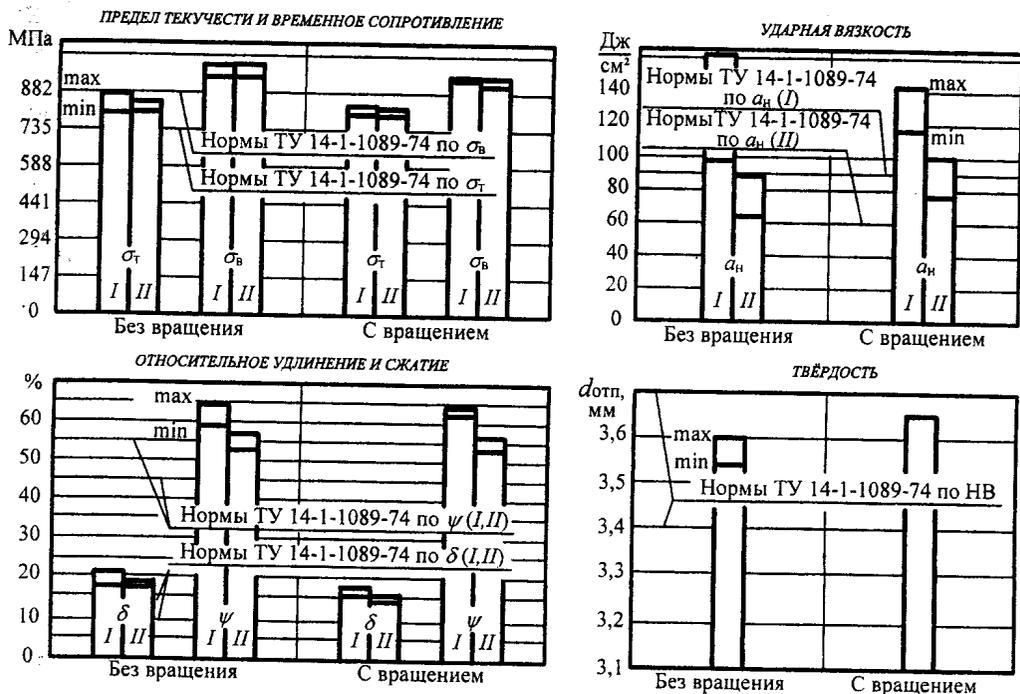


Рис. 11. Механические свойства в кв.115 стали марки ЭИ961:

I – в продольном направлении; II – в поперечном направлении

6. Удаление неметаллических включений

Важным, при анализе качества металлопродукции являются количество, размер, распределение и вид неметаллических включений. Наиболее полно определить такие характеристики можно, используя стереологические методы, позволяющие по следам на плоскости шлифа восстановить пространственную структуру исследуемой фазы (например, методом Шайля-Шварца-Салтыкова). На точность оценки этого метода большое влияние оказывает количество размерных групп. Практически целесообразно иметь 7 или 8 размерных групп, а увеличение размерных групп свыше 10 нецелесообразно, так как нет смысла добиваться высокой точности, тогда как отклонение микрочастиц от геометрически правильной формы обуславливает получение более существенной ошибки. Погрешность увеличивается с усложнением контура плоских зёрен и отходом индивидуальной формы от равноосной. Погрешность при анализе изолированных микрочастиц относительно меньше, и ориентировочно можно её считать 3...6%. Общая погрешность метода Шайля-Шварца-Салтыкова для 7...10 размерной группы оценивается величиной порядка 10%.

Принимая разбивку на 1, 2, 3 и так далее размерные группы, выявляем закономерность образования уравнений и коэффициентов для расчёта числа частиц каждой группы. Математический анализ удаления неметаллических включений дал уравнение для расчёта загрязнённости по размерным группам:

$$C = \frac{1}{nF\Delta} \cdot (1,0000N_1 + 0,4227N_2 + 0,2583N_3 + 0,1847N_4 + 0,1433N_5 + 0,1170N_6 + 0,0988N_7 + 0,0856N_8 + 0,0753N_9 + 0,0672N_{10}),$$

где C – концентрация включений в единице объёма; n – количество полей зрения; F – площадь одного поля зрения; Δ – цена разбивки; N – число включений определенного диаметра.

Для исследования загрязнённости стали неметаллическими включениями и оценки достоверности в соответствии с математическими моделями образцы вырезали как из исходного, так и из переплавляемого металла. Шлифы просматривались при увеличении $\times 630$ на металлографическом микроскопе МИМ-10 с применением иммерсии. В каждом исследуемом образце оценивали 200 загрязнённых полей зрения. В зависимости от размера в соответствии с выше сказанным все неметаллические включения разбивались на 7 размерных групп при анализе лабораторных плавок и на 10 групп – при анализе промышленных плавок.

Оценка влияния скорости вращения электрода на загрязнённость стали неметаллическими включениями представлена на рис.12. В металле, выплавленном с вращением электродов, по сравнению с металлом, выплавленным без вращения, происходит снижение концентрации неметаллических включений, а именно от $9,7821 \cdot 10^{-3}$ мм³ вкл/мм³ мет. до $4,8485 \cdot 10^{-3}$ мм³ вкл/мм³ мет., то есть на 50%; увеличение доли чистых полей от 54,3% до 64,72%, то есть на 18%; изменение относительной площади, занятой неметаллическими включениями с $4,07 \cdot 10^{-20}$ до $3,30 \cdot 10^{-20}$, то есть на 21%; уменьшение относительного объёма неметаллических включений с $3,65 \cdot 10^{-20}$ до $2,68 \cdot 10^{-20}$, то есть на 27%. Наиболее сильно (на 50%) изменяется количество неметаллических включений в единице объёма и в меньшей степени происходит из-

менение прочих параметров. Это объясняется тем, что при ЭШП, в частности с вращающимся электродом, происходит более интенсивное удаление мелких неметаллических включений.

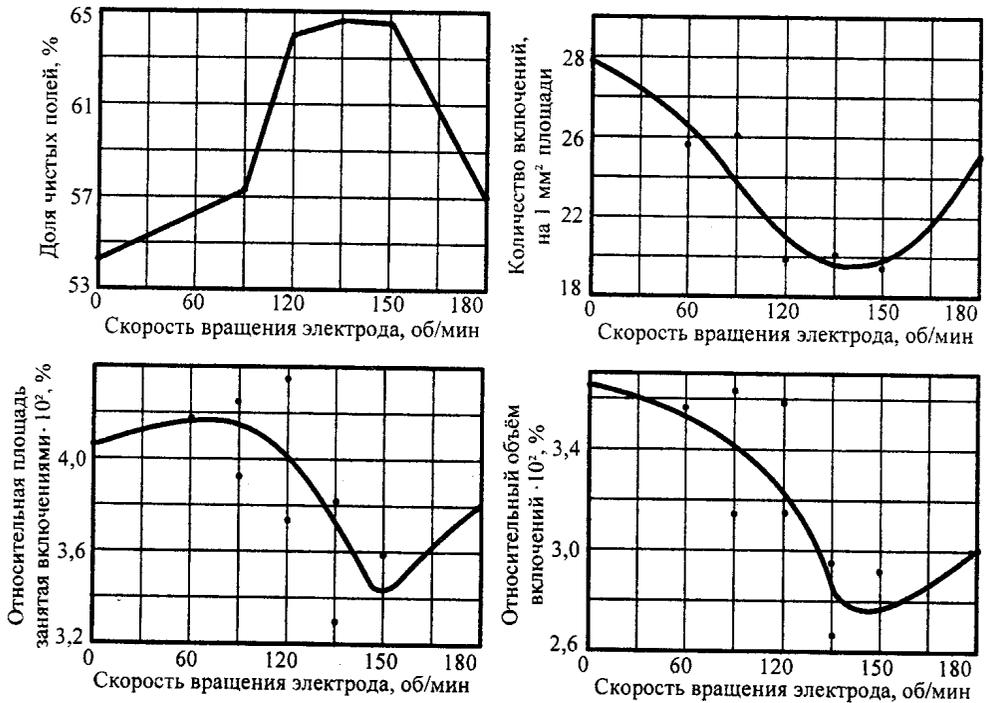


Рис. 12. Влияние скорости вращения электрода на основные показатели, характеризующие загрязнённость стали неметаллическими включениями, стали марки 20Х13

Это также подтверждается частотной диаграммой распределения неметаллических включений по размерам (рис.13). Если в металле, выплавленном без вращения электрода, основное количество неметаллических включений представлено первой размерной группой (до $1,8 \cdot 10^{-3}$ мм), то при вращении электрода этот максимум смещается к включениям второй группы ($1,8 \cdot 10^{-3}$ мм... $3,6 \cdot 10^{-3}$ мм).

Оптимальная скорость вращения, при которой происходит наибольшее удаление неметаллических включений, составляет 80 об/мин, что соответствует максимальной скорости переплава (рис.6) и удовлетворительно согласуется с оптимальной скоростью вращения, определённой по аналитическим выражениям. Дальнейшее увеличение скорости вращения электрода до 100 об/мин и 120 об/мин привело не к снижению, а к повышению концентрации неметаллических включений. Данное обстоятельство можно объяснить тем, что торец электрода при скорости вращения более 100 об/мин при данных технологических параметрах перестаёт быть плоским и появляется тенденция к образованию обратной конусности. Толщина плёнки металла и размер капель увеличиваются, что приводит к снижению степени рафинирования металла.

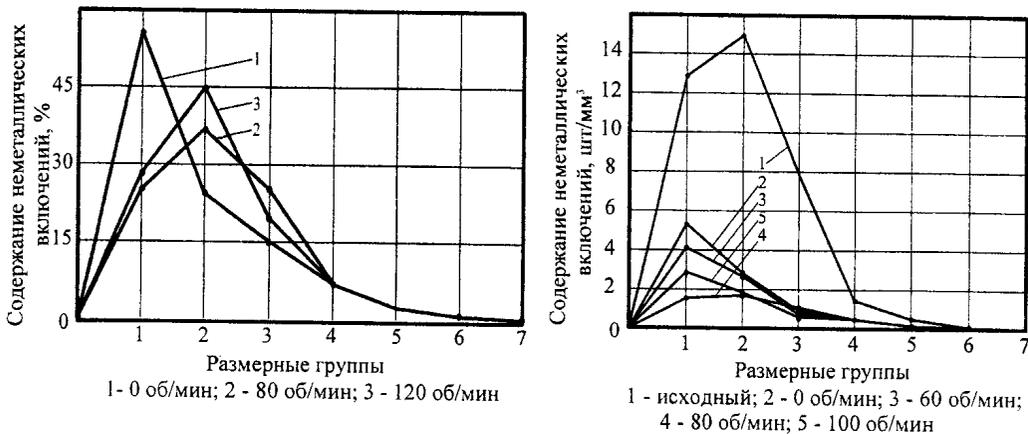


Рис. 13. Влияние скорости вращения электрода на частотное распределение неметаллических включений в соответствии с размерными группами в стали марки 20X13

Анализ результатов удаления неметаллических включений промышленных плавок на электрошлаковой печи ОКБ-905А подтвердил наличие оптимальных значений скорости вращения 40...50 об/мин (в зависимости от марки стали) при которых удаление неметаллических включений происходит наиболее эффективно. Рассчитаны и построены частотные диаграммы распределения неметаллических включений в соответствии с размерными группами с ценой разбивки, равной малому делению линейки окуляр-микрометра ($0,125 \cdot 10^{-3}$ мм). Выявлено, что при использовании технологии с вращением расходуемого электрода наиболее эффективно удаляются мелкие неметаллические включения.

Оценка неметаллических включений в стали марки 11X18M показала, что в опытном металле особенно ярко выявляется снижение количества сульфидных включений, а также наблюдается более равномерное их распределение по сечению слитка (рис. 14).

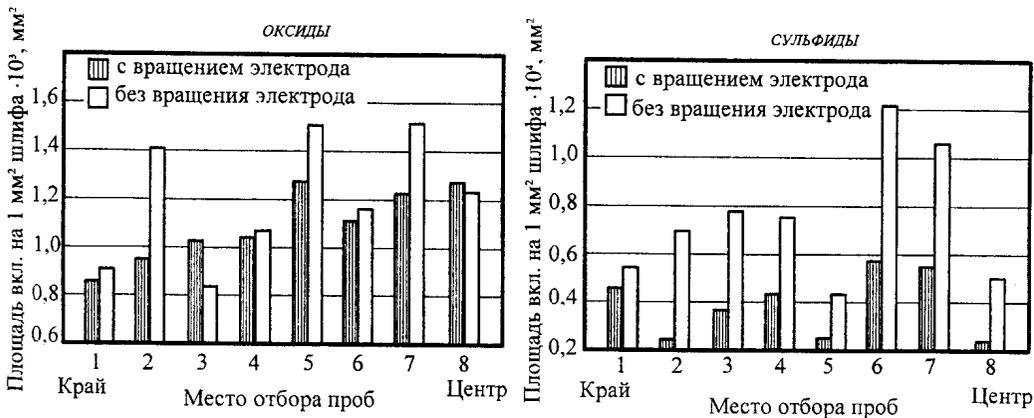


Рис. 14. Распределение оксидных и сульфидных включений в стали 11X18M по сечению слитка

7. Перспективные направления использования электрошлакового переплава с вращением расходуемого электрода

Изучение особенностей электрошлакового переплава с вращением расходуемого электрода (электродов), разработка теоретических положений, позволило определить новые эффективные направления его использования:

- управления и автоматизация процессом плавления;
- переплав электродов на постоянном токе;
- получения отливок переменного сечения и полых заготовок;
- использования многокомпонентных флюсов;
- управления карбидной неоднородностью.

• Повышение однородности слитков ЭШП за счёт обеспечения заданной скорости плавления расходуемых электродов на всех типах электрошлаковых установок остаётся актуальным. Вращение электрода при ЭШП даёт возможность управления скоростью переплава за счёт изменения скорости вращения расходуемого электрода. Влияние скорости вращения электрода на скорость переплава, как следует из изложенных ранее данных, носит экстремальный характер (рис. 6). Экстремум соответствует максимальной производительности и наилучшим условиям для рафинирования при заданных технологических параметрах.

Анализ изменения электрических характеристик по ходу плавки и экспериментальные данные о влиянии скорости вращения расходуемого электрода на скорость его оплавления позволили предложить технологию, согласно которой расходуемый электрод (или группа электродов) в начальный момент переплава вращаются со скоростью, обеспечивающей максимальную производительность процесса при заданных электрических и шлаковых режимах. В процессе переплава скорость вращения равномерно снижают пропорционально падению сопротивления на шлаковой ванне и электроде (рис.15).

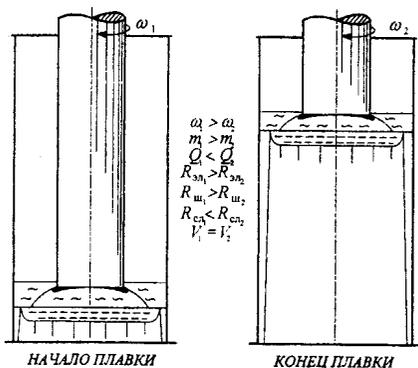


Рис. 15. Схема регулирования скорости переплава путём изменения скорости вращения расходуемого электрода:

ω_1, ω_2 – соответственно начальная и конечная скорости вращения расходуемого электрода; m_1, m_2 – масса шлака в начале и конце переплава; $R_{эл1}, R_{эл2}, R_{ш1}, R_{ш2}, R_{ср1}, R_{ср2}$ – соответственно сопротивления электрода, шлаковой ванны и слитка в начале и в конце переплава; Q_1, Q_2 – количество тепла, выделяемого в начале и в конце переплава; V_1, V_2 – скорость переплава в начале и в конце плавки

По предложенной технологии провели переплав, стали марки 12Х2Н4А на электрошлаковой установке А-550. Диаметр переплавляемого электрода 80 мм, кристаллизатор диаметром 150 мм, флюс АНФ-6, электрические параметры переплава – $I = 2,3$ кА, $U = 32$ В. С помощью программного пакета «Mathcad» была составлена подпрограмма для конкретных условий переплава и рассчитано изменение

электрических характеристик по ходу плавки. Исходя из аналитических выражений (8), (14), (25), (29) и эксперимента, определили зависимость изменения скорости плавления при увеличении скорости вращения электрода, а также скорость вращения, которая обеспечивает максимальную производительность. Она составила порядка 80 об/мин. Наличие этих двух зависимостей позволило вести переплав таким образом, что падение сопротивления компенсировалось снижением скорости вращения расходуемого электрода на протяжении плавки от 80 до 60 об/мин. На плавках постоянно контролировали линейную скорость переплава, и при появлении тенденции к её увеличению снижали скорость вращения до восстановления первоначально заданной производительности. Благодаря этому удалось обеспечить постоянство теплового режима в шлаковой ванне, не изменяя электрических параметров плавки. Однако такой подход является недостаточно правомерным для промышленного использования, так как изменение хотя бы одного технологического или электрического параметра ведёт к значительному изменению всех характеристик. Стремление же рассчитать для любых режимов все возможные варианты, исходя из которых следует выбирать тот или иной режим скорости вращения, вряд ли можно признать рациональным. В связи с этим разработано устройство автоматического выбора необходимой скорости вращения для поддержания постоянной скорости плавления, связав её с какой-либо фиксируемой величиной.

Изучение качества полученного металла показало, что применение такой технологии регулирования обеспечивает отсутствие макродефектов, высокую химическую однородность по высоте и сечению слитка и позволяет выйти на новый уровень регулирования скорости переплава, сведя наличие дискретности до минимума.

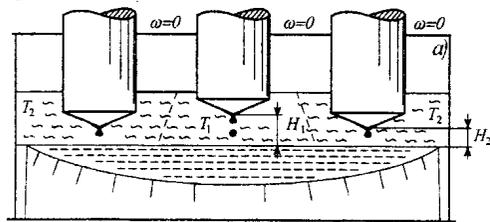
Полученные положительные результаты при реализации рассматриваемой технологии на одноэлектродных электрошлаковых установках дали основание для поиска вариантов управления переплавом с вращением расходуемых электродов на многоэлектродных и бифилярных электрошлаковых печах.

Необходимость изменения скорости плавления наиболее актуальна при переплаве нескольких электродов в одной шлаковой ванне. Чаще всего эта потребность возникает при получении методом ЭШП слябовых слитков, так как крайние электроды при этом находятся в области более интенсивного охлаждения. Поэтому крайние электроды оплавляются с меньшей скоростью, чем центральные (рис.16,а). Если не принимать никаких дополнительных мер, направленных на выравнивание скорости плавления электродов, то по истечении некоторого времени происходит «вмораживание» крайних электродов в металлическую ванну. Повысить скорость плавления крайних электродов и сделать её равной скорости плавления центральных электродов можно, обеспечив их вращение со скоростью компенсирующей отставание в плавлении (рис.16,б).

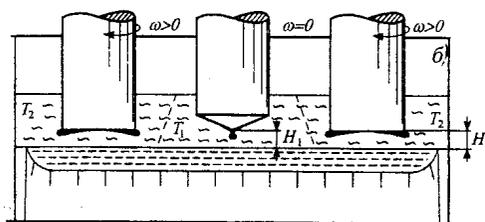
Стремление к постоянству скорости плавления на протяжении всей плавки обусловлено желанием, иметь одинаковые свойства по всей высоте формируемого слитка, хотя и при регулировании скорости и обеспечении её постоянства можно иметь различные условия по рафинированию металла, что проявляется при электрошлаковом переплаве по бифилярной схеме.

Наличие теплового центра между переплавляемыми электродами приводит в этом случае к более интенсивной скорости плавления ближайших сторон электро-

дов, и в меньшей степени – удалённых (рис.17,а). На поверхностях, подверженных более интенсивному оплавлению, из-за значительной толщины плёнки жидкого металла условия рафинирования затруднены. Вращение электродов при бифилярной схеме переплава создаёт лучшие условия рафинирования за счёт постоянной смены поверхностей, подверженных более интенсивному оплавлению, а при возникновении центробежных сил, достаточных для радиального течения электродного металла, – и равные условия по всей оплавляемой поверхности (рис.17,б). При этом проведённые исследования позволяют рекомендовать вращение расходимых электродов в различных направлениях.



ПРИНЯТАЯ СХЕМА ПЕРЕПЛАВА



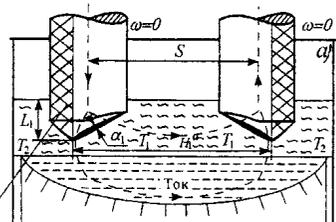
ПЕРЕПЛАВ С ВРАЩЕНИЕМ ЭЛЕКТРОДА

Рис. 16. Схема возникновения (а) и устранения разбаланса (б) в плавлении группы расходимых электродов:

ω – скорость вращения расходимого электрода; T_1, T_2 , – температура шлака в подэлектродной зоне центрального и крайних расходимых электродов, соответственно, ($T_1 > T_2$); H_1, H_2 – высота межэлектродного промежутка центрального и крайних расходимых электродов, соответственно

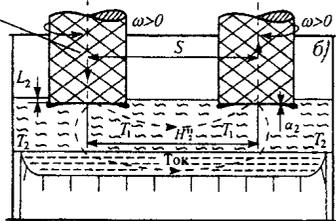
- Электрошлаковая технология успешно используется для получения отливок фасонных изделий в водоохлаждаемой металлической литейной форме, которая выделилась в самостоятельное направление – электрошлаковое литьё (ЭШЛ).

Получение слитков переменного сечения и полых отливок можно наилучшим образом осуществить, используя ЭШП с вращением расходимого электрода. Возникающие при вращении центробежные силы могут менять место падения капель электродного металла в жидкую металлическую ванну, формируя фронт кристаллизации, что хорошо показало физическое моделирование. При выплавке слитков переменного сечения, на примере заготовок прокатных валков, технологическая схема процесса выглядит следующим образом (рис.18):



ПРИНЯТАЯ СХЕМА ПЕРЕПЛАВА

Участки подвергающиеся лучшему рафинированию в плёнке



ПЕРЕПЛАВ С ВРАЩЕНИЕМ ЭЛЕКТРОДА

Рис. 17. Схема возникновения (а) и устранения неравенства (б) толщины плёнки на оплавляемых торцах электродов при бифилярной схеме:

ω – скорость вращения расходимых электродов; T_1, T_2 , – температура шлака в центральной и краевой подэлектродной зоне электродов, соответственно, ($T_1 > T_2$); H_1, H_2 – расстояние между вершинами конусов электродов, ($H_1 > H_2$); S – расстояние между осями электродов; L_1, L_2 – общее погружение электродов в шлак

- переплав расходуемого электрода в нижней части кристаллизатора (область нижней шейки) ведётся в стационарном режиме (без вращения);
- при переходе процесса в зону увеличения диаметра кристаллизатора устанавливается значение скорости вращения расходуемого электрода до величины, обеспечивающей доставку электродного металла ближе к стенкам кристаллизатора, пропорционально изменению коэффициента его заполнения;
- при переходе из зоны бочки в зону наплавления верхней шейки прокатного вала необходимо перевести плавку в стационарный режим.

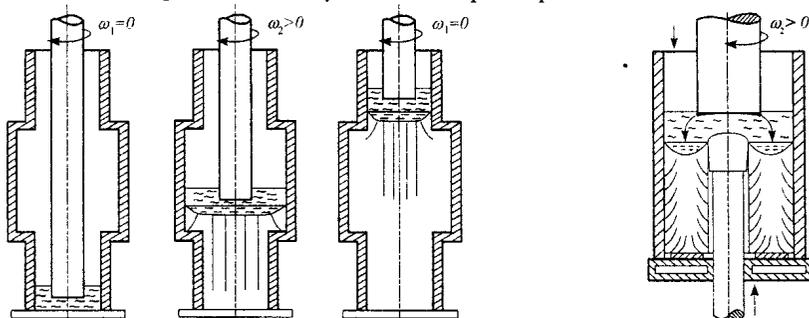


СХЕМА ПОЛУЧЕНИЯ ЗАГОТОВКИ ПРОКАТНОГО ВАЛКА

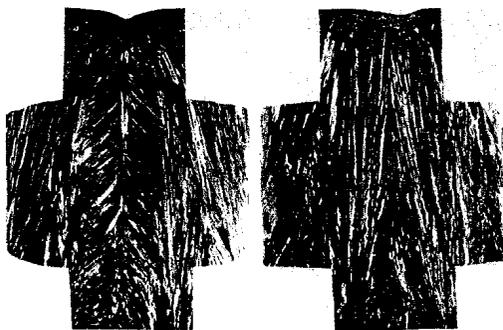
СХЕМА ПОЛУЧЕНИЯ ПОЛОЙ ЗАГОТОВКИ

Рис. 18. Получение фасонных и полых отливок методом ЭШП с вращением электрода

Оптимальная скорость вращения для каждого сечения кристаллизатора в зависимости от марки стали переплавляемого электрода, состава применяемого рабочего флюса, величины тока и напряжения, а также коэффициента заполнения кристаллизатора электродом рассчитывается по полученным аналитическим выражениям.

Разработанная технология получения заготовок переменного сечения позволила повысить качество слитков за счёт получения однородной макроструктуры (химической и кристаллической) и хорошей поверхности (рис. 19).

Для получения полых электрошлаковых отливок, широкое распространение получил способ «электрошлаковая прошивка». Недостатком указанного способа является то, что часть дорна, расположенная над уровнем металлической ванны, подвергается значительному разрушению вследствие попадания на него капель электродного металла. Вращением электрода капли электродного металла переводятся из осевой в периферийную часть ванны. В этом случае существенно снижается тепловая нагрузка на прошивающий дорн, что, в свою очередь, способствует не только повышению технологичности работы установки, но и снижению загрязнения металла включениями материала прошивающего дорна. При этом улучшается и кристаллическая структура слитка.



ПРИНЯТАЯ СХЕМА ПЕРЕПЛАВА

ПЕРЕПЛАВ С ВРАЩЕНИЕМ ЭЛЕКТРОДА

Рис. 19. Макроструктура темплетов из отливок переменного сечения стали 20X13

- В настоящее время постоянный ток при электрошлаковом переплаве практически не применяется. Тем не менее, использование постоянного тока несёт в себе целый ряд положительных факторов. Среди основных технологических недостатков ЭШП на постоянном токе, сдерживающих его развитие, можно выделить два наиболее существенных. Во-первых, это в ряде случаев относительно высокая загрязнённость получаемого металла неметаллическими включениями в сравнении с использованием переменного тока. Во-вторых, при использовании постоянного тока возникает магнитное поле, которое приводит к «блужданию» жидкой металлической ванны, а, следовательно, и изменению фронта кристаллизации по ходу плавки, что негативно отражается на кристаллической структуре получаемых слитков. Используя внешнее магнитное поле (соленоид), возможно поддержание постоянного фронта жидкой металлической ванны на протяжении всего переплава, однако это приводит к существенному изменению геометрии формы ванны.

Уменьшить негативное влияние отмеченных факторов при ЭШП на постоянном токе можно за счёт использования технологии электрошлакового переплава с вращением расходуемого электрода благодаря возникновению радиальных центробежных сил, которые по своей величине могут превысить электромагнитные, вызывающие смещение металлической ванны, и, тем самым, обеспечить её стационарность на протяжении всего переплава. Кроме того, возможно получение и более пологой формы ванны, что затруднительно при использовании технологий с применением внешнего магнитного поля.

С целью опробования ЭШП на постоянном токе электрошлаковая установка А-550, снабжённая механизмом вращения расходуемого электрода с требуемой скоростью, была переоборудована с переменного тока на постоянный ток. Для чего разработана электрическая схема питания установки, включающая однофазный двухполупериодный преобразователь с использованием печного трансформатора ТШС-3000-1 со ступенями напряжения на вторичной стороне 31,7-36,2-41,1- 46,1 В и пределом регулирования по току от 0 до 2,5 кА. Наличие в системе дросселя позволяет сглаживать пульсации выпрямляемого напряжения.

Проведены серии плавов по различным технологиям (без вращения расходуемого электрода и с вращением) и различным электрическим режимам (переменный ток и постоянный). Переплав осуществляли твёрдым стартом. Переплавляли электроды диам. 80 мм в кристаллизатор диам. 150 мм. Оптимальная скорость вращения расходуемого электрода в случае использования переменного тока, исходя из полученных ранее аналитических зависимостей при данных технологических параметрах, должна составлять 70 об/мин. В то же время использование постоянного тока вместо переменного на электрошлаковых установках малой и средней тоннажности повышает производительность в среднем на 25%. Приняв изначально линейную зависимость влияния скорости вращения и рода тока на производительность процесса и введя в аналитическую зависимость (14) поправочный коэффициент 0,4, получаем оптимальную скорость вращения 28 об/мин.

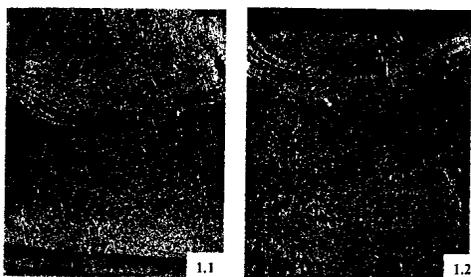
Переплав провели при одинаковых электрических параметрах (разводка $I=1$ кА, $U=50$ В, $P=50$ кВт, переплав $I=2$ кА, $U=50$ В, $P=120$ кВт) под флюсом АНФ-6 в количестве 3,5 кг на плавку на постоянном токе прямой полярности. Условия переплава представлены в табл. 3.

Технологические параметры опытных плавков на постоянном и переменном токе

Номер плавки	1,2	1,2	2,1	2,2
Род тока	Постоян- ный	Постоян- ный	Перемен- ный	Перемен- ный
Скорость вращения, об/мин	0	30	0	70
Масса слитка, кг	57,0	54,5	60,0	66,8
Диаметр слитка, мм	146	147	145	148
Длина слитка, мм	415	430	420	445
Высота шлаковой лепешки, мм	58	63	56	66
Толщина гарнисажа, мм	3	1,5	2	1
Время плавки, мин	107	93	139	117
Линейная скорость переплава, мм/мин	14,4	16,7	11,2	13,3
Массовая скорость переплава, кг/мин	0,53	0,59	0,43	0,57

Использование постоянного тока позволило увеличить производительность процесса на 20% и ещё на 10% – в случае вращения расходуемого электрода. Вращение электрода, способствовало получению хорошей бездефектной поверхности слитка без пережимов и макротрещин как в случае использования переменного, так и при использовании постоянного токов.

О неизменности формы металлической ванны и правильной относительно оси ориентации в случае вращения расходуемого электрода свидетельствует постоянная на протяжении всего переплава ориентация дендритов на макрошлифе. Это подтвер-



ПРИНЯТАЯ СХЕМА ПЕРЕПЛАВА 1.1 ПЕРЕПЛАВ С ВРАЩЕНИЕМ ЭЛЕКТРОДА (30 ОБ/МИН) 1.2

Рис. 20. Форма ванны жидкого металла при переплаве стали 40Х методом ЭШП на постоянном токе без вращения и с вращением электрода

ждают плавки, проведённые с фиксированием металлической ванны и последующим исследованием макроструктуры (рис.20). Однако, как и при переплаве на постоянном токе без вращения, в случае вращения наблюдается некоторое смещение теплового центра относительно оси, хотя оно и значительно меньше. Данное обстоятельство свидетельствует о недостаточной скорости вращения расходуемого электрода и позволяет рекомендовать поправочные коэффициенты в формулу для определения оптимальной скорости вращения в пределах 0,5...0,6.

Анализ содержания неметаллических включений свидетельствует о более равномерном распределении сложных включений и оксидов по сечению слитка в случае вращения расходуемого электрода. Отмечено также полное отсутствие включений нитридного происхождения в случае использования постоянного тока. Общая оценка включений в сравнении с переплавом на переменном токе данной партии электродов при тех же параметрах показала несколько более высокую загрязненность металла. Тем не менее, несмотря на то, что имело место значительное увеличение массовой скорости переплава, порядок загрязнённости остался тот же.

• Известно, что экономически целесообразными и эффективными для ведения ЭШП являются многокомпонентные оксидные флюсы типа доменных шлаков, а также отходы ферросплавного производства, которые обеспечивают и более надёжную защиту металла в процессе переплава от насыщения водородом атмосферы. Учитывая преимущества использования многокомпонентных флюсов, опробовали для них технологию ЭШП с вращением расходуемого электрода. Переплаву подвергли, сталь марки 40X под флюсами системы $\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-MgO}$, полученными в результате переработки отходов металлургического производства. Использовали смесь шлаков производства высокоуглеродистого феррохрома и силикокальция в соотношении 1:1. Условия переплава представлены в табл. 4.

Таблица 4

Технологические параметры опытных плавов под многокомпонентным флюсом

Номер плавки	1.1	1.2	2.1	2.2
Флюс	Опытный	Опытный	АНФ-6	АНФ-6
Скорость вращения, об/мин	0	70	0	70
Масса слитка, кг	59,5	62,0	60,0	66,5
Диаметр и длина слитка, мм	144, 415	147, 430	145, 420	147, 445
Шлаковая лепёшка, гарнисаж, мм	58, 3	71, 1	55, 2	65, 1
Время плавки, мин	125	97	139	117
Массовая скорость переплава, кг/мин	0,47	0,63	0,43	0,56

Результаты анализа механических свойств исследуемого металла свидетельствуют, что, несмотря на значительное (25%) увеличение производительности процесса изменение технологии не оказало существенного влияния на качество металла, а в ряде случаев механические характеристики (твёрдость, предел текучести, временное сопротивление) несколько улучшились. Исследование содержания неметаллических включений показало уменьшение занятой ими суммарной площади по сравнению с технологией без вращения до 21%, а также отмечено выравнивание распределения неметаллических включений по горизонтальному сечению слитка.

• При производстве быстрорежущих сталей и инструментальных сталей важным моментом является распределение карбидной фазы. Дополнительные, благоприятные условия управления карбидной неоднородностью ЭШП возникают при вращении расходуемого электрода вокруг собственной оси, за счёт снижения градиента температуры, как по высоте металлической ванны, так и в радиальном направлении. Проведено исследование влияние вращения электрода в процессе ЭШП на карбидную неоднородность стали марок X12, X12M, P18 и P6M5. Отмечено, что вращение электрода заметно снижает карбидную неоднородность, которая характеризуется дисперсной и тонкой структурой эвтектики, увеличением стержневой эвтектики взамен пластинчатой и скелетной. Исследование металла стали марки X12M на определение пластических характеристик показало, что временное сопротивление опытного металла составляет от 325 до 378 кгс/мм² против 251...310 кгс/мм² по действующей технологии, ударная вязкость от 0,5 до 1,5 кгс м/см² и 0,5...0,7 кгс м/см² соответственно. Таким образом, вращение расходуемого электрода позволило несколько улучшить пластические характеристики стали марки X12M.

ИТОГИ РАБОТЫ. ОБЩИЕ ВЫВОДЫ

1. Проанализированы возможности различных способов внешних воздействий на ЭШП с целью повышения тепловой эффективности процесса, активного влияния на рафинирующую способность и формирование кристаллической структуры. Показано, что для более эффективного рафинирования необходимо оказывать комплексное воздействие на ЭШП имея целью: обеспечить по всему оплавленному торцу минимальную и равномерную плёнку жидкого металла, соизмеримую с размером неметаллических включений; жидкой металлической капле на границе со шлаком придать составляющую скорости, направленную перпендикулярно вертикальной оси, обеспечив движение капли в шлаке по спирали; сформировать более мелкую и пологую металлическую ванну, обеспечивая при этом оптимальную конфигурацию фронта кристаллизации и осевую направленность роста главных осей дендритов. Наиболее полно решить поставленные вопросы позволяет реализация ЭШП с вращением расходуемого электрода вокруг собственной оси.
2. Получены аналитические выражения, характеризующие процесс плавления расходуемого электрода при ЭШП в поле действия центробежных сил. На основании равенства расходов жидкого металла на торце оплавленного электрода сделана оценка толщины плёнки жидкого металла. Установлено, что вращение электрода уменьшает толщину плёнки, изменяет направление и интенсифицирует течение жидкого металла от центра электрода к его периферии, а также создаёт направленный восходящий поток горячего шлака под оплавляемый торец электрода. Выполнен аналитический расчёт эволюции оплавляемого торца расходуемого электрода при вращении от конического торца до вогнутого. Получено соотношение, позволяющее определить радиус конической части электрода (остаточную конусность) в любой момент времени. С использованием кинетического соотношения возможно определение скорости вращения электрода при заданных параметрах процесса, при которой оплавляемый торец расходуемого электрода становится плоским. Рассмотрено движение капли металла в шлаке и получено соотношение, которое позволяет определить положение капли в горизонтальной плоскости в зависимости от скорости вращения.
3. Разработана методика физического моделирования процесса плавления электрода в поле действия центробежных сил и с её применением исследованы гидродинамика течения металла на торце электрода, процесс каплеобразования и характер движение капель металла в шлаковой ванне.
4. Разработан и изготовлен механизм вращения расходуемого электрода для лабораторной установки А-550 и промышленной установке ОКБ-905 с элементами автоматизации выбора требуемой скорости вращения в зависимости от технологической схемы переплава.
5. В лабораторных и промышленных условиях изучено влияние вращения расходуемого электрода на технологические и энергетические характеристики ЭШП, качество литого и деформированного металла. Подтверждено, что за счёт воздействия центробежных сил на плёнку жидкого металла достигается периферийный отрыв капель металла с оплавляемого торца электрода и рассредоточение тепловых центров в шлаковой ванне и металлической ванне. Показано, что технология с вращением электрода позволяет изменить форму фронта кристаллизации и усилить осе-

вую направленность кристаллов в слитке. Наклон к горизонту главных осей дендритов в случае вращения возрастает от $(40...45)^{\circ}$ до $(60...70)^{\circ}$. Отмечено повышение однородности физико-механических свойств металла в продольном и поперечном направлениях и равномерность химического состава слитка. Показано, что ЭШП с вращением электрода приводит к увеличению производительности установки примерно на 40% и снижению расхода электроэнергии до 30% тонну выплавляемого металла. Плоский торец плавящегося электрода позволяет снизить количество рабочего флюса на 10...15%. Установлено, что при переплаве стали различных марок требуется индивидуальная для каждой марки корректировка скорости вращения.

6. Определена загрязнённость металла включениями. Рассчитаны и построены частотные диаграммы распределения неметаллических включений в соответствии с размерными группами. Отмечено, что вращение расходуемого электрода наиболее эффективно влияет на удаление мелких неметаллических включений, в результате чего максимум содержания включений смещается от первой ко второй размерной группе. Установлено, что существует оптимальная скорость вращения электрода, выше и ниже значений которой процессы рафинирования ухудшаются, что связано, прежде всего, с характером течения металла на торце электрода.

7. Оценена возможность использования в качестве рабочих флюсов для электрошлакового переплава отходов металлургического производства на примере шлаковой системы $\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-MgO}$. Ведение электрошлаковой плавки с вращением расходуемого электрода позволяет улучшить технологические и энергетические характеристики процесса и обеспечить качество получаемого металла в пределах требования ГОСТа и при использовании отработанных металлургических шлаков.

8. Экспериментально показано, что центробежные силы, возникающие в результате вращения расходуемого электрода, достаточны для стабилизации металлической ванны при ЭШП на постоянном токе. Полученные результаты позволяют определить поправочные коэффициенты в формулу оптимальной скорости вращения при принятых технологических параметрах как 0,5...0,6.

9. Разработан способ и устройство для управления скоростью плавления расходуемого электрода изменением скорости его вращения по ходу плавки, что позволяет выйти на новый уровень регулирования скорости переплава, сведя до минимума дискретность переключения ступеней трансформатора, а также исключить разбаланс в скорости плавления электродов на многоэлектродных установках.

10. Разработан способ получения отливок переменного сечения методом электрошлакового переплава с вращением расходуемого электрода. На примере заготовки прокатного вала для холодного проката показано, что опытная технология позволяет получить более точные геометрические размеры заготовки и обеспечить высокую кристаллическую однородность с одинаковым углом наклона кристаллов как в центральной, так и в периферийных зонах большого сечения. Предложена технология получения полых заготовок методом ЭШП по одноэлектродной схеме, исключаяющей зарастание прошивающего дорна электродным металлом.

11. Исследовано влияние вращения электрода на карбидную неоднородность карбидообразующих сталей марок X12, X12M, P18, P6M5. Отмечено, что изменение места доставки электродного металла в жидкую металлическую ванну при ЭШП может заметно изменять карбидную неоднородность.

Основное содержание диссертации изложено в следующих публикациях:

1. Чуманов В.И., Белозёров Б.П., Чуманов И.В. Математическая модель переплава вращающегося электрода //Моделирование физико-химических систем и технологических процессов в металлургии.– Новокузнецк, 1991.–С.138–139.
2. Чуманов В.И., Белозёров Б.П., Чуманов И.В. Математическая модель переплава вращающегося электрода //Известия вузов. Чёрная металлургия.–1991.–№12.–С.74–75.
3. Чуманов В.И., Белозёров Б.П., Чуманов И.В. Кинетическая модель переплава вращающегося электрода //Известие вузов. Чёрная металлургия.–1994.– №8.–С.57–60.
4. Чуманов В.И., Чуманов И.В. Влияние условий периферийного капельного переноса при ЭШП на структуру и свойства стали //Совершенствование машиностроительных материалов, конструкций машин и методов обработки деталей. – Челябинск: ЧГТУ, 1995.–С.3–11.
5. Чуманов И.В., Решетников С.А., Селивёрстов Д.А. Анализ замены поковок заготовками ЭШП в АО «Булат» //Совершенствование машиностроительных материалов, конструкций машин и методов обработки деталей. – Челябинск: ЧГТУ, 1995.–С.12–16.
6. Чуманов В.И., Белозёров Б.П., Чуманов И.В. Гидродинамическая модель взаимодействия со шлаковой ванной расходуемого электрода при ЭШП //Совершенствование машиностроительных материалов, конструкций машин и методов обработки деталей. – Челябинск: ЧГТУ, 1995.–С.17–19.
7. Чуманов И.В., Рошин В.Е. Влияние технологических параметров ЭШП на скорость переплава расходуемых электродов //Современные проблемы специальной электрометаллургии: Тез. докл. IX Международной научной конференции. – Челябинск: ЧГТУ, 1995.–С.67–68.
8. Чуманов И.В., Чуманов В.И. Расчёт движения капли электродного металла в шлаке //Известие вузов. Чёрная металлургия.–1995.–№12.–С.22–23.
9. Чуманов В.И., Рошин В.Е., Чуманов И.В. Электрошлаковая технология получения отливок переменного сечения //Новые ресурсосберегающие технологии и материалы: Тез. докл. Международной научно-практической конференции. – Челябинск: ЧГТУ, 1996.–С.32.
10. Чуманов И.В., Мальцев В.М. Установление оптимальных параметров при реализации ЭШП с вращением для получения отливок переменного сечения //Сб. науч. тр. Златоустовский филиал. – Челябинск: ЧГТУ, 1996.–С.19–23.
11. Чуманов И.В., Селивёрстов Д.А. Технико-экономический расчёт получения отливок переменного сечения методом ЭШП с вращением расходуемого электрода //Сб. науч. тр. Златоустовский филиал.–Челябинск: ЧГТУ, 1996.–С.179–181.
12. Чуманов И.В. Управление процессами плавления, транспортировки и кристаллизации металла при ЭШП: Дис. ... канд. техн. наук.–Челябинск: ЧГТУ, 1996.–145 с.
13. Чуманов В.И., Рошин В.Е., Чуманов И.В. Разработка технологии получения отливок переменного сечения методом ЭШП, с вращением расходуемого электрода //Проблемы специальной электрометаллургии.–1997.–№1.–С.5–11.
14. Чуманов И.В., Рошин В.Е. Управление скоростью плавления вращением расходуемых заготовок при ЭШП //Проблемы специальной электрометаллургии.–1997.–№4.–С.3–7.
15. Чуманов В.И., Чуманов И.В. Влияние вращения расходуемого электрода на производительность процесса при ЭШП //Проблемы специальной электрометаллургии. –1997.–№4.–С.8–10.
16. Чуманов И.В., Чуманов В.И., Мальцев В.Н. Оптимизация расчёта электрошлаковых установок для реализации производственной программы и технологических параметров для выплавки стали //Современные проблемы специальной электрометаллургии: Тез. докл. X Международной научной конференции. – Челябинск: ЮУрГУ, 1998.–С.139–140.
17. Чуманов В.И., Рошин В.Е., Чуманов И.В. Влияние технологических особенностей ЭШП на рабоче флюсы //Современные проблемы специальной электрометаллургии: Тез. докл. X Международной научной конференции. – Челябинск: ЮУрГУ, 1998.–С.140–141.
18. Чуманов И.В., Пятыхин Д.А. Влияние технологических параметров ЭШП на качество готового сорта //Сб. науч. тр. Златоустовский филиал.– Челябинск: ЮУрГУ, 1998.–С.5–15.
19. Чуманов И.В., Рошин В.Е. Особенности моделирования электрошлакового переплава на прозрачных моделях //Известия вузов. Чёрная металлургия.–1998.–№8.–С.30–35.

20. Чуманов И.В., Чуманов В.И. Гидродинамические особенности плёночного плавления металла при электрошлаковой плавке //Строение свойства металлических и шлаковых расплавов: Тез. докл. IX Российской конференции. – Екатеринбург: УГТУ, 1998.–Т.1.–С.57–58.
21. Chumanov I.V., Khakimova G.Sh., Chumanov.V.I Increasing Metal Wear Resistance by Introducing Secondary Phases//5th International Conference on High Nitrogen Steels.–Finland,Sweden.–1998.–P.159
22. Особенности электрошлакового процесса на постоянном токе в поле действия центробежных сил //И.В. Чуманов, Г.П. Вяткин, В.И. Чуманов и др.//От булата до современных материалов: Тез. докл. Международной научно-технической конференции. – Курган: КГУ, 1999.–С.16–18.
23. Чуманов И.В. Особенности каплеобразования на торце электрода, при электрошлаковом переплаве в поле действия центробежных сил //От булата до современных материалов: Тез. докл. Международной научно-технической конференции. – Курган: КГУ, 1999.–С.25.
24. Чуманов В.И., Чуманов И.В. Электрошлаковая технология получения полых отливок //Уральская металлургия на рубеже тысячелетия: Тез. докл. Международной научно-технической конференции. – Челябинск. –1999.–С.137.
25. Чуманов В.И., Чуманов И.В. Получение слитка композиционного состава методом электрошлакового переплава с вращением расходоуемого электрода /Неоднородные конструкции: Труды XIX Российской школы и XXIX Уральского семинара. – Екатеринбург.–1999.–С.71–73.
26. Chumanov I.V., Vyatkin G.P. The direct current ESR with Consutrode rotating //4th international symposium of croatian metallurgists (SHM²⁰⁰⁰). – Opatija–Croatia. – 2000.– P.132
27. Chumanov V.I, Chumanov I.V. The electroslag remelting intensification through rotating a remelted ingot //4th international symposium of croatian metallurgists (SHM²⁰⁰⁰).–Opatija–Croatia.–2000.–P.132
28. Чуманов В.И., Чуманов И.В., Пятагин Д.А. Исследование поведения неметаллических включений при электрошлаковом переплаве расходоуемого электрода в поле действия центробежных сил //Фундаментальные проблемы металлургии: Тез. докл.2 межвузовской научно-технической конференции. – Екатеринбург: УГТУ, 2000.–С.62–64.
29. Чуманов В.И., Чуманов И.В. Автоматизация управления электрошлаковым процессом изменением скорости вращения расходоуемой заготовки //Автоматизированный печной агрегат – основа энергосберегающих технологий металлургии XXI века: Материалы Международной научно-практической конференции. – М.: МИСиС, 2000.–С.311–312.
30. Чуманов В.И., Чуманов И.В., Кадошников Ю.Г. Получение слитка композиционного состава методом электрошлакового переплава с вращением расходоуемого электрода //Труды VI конгресса сталеплавателей. – М.: Черметинформация, 2001.–С.316–318.
31. Чуманов В.И., Чуманов И.В., Соколов Л.В. Получение расходоуемых электродов для электрошлакового переплава из металлизированных окатышей //Труды VI конгресса сталеплавателей. – М.: Черметинформация, 2001.–С.318–320.
32. Чуманов И.В., Пятагин Д.А. Исследование влияния центробежных сил при электрошлаковом переплаве на постоянном токе //Совершенствование наукоёмких технологий и конструкций. Сборник научных трудов. – Челябинск: ЮУрГУ, 2001.–С.142–150.
33. Чуманов И.В., Чуманов В.И. Технология электрошлакового переплава с вращением расходоуемого электрода //Металлург.–2001.–№3.–С.40–41.
34. Чуманов И.В., Пятагин Д.А. Влияние вращения расходоуемого электрода при ЭШП на тепловой баланс шлаковой ванны //Неоднородные конструкции: Труды XXI Российской школы по проблемам науки и технологии. – Миасс.–2001.–С.89.
35. Чуманов И.В. Влияние вращения расходоуемого электрода на тепловую эффективность процесса и качество производимого металла //Современные проблемы электрометаллургии стали: Материалы XI Международной конференции. – Челябинск: ЮУрГУ, 2001.–С.116.
36. Чуманов И.В., Пятагин Д.А., Рошин В.Е. Особенности электрошлакового процесса на постоянном токе с вращением электрода //Современные проблемы электрометаллургии стали: Материалы XI Международной конференции. – Челябинск: ЮУрГУ, 2001.–С.117.
37. Чуманов И.В., Рошин В.Е., Пятагин Д.А. Повышение эффективности электрошлакового переплава //Электрометаллургия.–2001.–№12.–С.30–33.
38. Патенты РФ (по теме диссертации) №№ 2048553,2090636,2163269.

Издательство Южно-Уральского государственного университета

ИД №00200 от 28.09.99. Подписано в печать 09.02.02. Формат 60x84 1/16. Усл.печ.л. 2,5. Уч.изд.л. 2,7. Тираж 100 экз.

УОП Издательства. 454080, г.Челябинск, пр. им. В.И. Ленина,76