

На правах рукописи



КОЖУХОВ АЛЕКСЕЙ АЛЕКСАНДРОВИЧ

РАЗВИТИЕ НАУЧНЫХ ОСНОВ ВСПЕНИВАНИЯ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ  
ШЛАКОВ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ЭНЕРГОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ  
ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ  
В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ

Специальность

05.16.02 – «Металлургия чёрных, цветных и редких металлов»

АВТОРЕФЕРАТ

диссертации на соискание учёной степени

доктора технических наук

Москва – 2016 г.

Работа выполнена на кафедре «Металлургия и металловедение им. С.П. Угаровой» Старооскольского технологического института (филиала) ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» и кафедре «Металлургия стали и ферросплавов» ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС».

**Официальные оппоненты:**

доктор технических наук, профессор  
ФГБОУ ВПО «Южно-Уральский гос-  
ударственный университет»

**Рощин Василий Ефимович**

доктор технических наук, профессор

**Смирнов Николай Александрович**

доктор технических наук,  
первый заместитель генерального  
директора  
ООО «ОМЗ-СПЕЦСТАЛЬ»

**Дурынин Виктор Алексеевич**

**Ведущая организация:**

**Федеральное государственное бюджетное  
образовательное учреждение высшего  
образования «Магнитогорский государ-  
ственный технический университет им.  
Г.И. Носова»**

Защита диссертации состоится 27 октября 2016 г. в 10.00 на заседании диссертационного совета Д 212.132.02 на базе Национального исследовательского технологического университета «МИСиС» по адресу: 119049, г. Москва, Ленинский проспект, д. 6, ауд. А-305.

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке и на сайте Национального исследовательского технологического университета «МИСиС» - <http://misis.ru>.

Отзывы на автореферат диссертации (в двух экземплярах, заверенных печатью учреждения) отправлять по адресу: 119049, г. Москва, Ленинский проспект, д. 4, Учёный совет. Копии отзывов можно присылать на email: [misistp@mail.ru](mailto:misistp@mail.ru).

Автореферат разослан «\_\_» \_\_\_\_\_ 2016 года

Учёный секретарь диссертационного  
совета Д 212.132.02,  
кандидат технических наук, доцент



А.В. Колтыгин

## ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

В современных условиях, при нарастающем дефиците и возрастающей стоимости энергоносителей, **энергетическая эффективность** чёрной металлургии относится к её **важнейшим показателям**. Сравнивая технико-экономические показатели отечественной чёрной металлургии с металлургической отраслью стран Западной Европы, можно сказать, что суммарная энергоёмкость производства стали в нашей стране (23,7 ГДж/т) практически в 1,5 раза выше по сравнению со странами Западной Европы (19,1 ГДж/т).

В связи с этим одной из **важнейших и актуальных** проблем, стоящей в настоящее время перед отечественной металлургической отраслью, является снижение удельных расходов энергии и исходных материалов на единицу продукции, создание и интенсивное развитие энерго- и ресурсосберегающих технологий, а также снижение экологической нагрузки на окружающую среду.

Известное сталеплавыльщикам такое явление, как **вспенивание шлака** играет огромную роль в развитии энерго- и ресурсосберегающих технологий для современных сталеплавыльных процессов. Так, в современных дуговых сталеплавыльных печах (ДСП) применение технологии вспенивания шлака оказалось тем важным технологическим фактором, который способствовал утверждению концепции скоростной выплавки стали. При кислородно-конвертерном способе производства стали, вспенивание шлака играет двойную роль. С одной стороны, вспенивание может привести к возникновению выбросов и переливу шлакометаллической эмульсии через горловину конвертера, что может привести к аварии и снижению выхода годного металла. С другой стороны, имеются данные о том, что вспененный шлак адсорбирует в ходе высокоинтенсивной продувки образующуюся пыль, тем самым снижая её вынос из агрегата, что улучшает экологию и уменьшает расходы на газоочистку.

Несмотря на широкое применение технологии вспенивания шлака в современных ДСП, исследовательских работ, связанных с изучением процесса вспенивания шлака и его влияния на технологические показатели выплавки стали, достаточно мало. В связи с этим, совершенствование и оптимизация процессов выплавки стали в современных ДСП, на базе исследования процессов вспенивания шлака и изучения его структуры, а также его влияния на основные технологические и технико-экономические показатели представляется **весьма актуальной научно-технической проблемой**.

Данная работа посвящена решению этой **актуальной и важной научно-технической проблемы** – **повышения производительности, энергосбережения на основе выполнения комплекса исследований по изучению процесса вспенивания шлака, определению его устойчивости и связи механизмов разрушения вспененного шлака с особенностями его структуры и оптимизации технологических процессов выплавки стали в ДСП**.

**Цель диссертационной работы.** Целью диссертационной работы является исследование процесса вспенивания шлака, определение его устойчивости и связи механизмов разрушения вспененного шлака с особенностями его структуры, а также совершенствование и оптимизация тепловых режимов работы ДСП на основе выявления условий повышения производительности и энергосбережения.

Для достижения поставленной цели автором были сформулированы **следующие основные задачи исследования:**

- исследовать процесс вспенивания шлака, изучить механизм образования вспененного шлака, а также установить взаимосвязь между процессами вспенивания шлака, интенсивности нагрева и обезуглероживания металла;
- обосновать применимость **теории перколяции и фракталов** для математического описания процесса вспенивания шлака;
- разработать математическую модель расчёта энерготехнологических показателей работы ДСП при вспенивании шлака;
- исследованиями на разработанной математической модели установить режимы работы ДСП, обеспечивающие снижение энергоёмкости производства стали и повышение производительности;
- подтвердить результаты математического моделирования экспериментальными исследованиями и промышленными испытаниями.

**Научная новизна** полученных результатов заключается в следующем:

- теоретически и экспериментально обоснована роль вспененного шлака в процессе интенсификации плавки стали в дуговых электропечах; установлены технологические параметры, влияющие на вспенивание шлака; раскрыт механизм вспенивания и длительность пребывания шлака во вспененном состоянии; установлено влияние состава шлака на показатели его вспенивания; показана зависимость вспениваемости шлака от его состава и физических свойств, температуры металла и шлака, а также от темпа подачи металлизированных окатышей, в том числе с учётом их физических и химических параметров;
- установлено, что механизм образования вспененного шлака состоит из двух стадий: 1) формирование в процессе объёмного обезуглероживания двухфазной области, представляющей собой систему, состоящую из взвеси капель (корольков) металла различной величины в шлаке и капель шлака в жидком металле; 2) образование в двухфазной области большого количества мелких пузырьков газа, обеспечивающих вспенивание сталеплавильного шлака;
- на основе исследования влияния температуры ликвидус и вязкости шлака на процесс вспенивания шлака установлены новые закономерности стабилизации процесса вспенивания шлака, путём регулирования его фактической температуры; разработана новая методика оценки способности сталеплавильного шлака к пенообразованию, позволяющая определить по физико-химическим свойствам шлака необходимую величину приведённого расхода газа (скорость образования вспененного шлака  $\overline{W}_{обр}^{пенн} = \sigma / \mu$ ), обеспечивающую эффективное вспенивание шлака;
- установлено, что при непрерывной загрузке металлизированных окатышей в ДСП существует три области различной степени вспенивания шлака, которые определяются его физико-химическими свойствами, а именно: 1) хорошо пенящихся шлаков (**16÷19 % FeO, 50÷57 % CaO, 10÷12 % MgO, 21÷23 % SiO<sub>2</sub>**); 2) слабо пенящихся шлаков (**20÷22 % FeO, 40÷49 % CaO, 12÷14 % MgO, 24÷26% SiO<sub>2</sub>**); 3) не пенящихся

шлаков (23÷27 % FeO, 33÷39 % CaO, 14÷16 % MgO, 28÷30 % SiO<sub>2</sub>); показано, что скорость загрузки металлургических окатышей в ДСП и их степень металлизации оказывает существенное влияние на процессы вспенивания шлака, за счёт выделения реакционного оксида углерода в результате взаимодействия содержащихся в них оксидов железа и углерода в процессе нагрева и плавления; получено новое уравнение, позволяющее определить высоту его вспенивания в зависимости от степени металлизации окатышей и скорости их загрузки в печь;

- впервые, с применением **теории перколяции и фракталов**, предложена модель, описывающая механизм разрушения вспененного шлака; получено выражение, позволяющее рассчитать предельную высоту вспенивания шлака в зависимости от приведённого расхода вспенивающего газа и учитывающее основные параметры, определяющие процесс вспенивания шлака (диаметр пузырьков, поверхностное натяжение шлака, коэффициент, характеризующий структуру вспененного шлака  $k_f=15$ ); разработана математическая модель расчёта параметров энерготехнологического режима выплавки стали в дуговой печи, отличающаяся от аналогов тем, что учитывает основные параметры теплового состояния ДСП в процессе непрерывной загрузки металлургических окатышей в печь, включая контроль положения электрической дуги в объёме вспененного шлака и влияние массы загружаемых металлургических окатышей на уровень перегрева шлака и высоту вспенивания шлака;
- сформулирован механизм осаждения технологической пыли в объёме вспененного шлака, согласно которому основными механизмами осаждения технологической пыли в слое вспененного шлака являются турбулентная поперечная миграция и турбулентная диффузия частиц, которая обеспечивает подпитку процесса частицами; получено уравнение, позволяющее оценить эффективность осаждения технологической пыли в объёме вспененного шлака в зависимости от скорости движения газа, высоты вспененного шлака и размера частиц;
- даны научно обоснованные рекомендации по совершенствованию теплотехнических, энергетических и технологических параметров электроплавки с учётом факторов теплового состояния ванны, высоты вспенивания шлака, параметров загрузки окатышей в печь, позволяющие существенно улучшить технико-экономические показатели и повысить эффективность работы дуговых печей.

**Практическая значимость результатов работы.** Полученные в работе научные результаты являются основой создания современных энерго- и ресурсосберегающих технологий выплавки стали в современных ДСП обеспечивающие:

- разработку рационального шлакового режима дуговой сталеплавильной печи с учётом изменения температуры шлака по ходу процесса, позволяющего обеспечить поддержание процесса вспенивания шлака и его устойчивость по ходу и в конце плавки;
- разработку мероприятий по интенсификации процесса осаждения пыли в объёме вспененного шлака, которые позволяют снизить брызгоунос и вынос технологической пыли из зоны продувки и повысить выход годной стали;
- энергосберегающий режим электроплавки металлургических окатышей в объёме вспененного шлака, требующий постоянного контроля степени закрытия электриче-

ской дуги вспененным шлаком, поддержания рациональной степени перегрева шлака путём изменения скорости подачи металлизированных окатышей в ванну дуговой сталеплавильной печи, что позволит увеличить скорость загрузки окатышей и сократить длительность плавки под током на 1,5 минуты, а также снизить удельный расход электроэнергии в среднем на 0,5%.

Исследования и решения, представленные в работе, приняты к использованию в условиях ОАО «Оскольский электрометаллургический комбинат» и ОАО «Оскольский завод металлургического машиностроения», что подтверждено актами, а также являются инженерной основой для проектирования и эксплуатации современных дуговых сталеплавильных печей, обеспечивающих более высокие технико-экономические и экологические показатели выплавки стали.

**Достоверность** полученных данных подтверждается:

- достаточной сходимостью (расхождение не более 10%) большого объёма теоретических, производственных и опытных данных;
- адекватностью математических моделей, проверенных путём сопоставления расчётных данных с результатами лабораторных и промышленных испытаний, а также с данными литературных источников.

**Апробация результатов работы.** Основные положения и результаты данных исследований докладывались на Международной научно-технической конференции «Вопросы проектирования и эксплуатации технических систем в металлургии» (г. Старый Оскол, сентябрь 1999 г.); Международной конференции «Производство, технология, экология – образование в технических университетах на пороге XXI века (Протэк '99)» (г. Москва, МГТУ «Станкин», сентябрь 1999 г.); Научно-практической конференции «Автоматизированный печной агрегат – основа энергосберегающих технологий металлургии XXI века» (г. Москва, МГИСиС (ТУ), ноябрь 2000 г.); Всероссийской научно-технической конференции «Современная металлургия начала нового тысячелетия» (г. Липецк, ЛГТУ, ноябрь 2001 г.); V Региональной научно-практической конференции "Проблемы экологии и экологической безопасности Центрального Черноземья РФ" (г. Липецк, 2001 г.); Международной научно-практической конференции «Автоматизированный печной агрегат – основа энергосберегающей технологии металлургии XXI века», МИСиС (г. Москва, 2002 г.); Международной научной конференции «Современные сложные системы управления» (г. Старый Оскол, 2002 г.); Научно-технической конференции с международным участием «Информационные технологии в инновационных проектах» (г. Ижевск, 2003 г.); XXIII Российской школы по проблемам науки и технологии (г. Миасс, 2003 г.); Международной научно-технической конференции, посвящённой 120-летию И.П. Бардина «Прогрессивные процессы и оборудование металлургического производства» (г. Череповец, 2003 г.); Международной научно-практической конференции «Нелинейная динамика металлургических процессов и систем» (г. Липецк, 2003 г.); Международной научно-практической конференции «Рациональное использование природного газа в металлургии» (г. Москва, 2003 г.); Международной научно-технической конференции молодых специалистов «Азов-сталь-2005» г. Мариуполь; IX конгрессе сталеплавателей (г. Старый Оскол, 17-19 октября 2006 г.); Международной научно-технической конференции «Современная метал-

лургия начала нового тысячелетия» (г. Липецк, 2008 г.); Международной научно-практической конференции «Автоматизированный печной агрегат – основа энергосберегающей технологии металлургии XXI века», МИСиС (г. Москва, 2010 г.); XIII Международном конгрессе сталеплавателей (г. Полевской, 12-18 октября 2014 г.).

**Связь исследований с научными программами:** исследования велись в рамках научно-исследовательских работ «Разработка математических методов управления процессами основного и вспомогательного производства в металлургии» № госрегистрации 1.202.00 и «Разработка теоретических основ энерго-ресурсосбережения, экологической безопасности металлургических процессов» № госрегистрации 1.6.09, а также в рамках выполняемой в настоящее время научно-исследовательской работы «Разработка технологических и технических решений в области совершенствования основных металлургических процессов бездоменной металлургии с целью создания современных ресурсо- и энергосберегающих технологий» по государственному заданию № 11.63.2014/К.

**Публикации.** Всего по материалам диссертации опубликовано 62 печатных работы, в числе которых 30 в изданиях, рекомендованных ВАК, и 2 патента на изобретение.

**Объём работы.** Диссертационная работа изложена на 331 странице машинописного текста, состоит из введения, 6 глав, заключения, списка литературы из 252 наименований.

## СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

Во **введении** показана актуальность темы диссертационной работы исходя из перспективы и важности разработки энерго- и ресурсосберегающих технологий для дальнейшего развития современной металлургической промышленности России. Сформулированы цель работы, её основные задачи, изложена научная новизна и практическая значимость работы.

В **первой главе** рассмотрены вопросы, связанные с технологией выплавки стали в современных ДСП, выполнен анализ научно-технической литературы, который показывает, что процессу вспенивания шлаков уделялось и уделяется достаточно много внимания. Исследованием процесса вспенивания шлака в ДСП занимались как российские учёные (Шалимов А.Г., Корчагин К.А., Некрасов И.В.), так и зарубежные (Fruehan R.J., Ameling D., Morales R.D., Райхель Ж., Розе Л.И.). Однако наибольшее количество работ посвящено изучению процесса вспенивания шлака в кислородных конвертерах. К ним следует отнести опубликованные труды В.Б. Охотского, В.И. Явойского, М.П. Собакина и Я.Д. Вербицкого, И.Л. Яновского и В.И. Баптизманского с сотрудниками, А.Н. Редько с сотрудниками.

Обобщая имеющиеся данные о процессе образования вспененного шлака, можно сказать, что большинство исследований в этом направлении посвящено кислородно-конвертерному процессу и мартеновской печи. Исследования процесса вспенивания шлака, проводимые на мартеновских печах и кислородных конвертерах, связаны больше с подавлением этого процесса. На основании этого можно сказать, что не все положения, сформулированные для кислородного конвертера и мартеновской печи, применимы для изучения процесса вспенивания шлака в дуговой сталеплавильной печи.

Так, нет данных о влиянии процесса обезуглероживания металла в ДСП на процесс вспенивания шлака. Большинство исследований, направленных на изучение процесса вспенивания шлака посвящено оптимизации химического состава шлака, однако нет работ, связанных с изучением влияния объема выделяющихся газов на процесс вспенивания шлака в дуговых сталеплавильных печах. Отсутствуют данные о влиянии температуры шлака на процесс вспенивания шлака в дуговых сталеплавильных печах. В научно-технической литературе не так много рекомендаций по обеспечению процесса вспенивания шлака в дуговых сталеплавильных печах.

Все это говорит о необходимости дополнительного исследования процесса вспенивания сталеплавильного шлака применительно к дуговым сталеплавильным печам.

**Вторая глава** посвящена исследованию процесса вспенивания шлака, изучению механизма его образования и установлению взаимосвязи между процессами вспенивания, обезуглероживания и интенсивности нагрева. Для установления новых закономерностей изменения уровня вспенивания шлака от интенсивности газообразования был проведён ряд исследований в лабораторных и промышленных условиях. Исследования проводились в условиях действующего производства на 150-тонной ДСП ОАО «ОЭМК». Для изучения влияния интенсивности газообразования на изменение уровня вспенивания шлака по ходу электроплавки стали осуществлялся контроль толщины шлака и отбор проб металла с последующим анализом на углерод. Толщину шлака в ванне дуговой печи определяли с помощью, изогнутой на конце под углом 90° стальной штанги. По интенсивности окисления углерода определяли количество образующего газа.

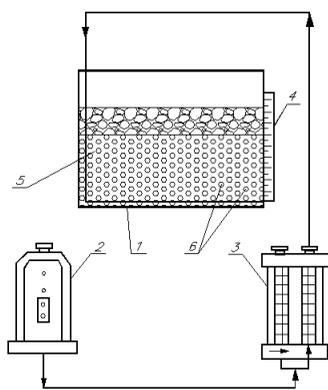


Рис. 1. Экспериментальная установка для изучения процесса вспенивания сталеплавильной ванны: 1 – модель сталеплавильной ванны; 2 – воздушный компрессор; 3 – ротаметр; 4 – линейка; 5 – моделирующая среда (вода); 6 – пузыри газа.

Для холодного моделирования процесса вспенивания шлака была изготовлена лабораторная установка (рис. 1)

Анализ полученных данных показывает, что повышение интенсивности газообразования приводит к более эффективному вспениванию шлака. Статистическая обработка полученных данных позволила получить зависимость в виде регрессионного уравнения, характеризующего изменение уровня (толщины) вспененного шлака в ДСП в зависимости от приведённой скорости выделения газов ( $\bar{w}_g$ ,  $\text{м}^3/\text{м}^2 \cdot \text{мин}$ ):

$$\Delta h = 31,055 \cdot \bar{w}_g + 57,686, \text{ при } R^2 = 0,91$$

С использованием полученного уравнения можно с достаточной точностью прогнозировать характер изменения толщины вспененного шлака в зависимости от интенсивности газообразования.

Для более полного описания гидродинамических процессов, происходящих при

вспенивании сталеплавильного шлака, была изготовлена лабораторная установка (рис. 1)

проводилось с рядом допущений: равномерное распределение газа по поверхности ванны; отсутствие химического взаимодействия между газом и жидкостью; равенство температур газа и жидкости по всему объёму. В качестве основных критериев подобия были выбраны следующие критерии: модифицированный критерий Архимеда  $Ar' = \overline{W}_z^2 \cdot \rho_z / g \cdot H_0 \cdot \rho_{ж}$  и критерий Вебера  $We = \sigma / \rho_{ж} \cdot g \cdot H_0^2$ .

Выбор данных критериев был основан на следующих положениях. Увеличение критерия Архимеда ( $Ar'$ ) способствует росту уровня шлака, а увеличение критерия ( $We$ ) – уменьшению уровня шлака.

Исследование изменения уровня сталеплавильной ванны, её состояния и структуры при различных режимах барботажа проводили на прозрачной цилиндрической колонне диаметром 0,12 м (рис. 1). Воздух подавали из дутьевых коробок через дырчатое дно с равномерно распределёнными по его сечению отверстиями, с учётом пересчёта на реальную сталеплавильную ванну с соответствующим ей значением скорости обезуглероживания. Расход воздуха изменялся от 360 до 20880 л/ч, что отвечало режиму обезуглероживания от 0,00083 % C/мин до 0,045 % C/мин.

В ходе проведения эксперимента осуществлялось исследование изменения уровня подъёма сталеплавильной ванны и скорости движения газовых пузырей. Анализируя полученные экспериментальные данные при различных расходах газа, необходимо отметить качественное различие режимов барботажа. Так, одиночные воздушные пузыри всплывают в воде со скоростью 2,4 м/с. При относительно малых расходах газа пузыри равномерно распределены в жидкости, и газожидкостная система в верхней части имеет ячеистую структуру, представляющую собой структурированную динамическую пену, а в нижней части наблюдается зона первичного образования пузырей. При увеличении приведённого расхода газа выше 10 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·мин) происходит слияние газовых пузырей и образование газовых «колоколов», заполняющих большую часть сечения ванны, и переход к «снарядному» режиму барботирования. При этом длина зоны динамической пены увеличивается с одновременным увеличением размеров пузырей в верхних сечениях ванны. На основе опытов была получена следующая зависимость величины относительного подъёма уровня воды от «газовой нагрузки», которая хорошо описывается уравнением:

$$\Delta H / H_0 = 1,3689 \cdot \overline{W}_z^{0,2313}, R=0,94 \quad (2)$$

где 1,3689 – постоянная величина, имеющая размерность (с/м)<sup>0,7</sup>.

С целью распространения результатов исследования на реальные условия вспенивания сталеплавильной ванны получим уравнение в критериальной форме. В качестве основных критериев подобия возьмём модифицированный критерий Архимеда и критерий Вебера. Построим зависимость вида  $\Delta H/H_0 = f(Ar'/We)$ . Обработка опытных данных на ЭВМ методами регрессионного анализа позволила получить следующую зависимость, обладающую высокой степенью достоверности (R=0,96):

$$\Delta H / H_0 = 1,3819 \cdot (Ar'/We)^{0,31156} = 1,3819 \cdot (\overline{W}_z^2 \cdot H_0 \cdot \rho_z / \sigma)^{0,1156}, \quad (3)$$

где  $\sigma$  – поверхностное натяжение жидкости, Н/м.

С использованием полученной зависимости установлена минимальная величина приведённого расхода газа, обеспечивающего достаточную вспениваемость ванны в условиях электросталеплавильного процесса, которая составляет не менее  $10 \text{ м}^3/\text{м}^2\cdot\text{мин}$ . Результаты расчёта по формуле (3) для условий электроплавки стали показали хорошую сходимость с практическими данными (разброс  $<7\%$ ).

Для определения взаимосвязи процесса вспенивания шлака и его структуры, а также более точного описания механизма образования вспененного шлака, по ходу электроплавки стали в 150-тонной ДСП осуществлялся контроль толщины шлака и взятие проб по глубине шлака. Анализ полученных данных о характере распределения королек металла по толщине вспененного шлака, позволяет с достаточной точностью сказать о наличии **трёх характерных зон** по его толщине:

- 1) зона толщиной около  $100\div 150$  мм с небольшим содержанием королек металла диаметром  $0,3\div 0,5$  мм в шлаке, которую можно считать «псевдоспокойной»;
- 2) зона размером более 200 мм, представляющая собой совокупность мелких королек металла диаметром около  $0,6\div 0,8$  мм и конгломератов (слипшиеся корольки металла и крупные ошлакованные включения металла) до  $4\div 10$  мм (*двухфазная область «шлак» – «металл», состоящая из королек металла различного размера в шлаке и капелек шлака в металле*);
- 3) зона чистого металла, содержащая небольшое количество мелких диаметром  $0,1\div 0,5$  мм частиц шлака.

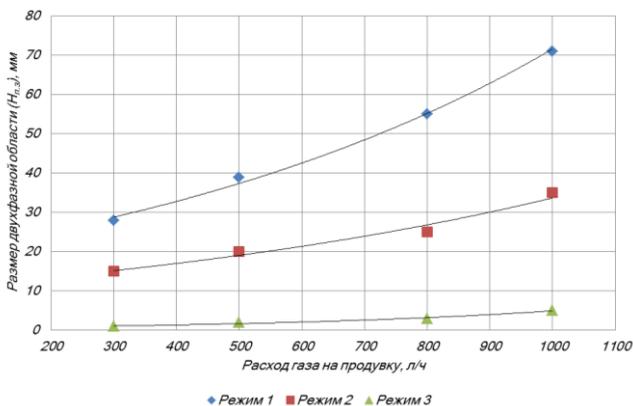


Рис. 2. Характер изменение толщины двухфазной области в зависимости от расхода газа на продувку при различном расположении фронта газовыделения. (*Режим 1* – зона газовыделения на дне ванны; *Режим 2* – зона газовыделения посередине ванны; *Режим 3* – зона газовыделения на границе вода-масло).

Известно, что основной реакцией образования газа для обеспечения процесса вспенивания шлака в ДСП является реакция взаимодействия оксидов железа, содержащихся в шлаке с растворённым в металле углеродом. Наличие переходной зоны приводит к увеличению

Характер изменения уровня (толщины) вспененного шлака по ходу электроплавки совпадает с характером распределения королек металла в шлаке, то есть с характером изменения размеров двухфазной области. На основании чего можно сделать вывод о влиянии образующейся по ходу электроплавки стали переходной зоны «шлак» – «металл» на механизм образования вспененного шлака.

поверхности контакта металла и шлака, что приводит к более интенсивному протеканию этой реакции, и как следствие более интенсивному вспениванию сталеплавильного шлака. При этом уровень (толщина) вспененного шлака снижается по мере сокращения размеров переходной зоны.

Сравнительный анализ полученных данных позволяет сказать, что размер (толщина) переходной зоны определяется объёмом образующегося по ходу электроплавки газа, то есть скоростью обезуглероживания ванны  $V_c$ . Все это говорит о сложности и взаимовлиянии процессов, протекающих по ходу образования вспененного шлака в ДСП. При этом следует отметить, что количество образующегося газа, обеспечивающего вспенивание шлака, играет одну из ключевых ролей в этом процессе.

С целью более детального исследования механизма образования вспененного шлака и изучения его структуры был применён метод холодного моделирования и разработана модель по внутренним очертаниям, подобная рабочему пространству дуговой сталеплавильной печи (рис. 1). В качестве моделирующих сред были выбраны вода плотностью  $1000 \text{ кг/м}^3$  (металл), трансформаторное масло и керосин (шлак). Расход подаваемого на продувку газа определяли путём пересчёта на модель, количества образующегося на образце газа при соответствующей скорости обезуглероживания металла ( $V_c$ ). При пересчёте с образца на модель выполнялось условие равенства критерия Вебера. Расход газа на продувку определяли аналогично первому эксперименту. В ходе проведения эксперимента было обнаружено наличие двухфазной области (переходной зоны), представляющей собой систему, состоящую из взвеси капелек воды различной величины в масле и капелек масла в воде, толщина которой определяется расходом газа, а также местом расположения фронта газовыделения (на границе раздела вода-масло, в середине ванны или на дне модели). Результаты эксперимента, полученные для различных условий газовыделения, приведены на рис. 2.

Из анализа полученных в ходе экспериментов данных следует, что увеличение расхода газа приводит к расширению двухфазной области, то есть увеличению «шлаковых» капель в «металле» и наоборот. Так, увеличение расхода газа на продувку (режим 1) с 300 л/ч до 800 л/ч, приводит к расширению двухфазной области с 28 мм до 55 мм и уменьшению толщины относительно спокойного шлака с 35 мм до 15 мм. Увеличение расхода газа на продувку до 1000 л/ч приводит к увеличению ширины переходной зоны до 71 мм, при этом следует отметить, что толщина относительно спокойного слоя масла (шлака) практически исчезает. В ходе эксперимента было установлено, что при перемещении фронта газовыделения ближе к поверхности раздела «шлак» – «металл» (режим 2), размеры двухфазной области сокращаются. Так, при расходах газа на продувку 300 л/ч и 800 л/ч величина двухфазной области соответственно составляет 15 мм и 24 мм, что связано с сокращением объёмов «металла», вовлекаемых в процесс перемешивания жидкости. Также, в процессе наблюдения за продувкой происходил отрыв и последующее возвращение капель масла в «шлак». Как показали наблюдения, размер таких капель достигал  $7\div 10$  мм, а глубина их погружения достигала 45 мм. При смещении фронта газовыделения к границе «шлак» – «металл» (режим 3), происходило резкое сокращение размеров двухфазной области (при тех же расходах газа на продувку), и получал развитие процесс пено-

образования «шлака», за счёт возникновения вблизи границы раздела «шлак» – «металл» большого числа мелких пузырей размером около 1,5 мм. Образование двухфазной области не происходило. Это доказывает, что величина двухфазной области зависит от мощности перемешивания. В случае покрытия водяной ванны керосином, механизм образования переходной зоной оставался прежним.

В результате расчёта было установлено, что величина реакционной поверхности двухфазной области «шлак» – «металл» не менее чем в 15 раз превышает размеры поверхности раздела «шлак» – «металл» спокойной ванны. Это в первом приближении позволяет обосновать решающую роль в протекании тепло- и массообменных процессов двухфазной области, образующейся по ходу плавки в дуговой печи. А также сказать о её решающей роли в процессе образования вспененного шлака.

В процессе опытов наблюдали явление пенообразования. При использовании трансформаторного масла под переходной зоной образовывалась устойчивая пена, исчезающая лишь через 5-10 мин после прекращения продувки. Факт появления пены на границе «металл» – переходная зона обусловлен дроблением пузырей на более мелкие, которые задерживались (вследствие высокой вязкости «шлака» и низких скоростей всплытия) на этой поверхности, а в дальнейшем оттеснялись в сторону всплывающими более крупными пузырями. Замена трансформаторного масла керосином заметно сказывалась на пенообразовании. Пена образовывалась лишь в районе выхода пузырей через поверхность «шлак» – «металл». Мелкие пузырьки, образующиеся в результате дробления крупного пузыря, хотя и скапливались над «шлаком», при значительной интенсивности продувки покидали поверхность раздела фаз через 30 с после прекращения продувки. Учитывая тот факт, что поверхностные натяжения трансформаторного масла и керосина практически одинаковые (соответственно 29,1 и 28,0 мН/м), трудно объяснить наблюдаемые явления вспенивания решающей ролью сил поверхностного натяжения.

Обобщая полученные результаты, можно сказать, что размеры двухфазной области определяются уровнем расположения фронта начала газовой выделению, а также скоростью обезуглероживания металла. Это, в свою очередь, позволяет констатировать, что уровень массообмена в системе «металл» – «шлак» тем выше, чем больше ширина двухфазной области «шлак» – «металл», что способствует формированию хорошо вспененного шлака за счёт взаимодействия, растворенного в металле углерода [C] с оксидами железа шлака ( $FeO$ ). Другими словами, в процессе объёмного обезуглероживания образуется достаточно развитая поверхность контакта металла со шлаком, где происходит взаимодействие [C] с ( $FeO$ ), что приводит к образованию в двухфазной области большого количества мелких пузырьков, обладающих малой кинетической энергией и «застревающих» в шлаке, которые и вспенивают шлак. Это позволяет сформулировать механизм образования вспененного шлака, который состоит из двух стадий: 1) образование в процессе объёмного обезуглероживания двухфазной области «шлак» – «металл»; 2) образование в двухфазной области «шлак» – «металл» большого количества мелких пузырьков газа, обеспечивающих вспенивание сталеплавильного шлака. Кроме того, наличие в процессе плавки двухфазной области «шлак» – «металл» способствует усилению теплообменных процессов в

системе «шлак» – «металл» – «электрическая дуга», что способствует ускорению протекания процессов расплавления и нагрева металла.

Исходя из этого, в реальных условиях электроплавки стали в дуговой сталеплавильной печи усиление режима объёмного обезуглероживания приводит к интенсификации тепло- и массообменных процессов в ванне, что, в свою очередь, приводит к ускорению процесса электроплавки в целом, то есть к заметному возрастанию производительности агрегата.

Полученные в ходе исследований данные о характере изменения по ходу электроплавки стали в ДСП следующих параметров: температуры металла, химического состава шлака ( $SiO_2$ ,  $CaO$ ,  $Al_2O_3$  и  $MgO$ ) и его температуры свидетельствует о наличии весьма сложных взаимосвязей между параметрами шлакообразования и процессом вспенивания шлака. Анализ полученных данных показывает, что по ходу электроплавки стали в ДСП, наблюдается превышение температуры шлака над температурой металла. Величина перегрева по ходу электроплавки может достигать 80–100 °С, что говорит о необходимости его учёта, при выработке рекомендаций по повышению вспениваемости шлаков. Анализ данных, о характере изменения химического состава шлака ( $SiO_2$ ,  $CaO$ ,  $Al_2O_3$ ,  $MgO$ ,  $Fe_{общ}$ ) по ходу электроплавки стали показывает, что на процесс вспенивания шлака оказывают влияние такие элементы, как  $SiO_2$ ,  $CaO$ ,  $MgO$ ,  $Fe_{общ}$ . Однако наибольшее влияние на процессы формирования хорошо вспененного шлака оказывает окисленность шлака ( $FeO$ ).

Для более детальной оценки влияния вышеперечисленных параметров на процесс вспенивания шлака полученные данные были представлены в виде зависимостей толщины шлака от содержания вышеперечисленных компонентов в шлаке, а также температуры металла и шлака (рис. 3). Анализ рисунка 3а показывает, что зависимость толщины шлака от содержания  $SiO_2$  в шлаке носит экстремальный характер. Так, по мере повышения содержания  $SiO_2$  от 17 до 22 % происходит повышение толщины шлака. Дальнейшее повышение содержания  $SiO_2$  приводит к уменьшению толщины шлака, что можно объяснить снижением вязкости шлака. Исходя из этого, для обеспечения эффективного вспенивания шлака необходимо обеспечить содержание  $SiO_2$  в шлаке в пределах 20–22 %. Из данных, представленных на рисунке 3б, следует вывод о том, что с повышением содержания  $CaO$  в шлаке эффективность вспенивания шлака возрастает.

Это связано, видимо, с достаточно медленным протеканием процесса растворения извести, что переводит шлак из гомогенного состояния в гетерогенное, а это приводит к увеличению величины вязкости шлака, и как следствие к повышению эффективности вспенивания шлака. Анализ рисунка 3в говорит об отсутствии влияния содержания  $Al_2O_3$  в шлаке на эффективность вспенивания шлака. Это, по-видимому, связано с его достаточно небольшим содержанием. Повышение содержания  $MgO$  в шлаке свыше 12 %, отрицательно сказывается на эффективности вспенивания шлака (рис. 3г). Другими словами, использование  $MgO$  как компонента, обеспечивающего повышение вязкости шлака для обеспечения вспенивания шлака, является малоэффективным. Наиболее сильное влияние на эффективное вспенивание сталеплавильного шлака оказывает содержание в шлаке  $Fe_{общ}$  (рис. 3д). Так, повышение  $Fe_{общ}$  в шлаке приводит к снижению эффективности вспенивания шлака.

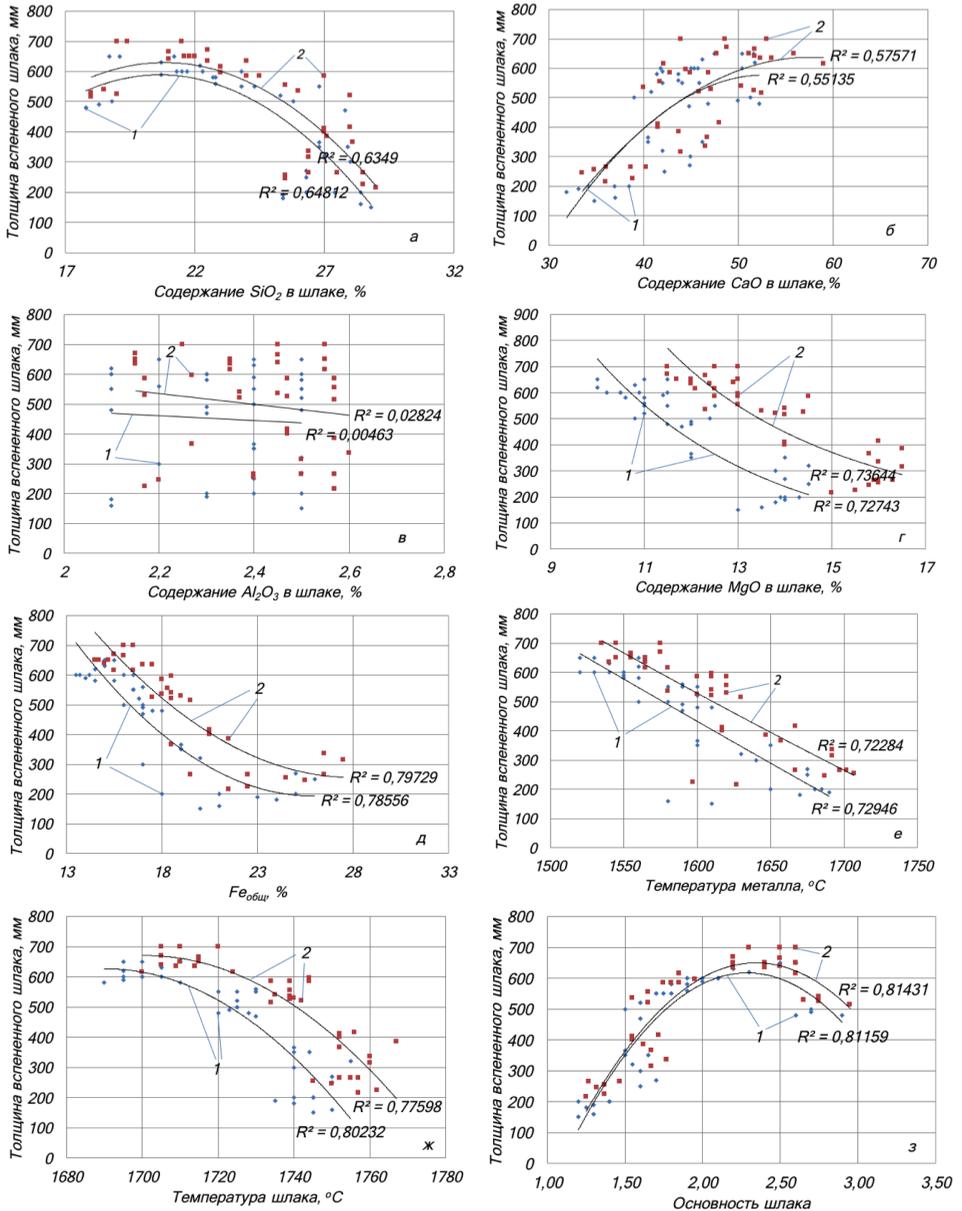


Рис. 3. Зависимость уровня (толщины) шлака от содержания  $SiO_2$  (а),  $CaO$  (б),  $Al_2O_3$  (в),  $MgO$  (г),  $Fe_{общ}$  (д) в шлаке, температуры металла (е), температуры шлака (ж) и основности шлака (з) в 150-т дуговой печи при непрерывной загрузке металлизированных окатышей: 1 – без применения ТКГ; 2 – с применением ТКГ.

Это в первую очередь связано с понижением вязкости шлака, с повышением  $Fe_{обц}$  в шлаке. Не менее сильное влияние на процесс вспенивания шлака оказывает температура металла и шлака (рис. 3е и 3ж). Так, с повышением температуры металла и шлака эффективность вспенивания шлака также снижается, что объясняется понижением вязкости шлака. Характер зависимости толщины шлака от основности носит экстремальный характер. Исходя из данных рисунка 3з повышение основности свыше 2,6 приводит к снижению эффективности вспенивания шлака.

Обобщая полученные данные, можно назвать причину снижения вспениваемости шлаков к концу электроплавки стали. А именно, увеличение содержания в шлаке  $Fe_{обц}$  и существенное повышение температуры шлака, что приводит к снижению вязкости шлака. В то же время следует отметить, что при снижении концентрации углерода в ванне ниже 0,1% способность шлаковой фазы пениться падает. Данный факт можно объяснить снижением количества образующегося вспенивающего газа. Исходя из этого, следует вывод о необходимости учитывать эти два параметра, с целью создания на протяжении всей плавки хорошо вспененного шлака с целью экранирования электрических дуг.

Сравнение данных о ходе процесса шлакообразования в печах без применения топливно-кислородных горелок (ТКГ) с данными опытных плавов, проведённых с применением ТКГ, не выявили существенных изменений. Хотя такие параметры, как толщина и температура шлака, а также скорость нагрева ванны, имеют более высокие показатели на плавках с применением ТКГ.

В результате статистической обработки полученных экспериментальных данных было получено следующее регрессионное уравнение, характеризующее способность шлаков пениться, в зависимости от физико-химических свойств шлака

$$H_{шл} = 4291,95 - 2,1 \cdot (SiO_2) + 7,94 \cdot (CaO) - 46,04 \cdot (MgO) - 9,48 \cdot (Fe_{обц}) - 1,97 \cdot T_{шл}, \quad R=0,95. \quad (4)$$

При обработке полученных данных о процессе вспенивания сталеплавильного шлака было установлено, что помимо физико-химических свойств шлака, на его вспениваемость оказывает влияние величина приведённого расхода газа, зависящая от скорости обезуглероживания металла. В связи с этим, выполнив статистическую обработку полученных данных с учётом величины приведённого расхода газа, получили следующее уравнение множественной регрессии:

$$H_{шл} = 887,94 + 16,96 \cdot \overline{W_2} - 2,58 \cdot (SiO_2) + 3,74 \cdot (CaO) - 31,43 \cdot (MgO) - 4,44 \cdot (Fe_{обц}) - 0,17 \cdot T_{шл}, \quad R=0,97. \quad (5)$$

Используя полученное уравнение, можно с достаточной точностью прогнозировать изменение уровня вспенивания сталеплавильного шлака в дуговой сталеплавильной печи, в зависимости от его физико-химических свойств и величины приведённого расхода газа.

Анализ полученных данных о характере протекания процессов шлакообразования в ванне дуговой сталеплавильной печи и изменении химического состава шлака говорит о необходимости учёта таких параметров, как температура шлака и содержание оксидов железа для обеспечения поддержания шлака во вспененном состоянии по ходу элект-

троплавки стали.

На основании анализа всей совокупности опытных данных, полученных в ходе исследований были определены области, характеризующие способности шлаков пениться (таблица 1).

Таблица 1. Области, характеризующие способность шлаков пениться в дуговых сталеплавильных печах.

Оксид	Содержание оксида в шлаке		
	<i>I</i> – область хорошо пенящихся шлаков	<i>II</i> – область слабо пенящихся шлаков	<i>III</i> – область не пенящихся шлаков
SiO <sub>2</sub>	21÷23	24÷26	28÷30
CaO	50÷57	40÷49	33÷39
MgO	10÷12	12÷14	14÷16
FeO	15÷19	20÷22	23÷27

Таким образом, анализируя полученные данные, можно сказать, что для плавков с интенсивным вспениванием шлака характерно затягивание процесса шлакообразования, медленное нарастание основности, большая гетерогенность шлака и соответственно его вязкость.

Исследование влияния физико-химических свойств сталеплавильного шлака на стабилизацию процесса вспенивания шлака осуществляли с помощью полимерной модели. С помощью данной модели была выполнена оценка способов стабилизации процесса вспенивания шлака (температуры ликвидус шлаков, вязкости, фактической температуры шлака). Для исследования были подобраны шлаки, которые наиболее часто получаются при производстве стали в ДСП. Известно, что одним из способов стабилизации процесса вспенивания шлаков является их гетерогенизация, путём регулирования его окисленности и содержания  $CaO$  в шлаке, однако в большинстве работ содержание оксидов железа в шлаке рассматривают либо в виде общего содержания  $Fe_{общ}$ , либо одного  $FeO$ , не разделяя оксиды железа на  $FeO$  и  $Fe_2O_3$ , что не совсем верно. Поэтому, для улучшения понимания процесса гетерогенизации и вспенивания шлака будем учитывать наличие в шлаке не только ( $FeO$ ), но и ( $Fe_2O_3$ ).

Анализ данных, представленных на рисунке 4, показывает, что во всём диапазоне изменения соотношения  $Fe_2O_3/FeO$  для шлаков с основностью 2 температуры ликвидус ниже реальных температур шлака по ходу окислительного периода (1650÷1750 °C), т.е. эти шлаки по ходу окислительного периода гомогенны. Температуры ликвидус шлаков с основностью 2,5 выше температуры шлака в конце периода плавления стального лома и начале окислительного периода (1650 °C) (рис. 4). То есть, повышение соотношения  $Fe_2O_3/FeO$  более 0,4 %, к примеру, связанное с нестабильным усвоением УСМ металлом или колебаниями окисленности лома, может перевести шлак с основностью 2,5 в полностью гомогенное состояние даже в конце периода расплавления. В период жидкой ванны, по мере повышения температуры, шлаки, имеющие основность 2,5, переходят в гомогенное состояние, что ведёт к снижению их вспениваемости, это также подтверждается в промышленных условиях. Это ещё раз подтверждает, что одним из эффективных способов

повышения вспениваемости электропечных шлаков в широком диапазоне соотношений  $Fe_2O_3/FeO$  при соответствующей температуре шлака конца плавки является их гетерогенизация. Как показывает практика, наиболее характерным диапазон изменения соотношения  $Fe_2O_3/FeO$  при эксплуатации современных дуговых сталеплавильных печей является  $0,32 \div 0,4$ . Гетерогенизации шлака и повышения его температуры ликвидус выше  $1750^\circ C$  в данном диапазоне изменения соотношения  $Fe_2O_3/FeO$  можно достичь только путём насыщения шлака  $CaO$ , путём его добавки в количестве на  $12 \div 18\%$  выше необходимого. Исходя из этого, в начале окислительного периода ( $T_{шлака} \approx 1650^\circ C$ ) в этом диапазоне соотношения  $Fe_2O_3/FeO$  достаточно иметь основность шлака  $2,4 \div 2,5$ , что обеспечит поддержание шлака в гетерогенном состоянии (рис. 4). В конце плавки при температуре шлака  $1750^\circ C$  в диапазоне  $Fe_2O_3/FeO$ , равном  $0,32 \div 0,37$ , достаточно иметь основность шлака  $2,7 \div 2,9$ , что обеспечит гетерогенность шлака (рис. 4).

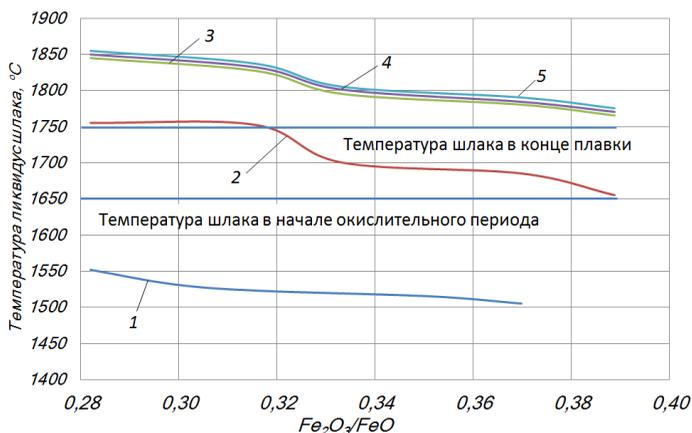


Рис. 4. Характер изменения температуры ликвидус электропечных шлаков в зависимости от содержания ( $FeO$ ) в шлаке: 1 – основность 2; 2 – основность 2,5; 3 – основность 2,9; 4 – основность 3; 5 – основность – 3,1.

их гетерогенизацией. Также следует, что по мере насыщения шлака известью  $CaO$ , то есть увеличение основности с одновременной гетерогенизацией шлака, происходит увеличение вязкости электропечных шлаков. Причём, по мере увеличения соотношения  $Fe_2O_3/FeO$  в шлаке во всём диапазоне температур, вязкость электропечных шлаков снижается, так наиболее высокая вязкость наблюдается при  $Fe_2O_3/FeO$  в диапазоне  $0,28 \div 0,32\%$ . Обобщая полученные данные, можно сказать, что насыщение шлака известью позволяет изменять вязкость шлака в диапазоне температур  $1650 \div 1750^\circ C$  и, как следствие, регулировать степень вспенивания электропечных шлаков. Другим не менее эффективным способом регулирования степень вспенивания шлака и изменения его вязкости является управление фактической температурой шлака (рис. 5)

Анализ данных о вязкости электропечных шлаков показывает, что при температурах характерных для выплавки стали в ДСП ( $1650 \div 1750^\circ C$ ) шлаки имеют достаточно низкую вязкость. Лишь при температурах близких к температуре ликвидус, вязкость электропечных шлаков начинает повышаться, что можно объяснить

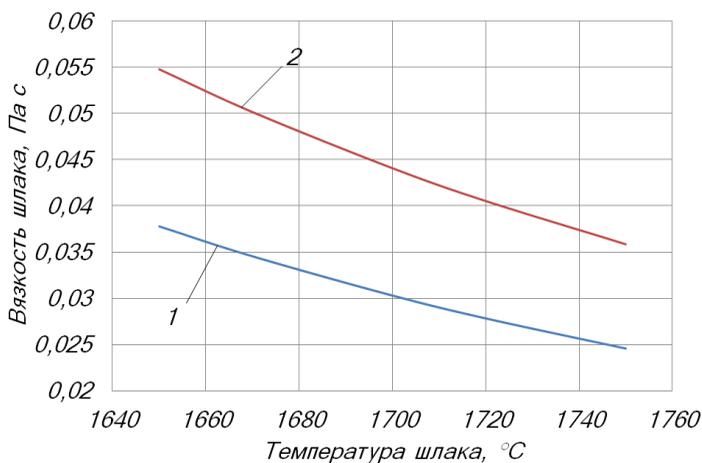


Рис. 5. Характер изменения вязкости электропечных шлаков в зависимости от его фактической температуры: 1 – основность шлака равна 2; 2 – основность шлака равна 2,5.

плавки, то оценка способности шлака к пенообразованию с помощью индекса вспенивания является не совсем корректной, так как полученные уравнения по расчёту индекса вспенивания не отражают влияние объёма образующегося газа на его величину. Для более точного определения способности шлаков пениться необходимо принимать во внимание количество выделяющегося  $CO$  в любой момент времени. Известно, что основными характеристиками процесса пенообразования являются вязкость и поверхностное натяжение, а показателем качества образующейся пены является её устойчивость. Для учёта количества выделяющегося  $CO$  в процессе вспенивания сталеплавильного шлака введём величину, характеризующую скорость образования новой поверхности (пены), как отношение поверхностного натяжения к вязкости и равную величине приведённого расхода:

$$\overline{W}_{обр}^{пены} = \frac{\sigma}{\mu} . \quad (6)$$

Анализ полученных данных о скорости образования новой поверхности показывает, что величина скорости образования новой поверхности (пены) имеет прямо противоположный характер к величине индекса вспенивания (рис. 6). Исходя из полученных данных видно, что в зависимости от физико-химических свойств шлака необходима определённая величина скорости образования новой поверхности. То есть, любой шлак можно перевести во вспененное состояние, только необходимо обеспечить достаточную скорость образования новой поверхности (приведённую скорость газа). Другими словами, для поддержания шлака во вспененном состоянии необходимо обеспечить достаточный объём образующегося вспенивающего газа  $CO$ .

Так как одним из ключевых факторов, обеспечивающих вспенивание шлака, является объём образующегося вспенивающего газа, который зависит от режима обезуглероживания ванны и восстановления оксидов железа вдуваемым углеродом, то есть изменяется по ходу процесса

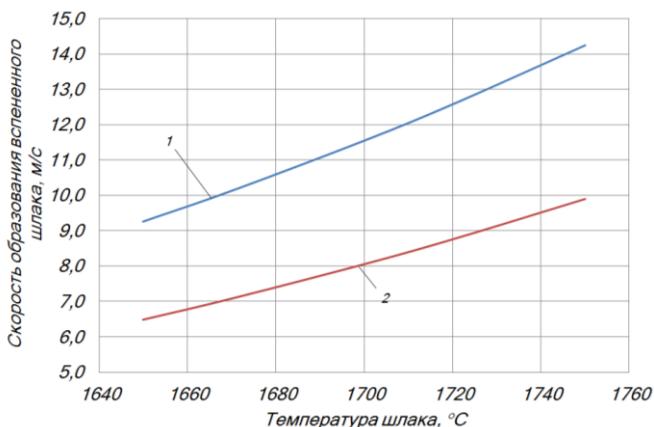


Рис. 6. Зависимость скорости образования вспененного шлака от фактической температуры шлака. 1 – основность шлака равна 2; 2 – основность шлака равна 2,5.

свидетельствует о необходимости увеличения объема образующегося вспенивающегося газа. Однако к концу процесса плавки это не всегда возможно из-за снижения количества углерода в металле и уменьшения скорости обезуглероживания ванны. То есть, увеличить количество образующегося вспенивающего газа в данный период можно только за счёт увеличения подачи углеродсодержащих материалов с одновременной продувкой ванны кислородом. Но и данная технологическая операция к концу периода плавки малоэффективна, так как может привести к более интенсивному окислению железа, и как следствие, повышению содержания оксидов железа в шлаке. Это, в свою очередь, приведёт к снижению вязкости шлака, что потребует дополнительного количества образующегося вспенивающего газа для поддержания эффективного вспенивания шлака. Исходя из этого, наиболее эффективными способами обеспечения процесса вспенивания шлака являются: 1) повышение вязкости шлака за счёт повышения основности шлака или добавок различных материалов ( $CaO$ ,  $MgO$ ), то есть перевода шлака в гетерогенное состояние; 2) снижение фактической температуры шлака за счёт оптимизации температурного режима плавки или ввода дополнительных материалов (например, металлизированных окатышей), обеспечивающих снижение его температуры. Так, при основности шлака 2, снижение фактической температуры шлака с  $1750^{\circ}C$  до  $1700^{\circ}C$  (на 3 %) позволяет снизить величину скорости образования новой поверхности (приведённой скорости вспенивающего газа) с  $14,2$  м/с до  $11,5$  м/с (на 20 %). Исходя из этого можно сделать вывод, что наиболее эффективным способом управления процессом вспенивания сталеплавильного шлака в ДСП является управление фактической температурой шлака.

В **третьей главе** рассмотрены вопросы математического описания процесса вспенивания шлака, в частности, вспененный шлак рассмотрен с точки зрения фрактальной геометрии и теории протекания (перколяции). За основу взята модель, дисперсная среда в которой характеризуется тремя чётко разделяющимися элементами, а именно

На основании этих данных можно объяснить причину снижения эффективности вспенивания шлака в конце плавки, которая связана с увеличением необходимой скорости образования новой фазы (приведённой скорости газа). Это связано в первую очередь со снижением вязкости шлака, из-за увеличения содержания оксидов железа в нём, что

плёнками на стыке 2 ячеек, каналами на стыке 3 плёнок, узлами на стыке 4 каналов. Если пренебречь объёмом шлака в узлах и его течением по плёнкам, тогда вспененный шлак будет представлять собой систему связанных и беспорядочно ориентированных каналов, имеющих поперечное сечение в форме треугольника.

Для математического описания процесса вспенивания шлака взята полиэдрическая модель газожидкостной системы, согласно построению которой процесс её разрушения связан только со стеканием жидкости из каналов под воздействием силы тяжести.

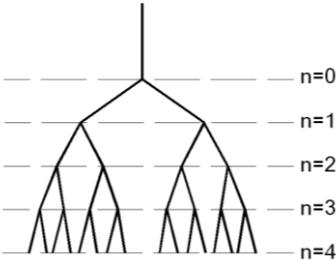


Рис. 7. Регулярное дерево Кейли

Системе разветвлённых каналов вспененного шлака сопоставим регулярное фрактальное дерево Кейли (рис. 7). Разрушение такого дерева будет происходить иерархически. Это связано с возникающей корреляцией между размером разрушенной области и размером примыкающей области, которая не затронута разрушением, но также находится под воздействием нагрузки. Из каждой вершины фрактального дерева выходят 2 ребра (стык плёнок), которые образуют между собой угол  $\theta$

равный  $109,5^\circ$ . В результате построения дерева Кейли получим, что на  $n$ -м уровне будет существовать  $2^n$  рёбер, которые будут соединять каждую вершину  $(n-1)$ -го уровня с 2 вершинами  $n$ -го уровня. Из теории фракталов следует, что высота  $n$ -го уровня дерева будет равна  $\Delta H_n = \Delta H_1 / 2^{n-1}$ , а высоту всего дерева можно определить в соответствии с формулой:

$$\Delta H = \sum_{n=1}^{\infty} \Delta H_n = 2 \cdot \Delta H_1 \quad (7)$$

Рассмотрим вспененный шлак с точки зрения теории перколяции. Так как вспененный шлак имеет очень развитую межфазную поверхность и соответственно избыток свободной энергии, то он термодинамически неустойчив. Из этого следует вывод, что вспененный шлак начинает разрушаться с момента своего получения.

Экспериментально доказано, что высота пены ( $\Delta H$ ) влияет на процессы её разрушения. Следует отметить, что при некоторой высоте пены  $\Delta H$ , которая меньше некоторой высоты  $\Delta H^0$ , происходит резкое увеличение времени накопления газа в слое пены, а при  $\Delta H = \Delta H^c$  стекание жидкости совсем прекращается. Наличие таких характерных высот говорит о том, что разрушение пены происходит по типу протекания, другими словами определяется процессами вытекания жидкости.

Причиной разрушения вспененного шлака является также стекание шлака из каналов под воздействием силы тяжести. При этом данный процесс является главным при разрушении вспененного шлака. Это говорит о аналогии процесса вспенивания шлака с другими жидкостями.

Поэтому можно с уверенностью сказать, что существует некоторая высота вспененного шлака  $\Delta H^c$ , начиная с которой ( $\Delta H < \Delta H^c$ ) стекание шлака отсутствует, так как во всех рёбрах устанавливается гидростатическое равновесие. По мере роста высоты вспе-

ненного шлака при  $\Delta H^c < \Delta H < \Delta H^0$  увеличивается содержанием в нём газа, что приводит к нарушению гидростатического равновесия в части рёбер и началу вытекания шлака. Однако на этом этапе высоты вспененного шлака недостаточно для того, чтобы нарушить гидростатическое равновесие в наибольшей части рёбер. Начиная с определённой высоты вспененного шлака, равной  $\Delta H^0$ , дополнительной нагрузки, создаваемой его высотой вспененного шлака, оказывается достаточно, чтобы нарушить гидростатическое равновесие в большей части рёбер фрактального дерева. А при  $\Delta H > \Delta H^0$  процессы стекания больше не зависят от высоты вспененного шлака, другими словами, достигается предельная высота вспенивания шлака или устанавливается равенство скоростей стекания шлака и выделения газовых пузырей из его объёма.

Для расчёта предельной высоты вспенивания сталеплавильного шлака (условие равенства скоростей вытекания шлака из столба пены и выделения газовых пузырей из объёма пены) воспользуемся формулой:

$$\Delta H \leq \Delta H^0 = \frac{\sigma_{жс}}{\rho_{жс} \cdot g \cdot r_0} \cdot \left( \frac{K_0}{K_{min}} - 1 \right), \quad (8)$$

где  $K_0$  – среднее значение кратности по всей высоте вспененного шлака;  $K_{min}$  – минимальная кратность в нижнем слое вспененного шлака ( $z = 0$ );  $r_0$  – средний радиус пузырьков образующих вспененный шлак, м;  $\rho_{жс}$  – плотность шлака, кг/м<sup>3</sup>;  $\sigma_{жс}$  – коэффициент поверхностного натяжения шлака, Н/м.

Смысл этой зависимости заключается в том, что для высоты столба пены существует некоторое  $\Delta H^0$  такое, что при условии  $\Delta H \leq \Delta H^0$  скорость поступления газа извне превышает скорость выделения газовых пузырей из объёма вспененного шлака, то есть скорость вытекания шлака будет происходить как угодно долго, что приведёт к росту высоты вспененного шлака. Однако, при  $\Delta H > \Delta H^0$  скорость поступления газа извне уравнивается скоростью выделения газовых пузырей из объёма вспененного шлака, что говорит о стабилизации его высоты.

Согласно фрактально-перколяционной модели для определения высоты  $n$ -ого уровня, в котором произойдёт нарушение гидростатического равновесия (скорость поступления газа извне равна скорости его выделения), используется формула:

$$\Delta H_n = \frac{k_1 \cdot \sigma_{жс}}{2,5 \cdot r_0 \cdot \rho_{жс} \cdot g} \cdot \sqrt{K} - \frac{2 \cdot \sigma_{жс}}{\rho_{жс} \cdot g \cdot r_0} \cdot \left[ 1 - \frac{\cos(\theta/2)}{0,48 \cdot 2^n} \right], \quad (9)$$

где  $k_1$  – коэффициент пропорциональности, учитывающий структуру вспененного шлака;  $K$  – кратность вспененного шлака;  $g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  $n$  – уровень фрактального дерева.

Используя полученную формулу, можно рассчитать предельную высоту вспенивания шлака ( $\Delta H^0$ ), начиная с которой время вытекания не зависит от величины  $\Delta H$ , то есть устанавливается равенство скоростей поступления газа в объём вспененного шлака и его выделения из него. Однако для использования данной формулы необходимо определить значение коэффициента  $k_1$  для условий вспенивания шлака в дуговых сталеплавильных печах.

Для определения значения коэффициента  $k_1$  воспользуемся экспериментальными

данными о толщине вспененного шлака в зависимости от приведённого расхода газа, полученными в промышленных условиях на дуговых сталеплавильных печах. В результате расчета среднее значение коэффициента  $k_I$  для условий вспенивания шлака в дуговых сталеплавильных печах составило 15,52. Результаты расчёта предельной высоты вспенивания шлака по формуле (9) для условий электроплавки стали представлены на рис. 8.

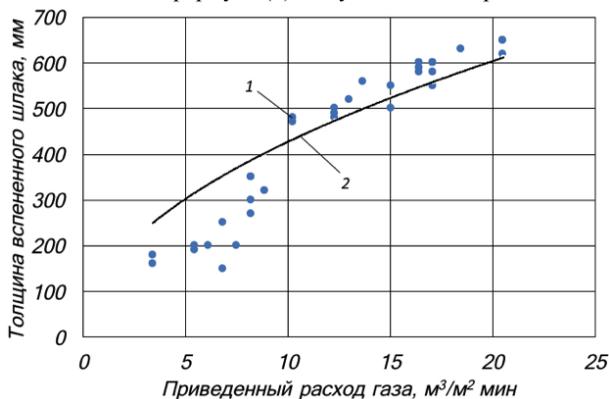


Рис. 8. Зависимость изменения уровня вспенивания сталеплавильного шлака в дуговой сталеплавильной печи от приведенного расхода газа. 1 – 150-т дуговая сталеплавильная печь; 2 – результаты расчета по формуле (9)

дённного расхода определяет газосодержание и объёмную плотность образующегося вспененного шлака. В свою очередь, эти параметры определяют толщину вспененного шлака.

Таким образом, можно утверждать, что в рамках данной модели можно получить адекватное описание процесса перераспределения жидкости в объёме вспененного шлака и рассчитать предельную высоту его вспенивания. Кроме того, с использованием данной модели можно исследовать факторы, влияющие на устойчивость шлака к разрушению, так как поддержание шлака во вспененном состоянии в дуговой сталеплавильной печи на протяжении всей плавки определяет энергоёмкость процесса в целом.

В результате исследования факторов, влияющих на устойчивость вспененного шлака, было установлено, что уменьшением радиуса пузырьков, образующих вспененный шлак, можно добиться различного уровня вспенивания сталеплавильного шлака в дуговой сталеплавильной печи. А именно, чем меньше размер пузырька, тем более высокий уровень вспенивания сталеплавильного шлака. С использованием полученной модели доказано, что увеличение уровня вспенивания шлака при наличии в шлаке поверхностно-активных веществ связано не столько со снижением величины поверхностного натяжения, сколько с увеличением прочности плёнок, образующихся на поверхности пузырьков. На основе фрактально-перколяционной модели объяснена причина повышенной вспениваемости гетерогенных сталеплавильных шлаков.

В четвёртой главе рассмотрены физико-химические закономерности плавления металлизированных окатышей в ванне дуговой печи, из которых следует, что в процессе

Анализ полученных данных показывает хорошую сходимость полученных результатов (разброс не более 10 %) с промышленными данными. Полученные с помощью фрактально-перколяционной модели данные о толщине вспененного шлака подтверждают, что величина приведённого расхода играет одну из ключевых ролей в процессе вспенивания шлака. Данный факт можно объяснить тем, что величина приве-

непрерывной загрузки металлизированных окатышей в ванну ДСП, в результате протекания тепло- массообменных процессов при нагреве и плавлении происходит окисление углерода металлизированных окатышей с образованием оксида и диоксида углерода. Это связано в первую очередь с тем, что металлизированные окатыши обладают развитой пористой структурой, что способствует формированию мелких пузырей оксида углерода в объёме шлака. Другими словами, по ходу непрерывной загрузки окатышей в ванну ДСП присутствуют основные факторы, обеспечивающие формирование пены и стабилизирующие её: достаточное количество углерода и кислорода; развитая пористая структура металлизированных окатышей; расположение фронта обезуглероживания в шлаке. В результате исследования роли металлизированных окатышей в процессе вспенивания шлака было установлено, что химический состав металлизированных окатышей, а именно содержание в них углерода, оказывает значительное влияние на процесс вспенивания шлака.

Для оценки степени влияния химического состава металлизированных окатышей (содержания реакционного углерода) на процесс вспенивания шлака, необходимо выполнить анализ статей расхода углерода металлизированных окатышей в процессе их нагрева в ванне ДСП. Известно, что при скорости нагрева металлизированного окатыша до 10 °С/мин практически полностью завершается процесс восстановления железа в твёрдом состоянии. В этом случае концентрация реакционного углерода в окатыше ( $C_p$ , %) соответствует стехиометрическому по отношению к кислороду его количеству, т.е.  $C_p = [O]/1,33$ , а его зависимость от величины степени металлизации можно рассчитать из уравнения материального баланса:

$$Fe_{об}^{ок} + [O]_{ок} + C_{ок} + B = 100\%, \quad (10)$$

где  $B$  – содержание пустой породы, %;  $[O]_{ок}$  – содержание кислорода в оксидах железа, %;  $Fe_{об}^{ок}$  – содержание железа общего, %;  $C_{ок} = C_{ок,р} + C_{ок,изб}$  – концентрация углерода в окатыше;  $C_{ок,изб}$  – содержание избыточного углерода в жидкости (шлаке), %.

Так как кислород, содержащийся в окатыше, связан с железом в виде  $(FeO)_{ок}$ , то уравнение (10) можно представить в виде:

$$Fe_{мет}^{ок} + (FeO)_{ок} + C_{ок} + B = 100 \%, \quad (11)$$

где  $Fe_{мет}^{ок}$  – содержание железа металлического, %;  $(FeO)_{ок}$  – содержание вюстита, %.

$$\text{Обозначив: } [O]_{ок} / C_{ок} = K; \quad B / Fe_{об}^{ок} = A; \quad Fe_{мет}^{ок} / Fe_{об}^{ок} = \varphi .$$

Тогда, выразив из (11)  $(FeO)_{ок}$ , составим систему уравнений:

$$\begin{cases} Fe_{об}^{ок} + K \cdot C_{ок} + C_{ок} + A \cdot Fe_{об}^{ок} = 100 \% \\ Fe_{мет}^{ок} + 4,49 \cdot K \cdot C_{ок} + C_{ок} + A \cdot Fe_{об}^{ок} = 100 \% \end{cases} . \quad (12)$$

Из первого уравнения системы (12) определим:

$$Fe_{об}^{ок} = (100 - (K + 1) \cdot C_{ок}) / (A + 1), \% . \quad (13)$$

Подставляя  $Fe_{об}^{ок}$  в уравнение два, системы (12) с учётом того, что  $A=0,058$ , получим:

$$C_{ок,р} = [((1 - \varphi) \cdot 100) / (7,25 - 2,33 \cdot \varphi)], \% \quad (14)$$

Анализ данных работы дуговой печи показал, что в реакцию с вюститом успевает вступить около 85 % реакционного углерода окатышей, т.е.

$$C_{ок} = [((1 - \varphi) \cdot 85) / (7,25 - 2,33 \cdot \varphi)], \% \quad (15)$$

Непрореагировавший реакционный углерод окатышей  $C_{ок,н}$  вместе с избыточным  $C_{ок,изб}$  переходит в металл. Непрореагировавший вюстит из внутренних слоёв окатышей остаётся в шлаке.

Таким образом, зная количество реакционного углерода в металлизированных окатышах можно определить величину приведённой скорости газа, выделяющегося при вторичном восстановлении окатышей с помощью следующего выражения:

$$W_{г} = \frac{\{v_{ок} \cdot \tau_{пл} - M_{ок}\} / \tau_{пл} \cdot 85 \cdot (1 - \varphi) \cdot 22,4 \cdot T_p}{100 \cdot 12 \cdot 293 \cdot F_e \cdot (7,25 - 2,33 \cdot \varphi)} \quad (16)$$

где  $v_{ок}$  – скорость непрерывной загрузки окатышей, кг/с;  $\tau_{пл}$  – время плавления окатышей, с;  $M_{ок}$  – масса монослоя окатышей, кг;  $F_e$  – площадь выделения  $CO$ ,  $m^2$ .

Для оценки относительной величины вспенивания сталеплавильного шлака в дуговой сталеплавильной печи при непрерывной загрузке металлизированных окатышей можно воспользуемся выражением (3).

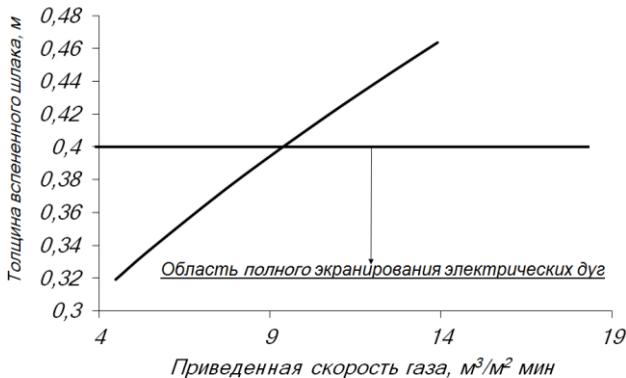


Рис. 9. Зависимость изменения уровня подъёма сталеплавильного шлака по ходу непрерывной загрузки металлизированных окатышей от приведённой скорости газа при  $\varphi=0,89$

те расчётов было установлено, что в зависимости от степени металлизации окатышей существует оптимальная скорость их загрузки в печь, обеспечивающая эффективное вспенивание шлака. Итак, в результате расчётов было установлено, что при степени металлизации  $\varphi = 89 \%$  и  $\varphi = 92 \%$ , оптимальная скорость загрузки составляет  $v_{ок} = 27$  кг/с и  $v_{ок} = 35$  кг/с соответственно.

Для обеспечения эффективного вспенивания шлака в процессе плавки коррозионностойкой стали рекомендуется использовать отходы, получаемые при производстве металлизированного сырья (шлак и металлизированную мелочь, образующиеся при производ-

Результаты расчёта позволили установить, что для обеспечения полного экранирования электрических дуг вспененным шлаком в период непрерывной загрузки металлизированных окатышей (длина дуги 400 мм) приведённая скорость выделения газа должна быть не менее  $10 m^3/мин$  на  $1 m^2$  площади ванны (рис. 9). Кроме того, в результа-

стве железа прямого восстановления от шахтных печей металлзации), при этом используется принцип протекания тепло- и массообменных процессов, происходящих при нагреве и плавлении металлзованных окатышей в ванне дуговой печи, описанный выше. Согласно предлагаемой технологии образующиеся отходы подвергаются холодному брикетированию с добавлением коксика. При этом можно получить брикеты различного химического состава и плотностью от  $3900 \div 4100 \text{ кг/м}^3$ . Удельная плотность полученных брикетов находится между величиной плотности шлака и металла, что позволяет сказать о том, что при такой плотности брикеты плавают на границе раздела «шлак» - «металл». Такое расположение брикетов в ванне ДСП, согласно имеющимся данным о механизме вспенивания шлака, является достаточно оптимальным, что обеспечивает протекание необходимых реакций газообразования.

Для оценки степени влияния брикетов, полученных из отходов при производстве железа прямого восстановления на вспениваемость сталеплавильного шлака, были выполнены расчёты по методике, изложенной выше. Результаты расчёта позволили установить, что для обеспечения полного экранирования электрических дуг вспененным шлаком (длина дуги 400 мм) приведённая скорость выделения газа должна быть не менее  $12 \text{ м}^3/\text{мин}$  на  $1 \text{ м}^2$  площади ванны. Анализируя полученные данные, можно сказать, что в зависимости от степени металлзации брикетов существует оптимальная скорость их загрузки в печь, обеспечивающая эффективное вспенивание шлака, а именно при  $\varphi = 66 \%$ ,  $v_{\text{бриккет}} = 14 \text{ кг/с}$ ;  $\varphi = 72 \%$ ,  $v_{\text{ок}} = 16 \text{ кг/с}$ .

В пятой главе изложены вопросы влияния вспененного шлака на процессы теплообмена в ДСП и выполнена оценка коэффициента использования тепла электрических дуг в зависимости от степени её экранирования. Известно, что основным источником энергии в ДСП является электрическая дуга, на её долю приходится около 60 % энергии, поступающей в печь. От величины коэффициента использования тепла (КИТ) электрических дуг зависит величина удельного расхода электроэнергии на тонну стали: чем больше величина КИТ электрических дуг, тем меньше удельный расход электроэнергии.

Величину коэффициента использования тепла электрических дуг ( $\eta_{\text{сум}}^{\text{эл.д}}$ ) можно определить с использованием следующего выражения:

$$\eta_{\text{сум}}^{\text{эл.д}} = \frac{0,8 \cdot P_{\text{а-к}} + 0,05 \cdot P_{\text{д}} + \phi_{\text{д-м}} \cdot (P_{\text{д}} - P_{\text{а-к}} - 0,05 \cdot P_{\text{д}})}{P_{\text{д}}}, \quad (17)$$

где  $P_{\text{д}}$  – мощность электрической дуги, идущая на нагрев и расплавление металла;  $P_{\text{а-к}}$  – мощность, которая выделяется в анодном и катодном пятне;  $\phi_{\text{д-м}}$  – средний угловой коэффициент излучения от электрической дуги на металл, характеризующий величину мощности, излучаемую электрической дугой на металлическую ванну.

Значение величины среднего углового коэффициента излучения электрической дуги на поверхность металлической ванны  $\phi_{\text{д-м}}$  определяется как сумма локальных угловых коэффициентов излучения дуги на элементарные площадки:

$$\phi_{\text{д-м}} = \sum_i^n \phi_{ik}. \quad (18)$$

Величина локального углового коэффициента излучения  $d\phi_k$  с поверхности элементарного цилиндра (дуги)  $dL_o$  на поверхность площадки определяется в соответствии с выражением:

$$d\phi_k = \frac{\cos \alpha_i \cdot \cos \beta_i \cdot F_k \cdot dL_o}{\pi^2 l_i^2 l_o}, \quad (19)$$

где  $\alpha$  – угол между нормалью  $N$  к оси цилиндра и направлением излучения тепла, град;  $\beta_i$  – угол между нормалью  $N_2$  к центру площадки и направлением излучения тепла, град;  $F_k$  – площадь площадки, м<sup>2</sup>;  $l_i$  – расстояние от цилиндра до площадки, м.

Локальный угловой коэффициент излучения линейного источника на поверхность площадки определяется интегрированием выражения (19) в пределах изменения угла  $\alpha$ . В зависимости от расположения площадки в рабочем пространстве величина локального углового коэффициента может быть определена по выражениям, представленным в таблице 2.

Результаты расчёта, характеризующие распределение плотности теплового потока от электрических дуг по поверхности металла, стен и свода, полученные с помощью математической модели позволяют выявить явно выраженные максимумы в области на поверхности ванны, которая расположена под электродами. Выполненные при различном значении степени открытости электрической дуги расчёты показали, что с увеличением величины ( $I_{омк}$ ) происходит возрастание величины теплового потока, и как следствие доли теплового потока, излучаемого на поверхность свода и стен печи. Другими словами, работа на более высокой ступени трансформатора ДСП, приводит к возрастанию величины теплового потока, падающего на поверхность шлакового расплава, водоохлаждаемых стен и свода печи за счёт увеличения длины электрической дуги, и переходу к режиму открытого горения электрических дуг, что и вызывает повышенное облучение поверхности свода и стен. Поэтому при экранировании электрических дуг вспененным шлаком мощность, которая передаётся шлаку, а через его слой за счёт теплообмена конвекцией и металлической ванне, значительно увеличивается вследствие более интенсивного подвода энергии от электрических дуг, что способствует усилению процесса нагрева металла в дуговой печи. При этом одновременно происходит перераспределение величины падающего теплового потока между сводом, стенами и шлаком (металлом) в сторону последнего, что благоприятно сказывается как на работе футеровки, так и на нагреве и плавлении окатышей в шлаке. Поэтому при работе на более высоких ступенях необходимо стремиться увеличить степень экранирования электрической дуги за счёт вспенивания шлака.

Как показывают расчёты плотности тепловых потоков, падающих на стеновые водоохлаждаемые панели дуговой печи, при различной степени открытости электрической дуги зоны, расположенные напротив электрода наименее экранированы от теплового излучения и плотность тепловых потоков, падающих на поверхность стен, достигает наибольших значений в этих зонах. Это можно объяснить влиянием электромагнитного выдувания электрических дуг из-под электродов, что приводит к уменьшению степени экранирования электрических дуг электродами. Для второй и последующих зон электрод затеняет часть дуги.

Таблица 2. Формулы для расчёта локальных угловых коэффициентов излучения от электрической дуги на площадку

№ п/п	Описание схемы взаимного расположения электрической дуги и поверхности, подвергающейся нагреву	Формула для расчёта величины локального углового коэффициента излучения от электрической дуги на площадку
1	2	3
1	Площадка расположена на горизонтальной плоскости, а электрическая дуга образует с этой плоскостью острый угол	$\phi_{\text{к}} = [F_{\text{к}} / (2\pi^2 r_{\text{д}})] \{ [\sin^2(\varphi + \beta) - \sin^2 \varphi] - \text{tg} \varphi [\beta + \cos(2\varphi + \beta) \sin \beta] \}$
2	Электрическая дуга и площадка расположены на плоскости, которая наклонена вправо от вертикальной оси и находится напротив электрической дуги	$\phi_{\text{к}} = [F_{\text{к}} / (2\pi^2 r_{\text{д}})] \{ \cos \varphi [\beta + \sin \beta \cos(\beta_1 - \beta_2)] - \sin \varphi (\sin^2 \beta_1 - \sin^2 \beta_2) \}$
3	Электрическая дуга и площадка расположены на плоскости, которая наклонена вправо от вертикальной оси, при этом центр площадки расположен напротив верхнего среза электрической дуги	$\phi_{\text{к}} = [F_{\text{к}} / (2\pi^2 r_{\text{д}})] \times \left[ \cos \varphi \left( \beta + \frac{1}{2} \sin 2\beta \right) - \sin \varphi \sin^2 \beta \right]$
4	Электрическая дуга и площадка расположены на плоскости, которая наклонена вправо от вертикальной оси, при этом центр площадки находится напротив нижнего среза электрической дуги	$\phi_{\text{к}} = [F_{\text{к}} / (2\pi^2 r_{\text{д}})] \times \left[ \cos \varphi \left( \beta + \frac{1}{2} \sin 2\beta \right) + \sin \varphi \sin^2 \beta \right]$
5	Электрическая дуга и площадка расположены на плоскости, которая наклонена вправо от вертикальной оси выше верхнего среза электрической дуги	$\phi_{\text{к}} = [F_{\text{к}} / (2\pi^2 r_{\text{д}})] \{ \cos \varphi [\beta + \sin \beta \cos(\beta_1 + \beta_2)] - \sin \varphi (\sin^2 \beta_1 - \sin^2 \beta_2) \}$
6	Электрическая дуга и площадка расположены на плоскости, которая наклонена влево от вертикальной оси, напротив электрической дуги	$\phi_{\text{к}} = [F_{\text{к}} / (2\pi^2 r_{\text{д}})] \{ \cos \varphi [\beta + \sin \beta \cos(\beta_1 - \beta_2)] + \sin \varphi (\sin^2 \beta_1 - \sin^2 \beta_2) \}$
7	Электрическая дуга и площадка расположены на плоскости, которая наклонена влево от вертикальной оси, выше среза электрической дуги	$\phi_{\text{к}} = [F_{\text{к}} / (2\pi^2 r_{\text{д}})] \{ \cos \varphi [\beta + \sin \beta \cos(\beta_1 + \beta_2)] + \sin \varphi (\sin^2 \beta_1 - \sin^2 \beta_2) \}$

Наличие в печи в данный момент вспененного шлака позволяет снизить облученность кладки стен печи за счёт лучшего экранирования дуги, что также даёт возможность работы при более высоком вторичном напряжении. Плотность потоков падающих излучений от электрических дуг на поверхность свода достигает максимальных значений на его периферии и снижается к центру печи. Это объясняется электромагнитным выдуванием дуг от центра печи к периферии и экранированием электродами центральной части свода от теплового излучения дуг. Таким образом, наличие в печи по ходу окислительного периода хорошо вспененного шлака и поддержание его уровня на заданном уровне позволяет существенно улучшить тепловую работу водоохлаждаемых элементов стен и свода дуговой сталеплавильной печи за счёт уменьшения величины облучённости стен и свода на  $100 \text{ кВт/м}^2$  и  $15 \text{ кВт/м}^2$  соответственно. Это подтверждается результатами расчёта коэффициента использования тепла электрических дуг, которые показывают, что по мере увеличения степени экранирования электрической дуги вспененным шлаком его величина возрастает с  $\eta_{\text{кат}}^{\text{эл.д}} = 0,40$  практически до  $\eta_{\text{кат}}^{\text{эл.д}} = 0,99$  (табл. 3). Другими словами, при обеспечении полного экранирования электрических дуг по ходу всей плавки можно добиться максимальной степени использования тепла электрических дуг, что позволяет повысить долю тепла передаваемой электрической дугой ванне на  $2,5 \text{ МВт/м}^2$ , тем самым увеличить в ванну вводимую мощность, скорость нагрева металла и сократить удельный расход электроэнергии на плавку.

Таблица 3. Сравнительные данные тепловой работы дуговой сталеплавильной печи при различной степени экранирования электрической дуги вспененным шлаком

Параметр	Процент экранирования вспененным шлаком электрической дуги, %					
	0	20	40	60	80	100
Длина неэкранированной шлаком части дуги, мм	450	360	216	86	17	0
Средний угловой коэффициент излучения электрической дуги на поверхность металла	0,35	0,46	0,57	0,66	0,78	1
Коэффициент использования тепла электрической дуги	0,4	0,5	0,6	0,68	0,79	0,99

Таким образом, исследованиями установлено, что при равных условиях проведения плавки стали для дуговых печей одинаковой мощности и вместимости, наибольший коэффициент использования тепла электрических дуг наблюдается при полном экранировании электрических дуг вспененным шлаком. Кроме того, за счёт экранирования электрических дуг шлаком и увеличения вводимой мощности можно добиться уменьшения длительности электроплавки и сократить удельный расход электроэнергии на тонну выплавляемой стали, что свидетельствует об эффективности и перспективности применения технологии вспенивания шлака на ДСП.

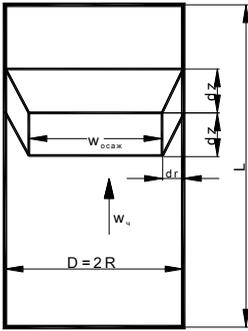


Рис. 10. Схема расчета осаждения частиц в слое вспененного шлака.

В первом разделе шестой главы проанализированы источники выделения пыли в дуговой сталеплавильной печи. Основным источником, повышающим долю выносимой пыли, является зона продувки металлической ванны кислородом. Выполнена оценка степени влияния высоты вспененного шлака на пылебрызгоунос из сталеплавильной ванны во время продувки металлической ванны кислородом. Анализ научнотехнической литературы показывает, что процесс осаждения пыли в шлаке достаточно сложен, так как на его эффективность влияет множество факторов. Для оценки эффективности осаждения частиц пыли в слое вспененного шлака, считали, что запылённый газовый поток в основном движется по каналам и выполнили расчёт в соответствии со схемой осаждения частиц на поверхность шлака, изображенной на рисунке 10.

В результате долю осевших частиц (эффективность осаждения) можно определить в соответствии с выражением:

$$\eta_{\text{шлак}} = (G_0 - G_x) / G_0 = 1 - \exp \left( -K \cdot Re^{-1/8} \frac{\Delta H}{D} \right), \quad (20)$$

где  $G_x$  – текущая концентрация пыли в газе,  $\text{г/м}^3$ ;  $G_0$  – исходная концентрация пыли в потоке,  $\text{г/м}^3$ ;  $D$  – диаметр канала;  $Re$  – критерий Рейнольдса;  $K = 0,136 \div 0,160$ .

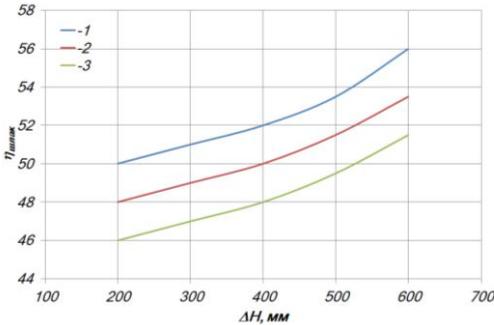


Рис. 11. Зависимость степени осаждения ( $\eta_{\text{шлак}}$ ) пыли струями ГСЗ с учетом влияния шлака от относительной величины вспенивания шлака  $\Delta H/H_0$  при различном числе Рейнольдса: 1 –  $Re=40 \cdot 10^3$ ; 2 –  $Re=35 \cdot 10^3$ ; 3 –  $Re=30 \cdot 10^3$ .

к снижению её выноса из рабочего пространства агрегата. Одним из наиболее эффективных способов, способствующих турбулизации потока отходящих газов, является создание над ванной газоструйной защиты из упругих струй (ГСЗ). Так, под воздействием энергии струй острого дутья, в объёме вспененного шлака возникают турбулентные пульсации, под воздействием которых происходит коагуляция частиц пыли.

Помимо обеспечения процессов коагуляции, наличие над зоной продувки ГСЗ

создает газодинамическую завесу, что также предотвращает вынос частиц пыли из рабочего пространства. Следовательно, газодинамические свойства турбулентного потока отходящих газов и упругих струй ГСЗ играют существенную роль в процессах осаждения пыли и дожигания СО в объёме вспененного шлака над ванной. Создание над зоной продувки ГСЗ позволяет снизить вынос крупной пыли (более 50 мкм), брызг металла практически на 40 %. Для оценки толщины вспененного шлака на эффективность осаждения технологической пыли воспользуемся формулой (20). Результаты расчета представлены на рисунке 11.

Анализ результатов расчёта показывает, что с повышением высоты вспененного шлака можно значительно снизить запыленность отходящих газов из дуговой сталеплавильной печи. Данный факт объясняется тем, что с увеличением высоты вспененного шлака увеличивается путь всплывания пыленесущих пузырей, которые разрушаются во время всплытия струями ГСЗ на более мелкие, что в свою очередь приводит к снижению скорости их всплытия и способствует задерживанию, и коагуляции пыли в шлаке. Обобщая полученные данные, можно сказать, что за счет действия ГСЗ происходит снижение пылевыведения крупной пыли (более 50 мкм) на 40 %, за счет подъема уровня шлака на 50÷55 %, то есть в общей сложности на 90÷95 %.

Для оценки роли осаждения технологической пыли в объёме вспененного шлака на энерготехнологические показатели выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи выполним расчет материального и энергетического баланса (таблица 4).

Таблица 4. Энергетический баланс электроплавки стали с учетом осаждения пыли за счет создания газоструйной защиты и вспенивания шлака.

Приход	кВт·ч	%	Расход	кВт·ч	%
Электроэнергия	466,79	67,77	Теплосодержание стали	396,7	57,6
Тепло экзотермических реакций:			Теплосодержание шлака	104,88	15,23
1. Si	7,94	1,15	Восстановление вюстита	3,31	0,48
2. Mn	4,24	0,62	Потери с пылью	10,75	1,56
3. C-CO <sub>2</sub>	82,15	11,93	Потери с газом	18,52	2,69
4. C-CO	104,23	15,13	Потери с водой и ч/з футеровку	126,22	18,33
5. Fe-Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,98	0,58	Электрические потери	28,28	4,11
6. Fe-FeO	8,68	1,26			
7. Fe в дым	10,65	1,55			
Всего	688,69	100	Всего	688,69	100

В результате расчёта материального и энергетического баланса плавки стали с учётом осаждения пыли в объёме вспененного шлака установлено, что применение ГСЗ и наличие хорошо вспененного шлака в дуговой сталеплавильной печи позволяет снизить расход электроэнергии на 1 % или 4,62 кВт·ч/т.

Во **втором разделе шестой главы** рассмотрены вопросы совершенствования энерготехнологического режима работы ДСП, направленные на разработку энергосберегающего режима электроплавки. Проблему разработки энергоэффективного режима электроплавки можно решить путём максимального экранирования электрических дуг, хорошо вспененным шлаком. Однако на процесс вспенивания шлака существенное влияние оказывает его фактическая температура и соответственно вязкость. Проведёнными исследованиями установлено, что по ходу электроплавки стали температура шлака на 80÷100 °С выше температуры металла. А в случае максимального экранирования электрических дуг хорошо вспененным сталеплавильным шлаком на протяжении всей плавки, величина перегрева шлака будет ещё выше. Повышенная температура шлака переводит шлак практически в гомогенное состояние, что ухудшает процесс его вспенивания. Для поддержания степени перегрева шлака на уровне, обеспечивающем поддержание шлака в гетерогенном состоянии, необходимо знать фактическую скорость нагрева металла в дуговой печи  $v_i^{факт}$  по ходу плавки, которую можно определить по изменению температуры металла по ходу плавки. Величина  $v_i^{факт}$  определяется главным образом количеством тепла, поступающего в ванну от электрических дуг, которую можно регулировать уровнем вспенивания шлака и тепловой мощностью печи, а также скоростью загрузки металлизированных окатышей в печь ( $v_{ок}$ ). Причём, используя в процессе плавки металлизированные окатыши, с различной степенью металлизации и изменяя скорость их загрузки, можно добиться эффективного вспенивания шлака.

В этой связи представляется необходимым разработать математическую модель изменения теплового состояния металлической ванны по ходу непрерывной загрузки металлизированных окатышей в печь. Под металлической ванной в данном случае будем понимать расплав металла и шлака, причём температуру металлической ванны примем равной во всех её точках.

Изменение температуры расплава с учётом изменения массы ванны можно представить в виде следующего уравнения:

$$(G_0 + v_{ок} \cdot \tau) \cdot c_m^T (dT / d\tau) = q_{пол} - q_{ок}^{нагр} - q_{ок}^{пл} - q_{расп} - q_{хим} - q_{со} - q_{пот}, \quad (21)$$

где  $G_0$  – масса металла в ДСП до начала загрузки окатышей, кг;  $v_{ок}$  – скорость загрузки окатышей, кг/с;  $\tau$  – время, с;  $c_m^T$  – теплоёмкость металла, Дж/(кг·°С);  $T$  – текущая температура металла, °С;  $q_{пол}$  – полезный тепловой поток на ванну от внешних источников с учётом вспенивания шлака, Вт;  $q_{ок}^{нагр}$  – количество тепла, идущего на нагрев поверхности окатыша до температуры плавления, Вт;  $q_{ок}^{пл}$  – количество тепла, идущего на плавление окатышей, Вт;  $q_{расп}$  – количество тепла, идущего на нагрев образующегося расплава при его слиянии с ранее накопленным, Вт;  $q_{хим}$  – количество тепла, идущего на протекание физико-химических процессов, Вт;  $q_{со}$  – количество тепла, теряемого ванной с отходящими газами, Вт;  $q_{пот}$  – количество тепла, теряемого через кладку в окружающую среду.

Для обеспечения оптимального энерготехнологического режима плавки металлизированных окатышей в ванне ДСП, на основе полученных в ходе исследований данных был

разработан алгоритм расчёта теплового состояния ванны ДСП по ходу выплавки стали. Алгоритм основан на принципе учёта рациональной степени шлака, оптимальной скорости подачи металлизированных окатышей в печь, а также условия постоянного погружения электрической дуги в слой вспененного шлака  $\Delta H \geq l_d$  и представлен на рисунке 12.

С помощью данного алгоритма было изучено влияние скорости подачи металлизированных окатышей в ванну печи на температуру металла. Результаты моделирования, представлены на рисунке 14.

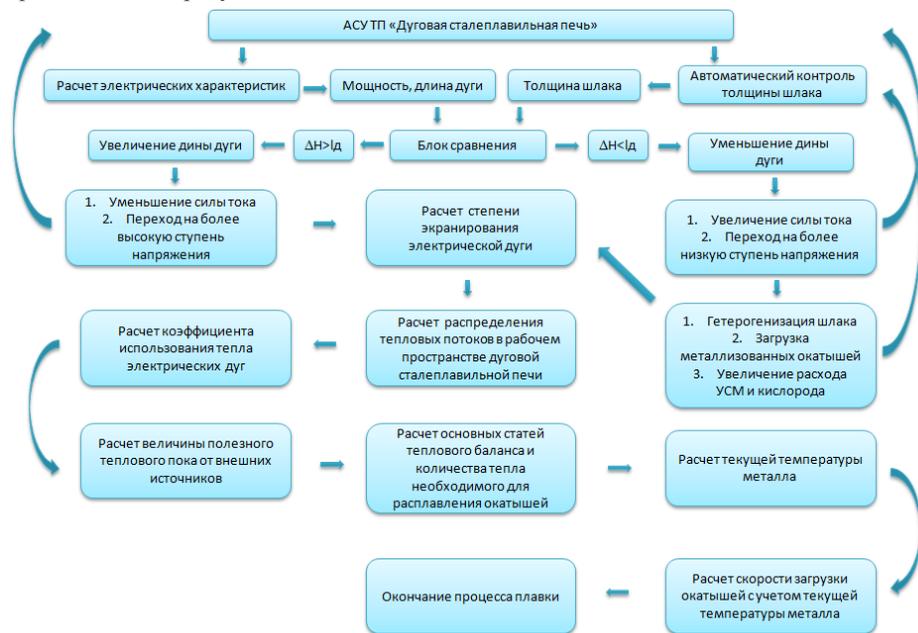


Рис. 12. Блок-схема модели расчёта параметров энерготехнологического режима при выплавке стали в дуговой печи

Анализ представленной на рисунке 13 зависимости показывает, что с увеличением скорости загрузки металлизированных окатышей в печь происходит снижение конечной температуры металла, что говорит о снижении скорости нагрева металла. Это, в свою очередь, говорит о более низкой по ходу плавки температуре шлака, что создаёт более благоприятные условия для поддержания шлака в гетерогенном состоянии и как следствие создаёт условия для вспенивания шлака. Кроме того, повышенная скорость загрузки металлизированных окатышей приводит к увеличению объёма образующегося газа за счёт протекания процессов довосстановления оксидов железа, содержащихся в окатышах, и обеспечивающего развитие процесса вспенивания шлака.

С помощью данного алгоритма также было изучено влияние массы загружаемых металлизированных окатышей на степень снижения температуры металла. Результаты моделирования представлены на рисунке 14.

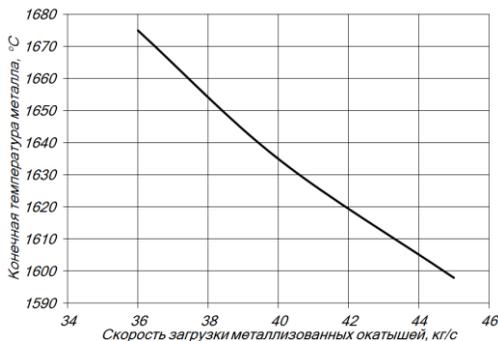


Рис. 13. Зависимость изменения конечной температуры металла в зависимости от скорости загрузки металлized окатышей в печь

Сравнение полученных с помощью математической модели данных с производственными данными по температуре металла в 150-т дуговой печи по ходу непрерывной загрузки окатышей, свидетельствует о хорошей их сходимости, что подтверждает адекватность предложенной математической модели.

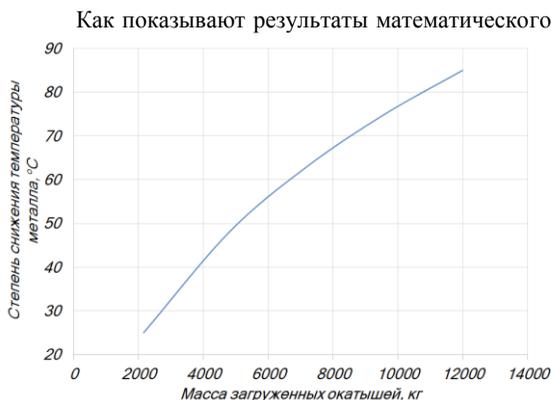


Рис. 14. Зависимость степени снижения температуры металла от массы загруженных окатышей.

Как показывают результаты математического моделирования, организация энерготехнологического режима с экранированием электрических дуг хорошо вспененным шлаком позволяет повысить скорость нагрева металла (рис. 15, кривая 5) и температуру металла по ходу непрерывной загрузки металлized окатышей в ванну дуговой печи. Это, в свою очередь, позволит увеличить скорость загрузки окатышей в печь.

Анализ данных представленных на рисунке 14, показывает, что для снижения фактической температуры шлака на 60–80 °C необходимо загрузить в печь от 4000 кг до 10000 кг. Это позволит поддержать шлак в гетерогенном состоянии и обеспечить эффективное вспенивание шлака.

Изменение графика скорости загрузки металлized окатышей, путём её увеличения к концу плавки с 44 кг/с до 47 кг/с и с 15 кг/с до 17 кг/с, позволит поддерживать шлак в гетерогенном состоянии в конце плавки и обеспечить его эффективное вспенивание. Это, в свою очередь, позволит сократить время плавки под током в среднем на 1,5 минуты, сократить удельный расход электроэнергии в среднем на 0,5 % и повысить производительность дуговой сталеплавильной печи.

Результаты расчёта температуры металлической ванны по ходу непрерывной загрузки металлized окатышей в ДСП представлены на рисунке 15, кривая 3.

Изменение графика скорости загрузки металлized окатышей, путём её увеличения к концу плавки с 44 кг/с до 47 кг/с и с 15 кг/с до 17 кг/с, позволит поддерживать шлак в гетерогенном состоянии в конце плавки и обеспечить его эффективное вспенивание. Это, в свою очередь, позволит сократить время плавки под током в среднем на 1,5 минуты, сократить удельный расход электроэнергии в среднем на 0,5 % и повысить производительность дуговой сталеплавильной печи.

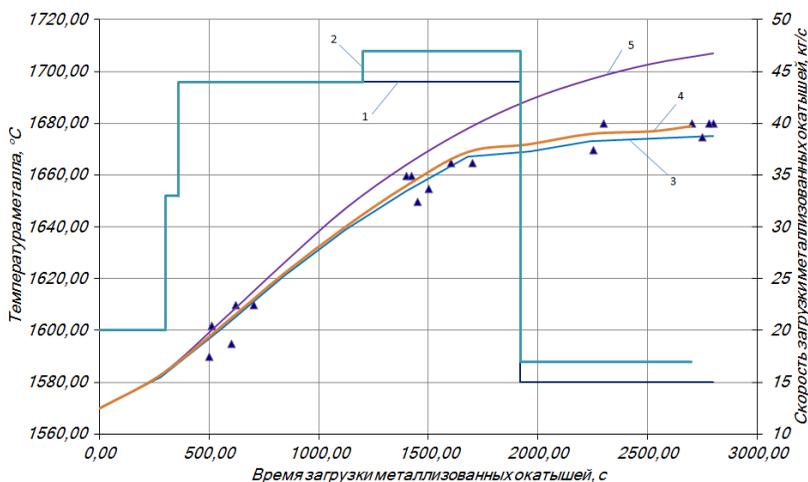


Рис. 16. График изменения температуры расплава в ДСП работающей по технологии с непрерывной загрузкой окатышей: 1 – график изменения скорости загрузки металлized окатышей без экранирования электрических дуг вспененным шлаком; 2 – график изменения скорости загрузки металлized окатышей с экранированием электрических дуг вспененным шлаком; 3 – изменение температуры расплава при ведении плавки без экранирования электрических дуг вспененным шлаком; 4 – изменение температуры расплава при ведении плавки с экранированием электрических дуг в объеме вспененного шлака с измененным графиком загрузки металлized окатышей; 5 – изменение температуры расплава при ведении плавки с экранированием электрических дуг в объеме вспененного шлака; ▲ – экспериментальные данные.

Таким образом, предложенный алгоритм (рис. 12) расчёта энерготехнологических параметров выплавки стали в дуговой печи позволяет рассчитать основные параметры теплового состояния ванны ДСП, с учётом постоянного контроля положения электрической дуги в объеме вспененного шлака и оптимального уровня перегрева металлической ванны, с целью достижения заданной его температуры перед выпуском. Так, применение энерготехнологического режима работы 150-т ДСП с нагревом шлака электрическими дугами, погруженными в объем вспененного шлака, позволяет достичь более высоких скоростей нагрева металла (рис. 15) и плавления металлized окатышей, что обеспечивает снижение энергоёмкости производства стали и получение высоких технико-экономических показателей электроплавки стали, то есть, при соблюдении стандартности технологического и шлакового режимов электроплавки металлized окатышей с учётом установленных закономерностей и полного экранирования электрических дуг (длина дуги  $l_0 \leq \Delta H$ ) наблюдается уменьшение плотности тепловых потоков от электрических дуг на водоохлаждаемые элементы и огнеупорную футеровку печи, что способствует повышению уровня теплоусвоения ванны ( $\Delta q_6$ , МВт), и как следствие, позволяет увеличить скорость загрузки металлized окатышей ( $v_{ок}$ , кг/с) в печь.

Другими словами, применение рационального энерготехнологического режима с преимущественным расположением электрических дуг в объёме вспененного шлака, при соблюдении условий оптимального шлакообразования, позволяет сократить продолжительность плавления окатышей за счёт увеличения ( $v_{ок}$ ), а также снизить удельный расход электроэнергии и повысить КПД агрегата. Это подтверждается опытными данными, полученными для условий работы 150-т дуговой сталеплавильной печи.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ ПО РАБОТЕ

В диссертации экспериментальными и теоретическими исследованиями установлены ранее не изученные закономерности вспенивания шлака, изучен механизм образования вспененного шлака, определено влияние температуры ликвидус и вязкости на вспениваемость сталеплавильных шлаков, а также установлены взаимосвязи между процессами вспенивания шлака, интенсивности нагрева и обезуглероживания металла, выполнена оценка эффективности осаждения пыли в объёме вспененного шлака, научно обоснована применимость **теории перколяции и фракталов** для математического описания процесса вспенивания шлака, разработана математическая модель теплового состояния ДСП, установлены рациональные режимы работы электродуговой печи при выплавке стали на основе вспенивания шлака, совокупность которых является инженерной основой для проектирования новых и эксплуатации существующих ДСП и представляет решение социально-экономически важной актуальной проблемы обеспечения снижения энергоёмкости производства стали. Внедрение результатов обеспечивает значительный вклад в развитие экономики России за счёт повышения производительности до 10 %, снижения удельного расхода электроэнергии на 0,5 %, снижения выноса крупной пыли до 90 %, а также существенное развитие науки в области энергосберегающих технологий выплавки стали на основе вспенивания шлаков.

## ОСНОВНЫЕ ВЫВОДЫ ПО ДИССЕРТАЦИИ

1. На основе экспериментальных исследований изучен характер изменения высоты вспененного шлака по ходу выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи и получена зависимость изменения относительной толщины шлака от величины приведённого расхода  $w_p$ .
2. В результате экспериментальных исследований установлен механизм образования вспененного шлака, который состоит из двух стадий: 1) формирование в процессе объёмного обезуглероживания двухфазной области, представляющей собой систему, состоящую из корольков металла различной величины в шлаке и капелек шлака в жидком металле; 2) образование в двухфазной области большого количества мелких пузырьков газа, обеспечивающих вспенивание сталеплавильного шлака.
3. На основе исследований процесса шлакообразования при непрерывной загрузке металлизированных окатышей в дуговую печь определены области различной степени вспенивания шлаков: 1) хорошо пенящихся шлаков ( $16\div19\% \text{ FeO}$ ,  $50\div57\% \text{ CaO}$ ,  $10\div12\% \text{ MgO}$ ,  $21\div23\% \text{ SiO}_2$ ); 2) слабо пенящихся шлаков ( $20\div22\% \text{ FeO}$ ,

**40÷49 % CaO, 12÷14 % MgO, 24÷26 % SiO<sub>2</sub>); 3) не пенищихся шлаков (23÷27 % FeO, 33÷39 % CaO, 14÷16% MgO, 28÷30 % SiO<sub>2</sub>).**

4. На основе полимерной модели определено влияние температуры ликвидус и вязкости шлака на процесс вспенивания шлака по ходу загрузки металлизированных окатышей в печь, установлены новые закономерности стабилизации процесса вспенивания шлака путём регулирования его фактической температуры.
5. Разработана новая методика оценки способности сталеплавильного шлака к пенообразованию, позволяющая определить по физико-химическим свойствам шлака необходимую величину приведённого расхода газа (скорость образования вспененного шлака  $\overline{w}_{\text{сп}}^{\text{пенн}} = \sigma / \mu$ ), обеспечивающую эффективное вспенивание шлака.
6. Установлено, что загрузка металлизированных окатышей в ДСП оказывает существенное влияние на процессы вспенивания шлака за счёт выделения реакционного оксида углерода в результате взаимодействия содержащихся в них оксидов железа и углерода в процессе нагрева и плавления.
7. Установлено, что в процессе непрерывной загрузки металлизированных окатышей в ванну дуговой сталеплавильной печи присутствуют основные факторы, обеспечивающие формирование пены и стабилизации её: 1) достаточное количество углерода и кислорода; 2) протекание реакции обезуглероживания в шлаке; 3) развитая пористая структура металлизированных окатышей.
8. Установлено, что в зависимости от степени металлизации окатышей существует оптимальная скорость их загрузки в печь, обеспечивающая эффективное вспенивание сталеплавильного шлака: 1) при степени металлизации  $\varphi = 89\%$ , скорость загрузки не менее 27 кг/с; 2) при степени металлизации  $\varphi = 92\%$ , скорость загрузки не менее 35 кг/с.
9. Установлено, что устойчивое вспенивание сталеплавильного шлака обеспечивается при выделении реакционного CO с удельной скоростью не менее 10 м<sup>3</sup>/мин на 1 м<sup>2</sup> площади ванны.
10. Получено новое уравнение, позволяющее определить высоту его вспенивания в зависимости от степени металлизации окатышей и скорости их загрузки в печь.
11. Предложена технология вспенивания шлака при выплавке коррозионностойкой стали в дуговой печи, заключающаяся в том, что отходы металлургического производства (шлам шахтных печей металлизации, металлизированная мелочь, окалина, известь, электродная крошка) брикетируются с мелкодисперсным коксиком и полученный брикет подаётся в печь для образования, вспененного шлака.
12. Сформулирован механизм осаждения частиц пыли в объёме вспененного шлака, согласно которому основными механизмами осаждения частиц в слое вспененного шлака, является турбулентная диффузия частиц, которая обеспечивает подпитку процесса частицами и поперечная турбулентная миграция.
13. Получено уравнение, позволяющее оценить эффективность осаждения технологической пыли в объёме вспененного шлака в зависимости от скорости движения газа, высоты вспененного шлака и размера частиц.

14. Впервые предложена модель с применением **теории перколяции и фракталов**, описывающая механизм разрушения вспененного шлака.
15. Получено выражение, позволяющее рассчитать предельную высоту вспенивания шлака, в зависимости от приведённого расхода вспенивающего газа и учитывающее основные параметры, определяющие процесс вспенивания шлака (диаметр пузырьков, поверхностное натяжение шлака, коэффициент характеризующий структуру вспененного шлака  $k_f=15$ ).
16. Разработана математическая модель расчёта параметров энерготехнологических показателей выплавки стали в дуговой печи, отличающаяся от аналогов тем, что учитывает основные параметры теплового состояния ДСП в процессе непрерывной загрузки металлизированных окатышей в печь, включая контроль положения электрической дуги в объёме вспененного шлака и влияние массы загружаемых металлизированных окатышей на уровень перегрева шлака и высоту вспенивания шлака.
17. Разработана энергосберегающая технология электроплавки на основе поддержания рациональной степени перегрева ванны над линией ликвидус путём изменения скорости подачи металлизированных окатышей в ванну дуговой сталеплавильной печи, при постоянном контроле положения электрической дуги в объёме вспененного шлака, которая позволяет увеличить скорость загрузки окатышей в печь и сократить длительность плавки под током на 1,5 минуты, а также уменьшить удельный расход электроэнергии в среднем на 0,5 %.
18. Даны научно обоснованные рекомендации по совершенствованию тепловых, технологических и энергетических показателей дуговой сталеплавильной печи с учётом факторов, отвечающих за тепловое состояние ванны, высоты вспененного шлака, параметров загрузки окатышей, которые позволяют существенно повысить энерготехнологические и технико-экономические показатели работы дуговых печей и повысить их эффективность.

### **Основные публикации по теме диссертации** **Публикации в рецензируемых журналах из списка ВАК**

1. Кожухов А. А. Исследование поведения конвертерной ванны с применением газодинамической пылеочистки над зоной продувки в конвертере / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, Г. А. Карпенко // Известия Вузов. Чёрная металлургия. – 2000. – № 9. – С. 16-19.
2. Кожухов А. А. Моделирование газодинамической пылеочистки над зоной продувки в конвертере / Э. Э. Меркер, А. А. Кожухов // Известия Вузов. Чёрная металлургия. – 2000. – № 11. – С. 52-55.
3. Кожухов А. А. Модель газодинамической пылеочистки для кислородно-конвертерного процесса / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер // Известия Вузов. Чёрная металлургия. – 2001. – № 1. – С. 50-52

4. Кожухов А. А. Исследование эффективности продувки конвертерной ванны двухъярусным потоком кислорода методом математического моделирования / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер // Известия Вузов. Чёрная металлургия. – 2001. – № 7. – С. 17–20.
5. Кожухов А. А. Исследование аэродинамических характеристик системы встречных газовых потоков над зоной продувки в конвертере / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер // Известия Вузов. Чёрная металлургия. – 2002. – № 1. – С. 1-14.
6. Кожухов А. А. Меркер Э. Э. Исследование процессов пылеосаждения технологической пыли в шлаке при продувке металла кислородом / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер // Известия Вузов. Чёрная металлургия. – 2002. – № 2. – С. 74.
7. Кожухов А.А. Экологически чистая технология конвертерной плавки стали на основе применения газодинамической защиты в агрегате / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер // Известия Южного федерального университета. – 2002. – Т. 29. – № 6. – С. 159-160.
8. Кожухов А. А. Исследование переходной зоны шлак-металл в ванне дуговой печи на холодной модели / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, В. В. Федина // Известия Вузов. Чёрная металлургия. – 2005. – № 1. – С. 24-26.
9. Кожухов А. А. Исследование эффективности режима дожигания оксида углерода в конвертере / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, Г. А. Карпенко // Известия Вузов. Чёрная металлургия. – 2005. – №5. – С. 20-23.
10. Кожухов А.А. Теплофизика дожигания оксида углерода над зоной продувки в конвертере / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, Г. А. Карпенко // Фундаментальные исследования. – 2005. – № 2. – С. 46-47.
11. Кожухов А.А. Математическая модель газоструйной пылеочистки в конвертере / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер // Современные наукоемкие технологии. – 2005. – № 1. – С. 24
12. Кожухов А. А. Исследование нагрева и плавления окатышей в зоне горения электрической дуги / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, А. В. Сазонов // Известия Вузов. Чёрная металлургия. – 2008. – № 7. – С. 13-15.
13. Кожухов А. А. Изучение режима нагрева металлошихты электрической дугой в печи с применением электродов различной конструкции / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, А. В. Сазонов // Вестник ЧерГУ. – 2008. – № 3. – С. 35-39.
14. Кожухов А. А. Анализ теплообмена в дуговой печи при плавке металлизированных окатышей / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, А. В. Сазонов // Известия Вузов. Чёрная металлургия». – 2010. – № 5. – С. 37-40.
15. Кожухов А. А. Исследование эффективности утилизации технологической пыли в слое вспененного шлака кислородного конвертера / А. А. Кожухов // Металлург. – 2010. – № 9. – С. 38-40.
16. Кожухов А. А. Моделирование газоструйной пылеочистки над зоной продувки кислородного конвертера / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, А. А. Шевченко // Металлург. – 2010. – № 9. – С. 41-44.
17. Кожухов А. А. Способы утилизации технологической пыли в слое вспененного шлака кислородного конвертера / А.А. Кожухов // Сталь. – 2011. – № 12. – С. 71-75.

18. Кожухов А. А. Исследование процесса вспенивания сталеплавильного шлака и его влияния на тепловую работу дуговой сталеплавильной печи / А. А. Кожухов, В. В. Федина, Э. Э. Меркер // *Металлург.* – 2012. – № 3. – С. 42-44.
19. Кожухов А. А. Разработка системы управления температурным режимом дуговой сталеплавильной печи, работающей с непрерывной загрузкой металлизированных окатышей и вспениванием печного шлака /А. А. Кожухов, А. С. Ткачев, И. В. Рябинин // *Металлург.* – 2012. – № 1. – С. 34-38.
20. Меркер Э. Э. Анализ эффективности применения газоструйной системы для дожигаания газов и пылеосаждения в конверторном процессе / Э. Э. Меркер, А. А. Кожухов, Л. Н. Королькова, Г. А. Карпенко // *Международный журнал экспериментального образования.* – 2012. – № 4. – С. 97.
21. Кожухов А. А. Исследование роли металлизированных окатышей при вспенивании сталеплавильного шлака в современных дуговых сталеплавильных печах / А. А. Кожухов // *Электрометаллургия.* – 2012. – № 11. – С. 11-15.
22. Ткачев А. С. Исследование облученности стен дуговой сталеплавильной печи с применением электродов различной конструкции / А.С. Ткачев, А. А. Кожухов, Э.Э. Меркер // *Известия ВУЗов. Черная Metallургия.* – 2012. – № 9. – С. 10-12.
23. Кожухов А. А. Оценка изменения уровня вспенивания сталеплавильного шлака в кислородном конвертере с точки зрения теории протекания и фрактальной геометрии / А. А. Кожухов // *Металлург.* – 2013. – № 1. – С. 46-51.
24. Ткачев А. С. Исследование энергетических режимов работы современных дуговых сталеплавильных печей при использовании различных типов электродов / А.С. Ткачев, А.А. Кожухов, Э. Э. Меркер, И.В. Рябинин // *Известия ВУЗов. Черная Metallургия.* – 2013. – № 1. – С.6-9.
25. Ткачев А. С. Оценка эффективности тепловой работы водоохлаждаемых элементов дуговой сталеплавильной печи при работе на электродах различной конструкции / А. С. Ткачев, А.А. Кожухов, Э. Э. Меркер // *Известия ВУЗов. Черная Metallургия.* – 2013. – № 1. – С.10-12.
26. Кожухов А. А. Влияние химического состава шлака на его способность вспениваться по ходу продувки ванны в кислородном конвертере / А. А. Кожухов // *Сталь.* – 2013. – № 4. – С. 20-22.
27. Кожухов А.А. Исследование влияния вязкости и температуры плавления конвертерного шлака на его вспенивание / А. А. Кожухов // *Сталь.* – 2014. – №2. – С. 15-19.
28. Кожухов А.А. Исследование влияния химического состава шлака на его способность вспениваться в дуговой сталеплавильной печи / А. А. Кожухов // *Электрометаллургия.* – 2014. – №12. – С.18-23.
29. Кожухов А. А. Экспериментальное изучение влияния полого (трубчатого) электрода на характеристики горения электрической дуги в дуговой сталеплавильной печи / А. А. Кожухов, А. С. Ткачев, Е. Н. Мельников // *Известия ВУЗов. Черная Metallургия.* – 2015., – № 3, – С. 207-209.

30. Кожухов А. А. Оценка коэффициента использования тепла электрических дуг при плавке под вспененным шлаком в современных ДСП / А. А. Кожухов // *Электрометаллургия*. – 2015. – №6. – С. 3-9.

#### **Монографии**

1. Кожухов А. А. Теория газоструйного пылеосаждения над зоной продувки в кислородном конвертере: монография / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер. – Старый Оскол: ООО «ТНТ», 2011. – 207 с.
2. Кожухов А. А. Теория газоструйного пылеосаждения. Оптимизация дутьевого режима кислородного конвертера: монография / А. А. Кожухов. – LAP LAMBERT Academic Publishing, 2011. – 129 с.
3. Кожухов А. А. Энергосберегающие технологии выплавки стали на основе вспенивания сталеплавильных шлаков: монография / А. А. Кожухов. – LAP LAMBERT Academic Publishing, 2011. – 357 с.

#### **Патенты**

1. Меркер Э. Э. Способ пылеосаждения над зоной продувки в конвертере / Э. Э. Меркер, А. А. Кожухов, С. В. Казаков, В. П. Лузгин, Г. А. Карпенко // Патент № 2369641 Бюллетень открытий и изобретений №28 от 10.10.2009 г.
2. Меркер Э. Э. Дуговая печь для выплавки стали с использованием металлизированных окатышей / Э. Э. Меркер, А. А. Кожухов, В. Б. Крахт, А. А. Гришин, А. В. Сазонов // Патент № 2374582 Бюллетень открытий и изобретений №33 от 27.11.2009 г.
3. Тимофеева А. С. Способ выплавки стали в электрических печах / А. С. Тимофеева, Т. В. Никитченко, А. А. Кожухов, Н. А. Киселева, Е. Н. Мельников // Решение о выдаче патента на изобретение по заявке № 2014131160/02(050075) от 30.11.2015.

#### **Публикации в других изданиях**

1. Разработка модели газоструйной системы для дожига CO и утилизации пыли над зоной продувки сталеплавильной ванны: материалы Международной научно-практической конференции «Автоматизированный печной агрегат – основа энергосберегающей технологии металлургии XXI века» / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, Г. А. Карпенко. – М.: МИСиС, 2000. – С. 187-189.
2. Энергосберегающий режим продувки конвертерной ванны кислородом: труды девятого конгресса сталеплавильщиков, г. Старый Оскол, 17-19 октября 2006 г. / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, Г. А. Карпенко. – Москва, 2007. – С. 236.
3. Исследование поведения и состояния вспененной ванны с применением газоструйной пылеочистки над зоной продувки в конвертере: труды Всероссийской электронной конференции «Современная металлургия начала нового тысячелетия» / А. А. Кожухов. – Липецк: ЛГТУ, 2001. – Ч. 2. – С. 26-29.
4. Разработка математической модели и моделирование газоструйной пылеочистки для кислородно-конвертерного процесса: труды Всероссийской научно-технической конференции «Современная металлургия начала нового тысячелетия» / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер. – Липецк: ЛГТУ, 2001. – Ч.2. – С. 118-120.

5. Исследование процессов пылеосаждения в шлаке при продувке металла кислородом: материалы II Международной научно-практической конференции «Автоматизированный печной агрегат – основа энергосберегающей технологии металлургии XXI века» / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер. – М.: МИСиС, 2002. – С. 176-177.
6. Исследование применения двухъярусных кислородных фурм с целью синхронизации процессов нагрева и обезуглероживания конвертерной ванны: материалы Международной научной конференции «Современные сложные системы управления» / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер. – Старый Оскол, 2002. – С. 221-223.
7. Математическая модель управления конвертерной плавкой на основе применения двухъярусных фурм с отдувом: труды научно-технической конференции с международным участием «Информационные технологии в инновационных проектах» / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер. – Ижевск, 2003. – С.36-38.
8. Совершенствование режима электроплавки металлизированного железорудного сырья в дуговой сталеплавильной печи: сборник материалов IV Международной научно-технической конференции, посвященной 120-летию И.П. Бардина «Прогрессивные процессы и оборудование металлургического производства» / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, В. В. Федина. – Череповец: ЧГТУ, 2003. – С. 48-51.
9. Исследование аэродинамических и теплофизических характеристик системы встречных газовых потоков над зоной продувки конвертера: труды Международной научно-практической конференции «Нелинейная динамика металлургических процессов и систем» / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер. – Липецк, 2003. – С. 52-57.
10. Разработка математической модели управления процессами нагрева и обезуглероживания конвертерной ванны: труды XXIII Российской школы по проблемам науки и технологии / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер. – Миасс, 2003. – С. 339-347.
11. О рациональном использовании природного газа в конвертерах с комбинированным дутьем: сборник тезисов Международной научно-практической конференции «Рациональное использование природного газа в металлургии» / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, Г. А. Карпенко. – М.: МИСиС, 2003. – С. 120-121.
12. Интенсификация плавления металлизированных окатышей в ДСП с применением вертикальной водоохлаждаемой фурмы: материалы международной научно-технической конференции молодых специалистов «Азовсталь-2005» / А.А. Кожухов. – Мареуполь, 2005. – С. 26.
13. Пути снижения пылеобразования в сталеплавильных агрегатах: сборник научных трудов Международной научно-технической конференции «Современная металлургия начала нового тысячелетия» / А. А. Кожухов. – Липецк, 2008. – С. 105-110.
14. Алгоритм управления процессом вспенивания в конвертерной ванне: сборник научных трудов международной научно-технической конференции «Современная металлургия начала нового тысячелетия» / А. А. Кожухов. – Липецк, 2008. – С. 126-130.
15. Kozhukhov A. A. Cold modeling of slag—metal transition zone in an arc-furnace bath / E. E. Merker, A. A. Kozhukhov, A. I. Kochetov, V. V. Fedina, A. A. Grishin // Steel in Translation. – 2005. – Т. 35. – № 1. – С. 514-516.

16. Kozhukhov A.A. Pellet heating and melting in the combustion zone of an electric arc / A.A. Kozhukhov, G.A. Karpenko, E.E. Merker, A.V. Sazonov // *Steel in Translation*. – 2008. – Т. 38. – № 7. – С. 514-516.
17. Kozhukhov A. A. Temperature distribution in electrodes of arc smelting furnace / A. A. Kozhukhov, G. A. Karpenko, E. E. Merker, A. V. Sazonov // *Steel in Translation*. – 2008. – Т. 38. – № 9. – С. 703-705.
18. Моделирование газоструйной пылеочистки над зоной продувки кислородного конвертера: сборник научных трудов V научно-практической конференции «Энергосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты. Экология. Безопасность технологических процессов» 27 сентября – 2 октября / А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, А. А. Шевченко. – Москва, 2010. – С. 99-107.
19. Исследование эффективности утилизации технологической пыли в слое вспененного шлака кислородного конвертера: сборник научных трудов V научно-практической конференции «Энергосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты. Экология. Безопасность технологических процессов», 27 сентября – 2 октября / А. А. Кожухов. – Москва, 2010. – С. 93-99.
20. Основные пути интенсификации процесса утилизации технологической пыли в объеме вспененного шлака. // Сборник научных трудов V научно-практической конференции «Энергосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты. Экология. Безопасность технологических процессов», 27 сентября – 2 октября / А. А. Кожухов. – Москва, 2010. – С. 107-111.
21. Об особенностях электроплавки металлизированных окатышей в дуговой печи с полыми электродами: сборник научных трудов V научно-практической конференции «Энергосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты. Экология. Безопасность технологических процессов», 27 сентября – 2 октября / А. А. Кожухов. – Москва, 2010. – С. 283-292.
22. Kozhukhov A. A. Modeling gas-jet dust-cleaning above the blowing zone in an oxygen converter / A. A. Kozhukhov, E. E. Merker, A. A. Shevchenko // *Metallurgist*. – 2010. – Volume 54. – Numbers 9-10. – Pages 585-590.
23. Kozhukhov A. A. Study of the efficiency of using process dust in a layer of foamed slag in an oxygen converter / A. A. Kozhukhov // *Metallurgist*. – 2010. – Volume 54. – Numbers 9-10. – Pages 580-584.
24. Kozhukhov A. A. System for controlling the temperature regime of an arc steelmaking furnace operated with the continuous charging of metallized pellets and foaming of the furnace slag / A. A. Kozhukhov, A.S. Tkachev, I.V. Ryabinin // *Metallurgist*. – 2012. – Volume 56. – Numbers 1-2. – Pages 17-22.
25. Ткачев А. С. // Разработка методики расчета и оценка рациональной скорости загрузки металлизированных окатышей в дуговую печь при использовании различных типов электродов / А. С. Ткачев, А. А. Кожухов, Э. Э. Меркер, И. В. Рябинин // "Бюллетень научно-технической и экономической информации «Черная металлургия». – 2012. – № 10. – С. 54-57.

26. Kozhukhov A. A. Role of Prereduced Pellets in the Slag Foaming in Modern EAFs / A. A. Kozhukhov // Russian Metallurgy (Metally). – 2013. – № 6. – С. 406-409.
27. Оценка устойчивости процесса вспенивания сталеплавильного шлака с точки зрения теории протекания и фрактальной геометрии: сборник трудов XIII Международного конгресса сталеплавильщиков 12 – 18 октября 2014 г. / А. А. Кожухов. – Москва - Полевской, 2014. – С. 93-97.

## **Объявление о защите диссертации на соискание ученой степени кандидата наук**

Диссертационный совет Д 212.132.02 при Национальном исследовательском технологическом университете «МИСиС», 119049, Москва, Ленинский проспект, 6, объявляет, что Кожухов Алексей Александрович представил диссертацию на соискание ученой степени доктора технических наук «Развитие научных основ вспенивания сталеплавильных шлаков с целью повышения энерготехнологических показателей производства стали в дуговых сталеплавильных печах» по специальности 05.16.02 – «Металлургия черных, цветных и редких металлов».

Защита диссертации состоится 27 октября 2016 г.

Текст объявления о защите диссертации и полный текст диссертации размещены на сайте НИТУ «МИСиС» 17 марта 2016 г. по адресу: <http://old.misis.ru/about-university/news/kozuhov-aleksej-aleksandrovich>