

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Государственное образовательное учреждение высшего  
профессионального образования  
«Сибирский государственный индустриальный университет»  
Российская академия естественных наук

*Посвящается 70-летию кафедры  
теплофизики и промышленной экологии  
ГОУ ВПО «Сибирский государственный  
индустриальный университет»*

**ВЕСТНИК  
ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ СЕКЦИИ  
РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ  
ЕСТЕСТВЕННЫХ НАУК**

Отделение металлургии

*Сборник научных трудов*

Выпуск 13

Под редакцией профессора Г.В. Галевского

Новокузнецк  
2004

УДК 669.1(06)+669.2/.8.(06)+621.762(06)+669.017(06)  
ББК 34.3я4  
В 387

**В 387 Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии:** Сборник научных трудов. Вып. 13 / Редкол.: Г.В. Галевский (главн. ред.) и др.: Сибирский государственный индустриальный университет. – Новокузнецк, 2004. – 210 с., ил.  
ISBN 5-7806-0172-0

Препринтное издание сборника статей, подготовленных авторскими коллективами, возглавляемыми действительными и почетными членами и членами-корреспондентами РАЕН, других профессиональных академий, профессорами вузов. Представлены работы по направлениям металлургия черных и цветных металлов и сплавов, порошковая металлургия и композиционные материалы, физика металлов и металловедение, экономика, управление и экология на предприятиях, проблемы высшего образования.

Федеральная целевая программа «Интеграция».  
Сборник реферируется в РЖ Металлургия.  
Ил. 50, табл. 21, библиогр. назв. 163

*Редакционная коллегия:* д.т.н., проф., д.ч. РАЕН, вице-президент РАЕН *В.Ж. Аренс*; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН *Г.В. Галевский* (главн. редактор), СибГИУ; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН, чл.-корр. РАН *А.В. Елютин*, Гиредмет; к.х.н., проф., д.ч. МАНЭБ *Н.М. Кулагин*, СибГИУ; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН *В.А. Роменец*, МИСиС; к.х.н., проф., советник РАЕН *В.В. Руднева* (отв. секретарь), СибГИУ; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН *В.С. Стрижко*, МИСиС; к.т.н., доц. *М.В. Темлянец* (отв. секретарь), СибГИУ; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН *Г.И. Эскин*, ВИЛС.

*Рецензент:* профессор, доктор технических наук, д.ч. МАН ВШ  
*С.М. Кулаков*

УДК 669.1(06)+669.2/.8.(06)+621.762(06)+669.017(06)  
ББК 34.3я4

© Сибирский государственный индустриальный университет, 2004  
ISBN 5-7806-0172-0

## СВЕДЕНИЯ О РУКОВОДИТЕЛЯХ АВТОРСКИХ КОЛЛЕКТИВОВ

Аввакумов Е.Г.	д-р хим. наук, проф., ИХТТИМ СО РАН, г. Новосибирск
Бурылёв Б.П.	д-р техн. наук, проф., д.ч. Нью-Йоркской АН, ОАО НИИМонтаж, г. Краснодар
Галевский Г.В.	д-р техн. наук, проф., д.ч. РАЕН, СибГИУ, г. Новокузнецк
Глезер А.М.	д-р физ.-мат. наук, проф., Институт металло- физики и функциональных материалов им. Г.В. Курдюмова ЦНИИЧермета им И.П. Бар- дина, г. Москва
Громов В.Е.	д-р физ.-мат. наук, проф., д.ч. Международной Академии энерго-информационных наук, Сиб- ГИУ, г. Новокузнецк
Быстров В.А. Козлов Э. В.	д-р техн. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк д.ф.-м.н., проф., д.ч. МАН ВШ, ТГАСУ, г. Томск
Мойсов Л.П.	д-р техн. наук, проф., д.ч. АТН РФ ОАО НИИМонтаж, г. Краснодар
Павленко С.И.	д-р техн. наук, проф., чл.-корр. Междунаро- дной Академии инженерных наук, д.ч. Нью- Йоркской АН, д.ч. МАН ВШ, СибГИУ, г. Новокузнецк
Перетяцько В.Н.	д-р техн. наук, проф., чл.-корр. Академии ин- женерных наук, СибГИУ, г. Новокузнецк
Спирин Н.А.	д-р техн. наук, проф., УГТУ, г. Екатеринбург
Стариков В.С.	д-р техн. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк
Федотов В.М.	д-р техн. наук, проф., д.ч. Академии проблем качества, СибГИУ, г. Новокузнецк
Цемехман Л.Ш.	д-р техн. наук, проф., д.ч. РАЕН, ОАО «Ин- ститут ГИПРОНИКЕЛЬ», г. Санкт-Петербург
Черепанов К.А.	д-р техн. наук, проф., д. ч. МАНЭБ, чл.-корр. САН ВШ, НФИ КемГУ, г. Новокузнецк

## СОДЕРЖАНИЕ

<b>ПРЕДИСЛОВИЕ.....</b>	<b>7</b>
<b>КАФЕДРЕ ТЕПЛОФИЗИКИ И ПРОМЫШЛЕННОЙ ЭКОЛОГИИ СИБГИУ – 70 ЛЕТ.....</b>	<b>8</b>
<i>Г.В. Самохвалов, С.Г. Коротков</i>	9
Кафедре теплофизики и промышленной экологии СибГИУ – 70 лет .....	9
<i>К.А. Черепанов, Е.Н. Темлянцева, М.В. Темлянцев, А.А. Терре</i>	
Современные тенденции в области получения строительного и огнеупорного кирпича .....	13
<i>В.С. Стариков, В.В. Орлов</i>	
Разработка автоматизированных технологических расчетов металлургических ковшей.....	16
<i>В.С. Стариков, М.В. Темлянцев, В.В. Орлов</i>	
Влагосодержание и сушка футеровок ковшевых емкостей в металлургии .....	18
<i>А.Ю. Сюсюкин, М.В. Темлянцев, Н.В. Темлянцев</i>	
Совершенствование конструкции методических печей ОАО «НКМК» .	22
<i>А. Ю. Мельников, В.Н. Перетьяко, Э.А. Тукмачев, М.В. Темлянцев</i>	
Опыт перевода регенеративных нагревательных колодцев на нагрев непрерывнолитых заготовок рельсовой стали .....	25
<i>М.В. Темлянцев, Н.В. Темлянцев, А.Ю. Сюсюкин</i>	
Исследование глубины обезуглероженного слоя рельсов .....	29
<b>МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ.....</b>	<b>34</b>
<i>Б.П. Бурyleв, В.Е. Крицкий, Л.Ш. Цемехман</i>	
Измерение давления насыщенного пара расплавов системы кобальт-сера.....	35
<i>С.Н. Гаврилов, В.Е. Крицкий, Б.П. Бурyleв, Л.П. Мойсов</i>	
Метод расчета распределения азота между металлическим и шлаковым расплавами .....	44
<i>В.А. Долинский, А.А. Пермяков, М.И. Карпенко</i>	
Металлургические свойства частично металлизированного агломерата ....	50
<i>В.А. Долинский, Л.Д. Никитин, С.Ф. Бугаев, В.П. Горбачев</i>	
Выплавка чугуна с пониженным содержанием кремния на магнезиально- глиноземистых шлаках .....	57
<i>Д.А. Лубяной, А.Ф. Софрошенков, Е.В. Мантрова, В.В. Требинская, В.И. Кудашкин</i>	
Разработка химического состава и технологии подготовки расплава для изделий из термостойкого чугуна и втулок для насосов для перекачки жидкого кислорода.....	64

<i>В.А. Дорошенко, Б.В. Дорошенко</i> Влияние марганца и отношения фосфора к кремнию в фосфористом чугуне на процесс шлакообразования.....	69
<i>В.П. Горбачев, В.А. Долинский, Л.Д. Никитин</i> Аналитическая концепция процессов горения кокса в горне доменной печи.....	73
<i>Н.А. Спириин, С.В. Казанцев, А.И. Перминов, К.А. Щипанов</i> Современные принципы построения и реализации компьютерных систем поддержки принятия решений для управления сложными системами в металлургии (на примере доменной плавки) .....	79
<i>В.М. Федотов, В.А. Долинский, А.И. Владимиров</i> К вопросу о переработке шламов доменного производства.....	85
<i>В.А. Дорошенко, А.А. Пермяков, Б.В. Дорошенко</i> Петрографическое исследование образцов извести, пропитанной синтетическими шлаками.....	91
<i>А.И. Иванов, Г.В. Галевский, В.В. Руднева</i> К вопросу освоения Удоканского медного месторождения и строительства горно-металлургического предприятия (сообщение 1)..	100
<i>А.И. Иванов, Г.В. Галевский, В.В. Руднева</i> К вопросу освоения Удоканского медного месторождения и строительства горно-металлургического предприятия (сообщение 2)..	109
<b>ПОРОШКОВАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ И КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ.....</b>	<b>122</b>
<i>О.А. Полях, Г.В. Галевский</i> Современное состояние и перспективы применения ультрадисперсного порошка карбида кремния в качестве компонента композиционных материалов .....	123
<i>С.И. Павленко, М.В. Луханин, Е.Г. Аввакумов</i> Высокопрочная и огнеупорная керамика из вторичных минеральных ресурсов.....	131
<i>Н.С. Анашкин, С.И. Павленко</i> Отвальные мартеновские шлаки – сырье для производства стали и композиционных строительных материалов различного назначения ...	136
<i>С.И. Павленко, Е.В. Филиппов, Е.А. Автушко, Н.С. Анашкин, О.П. Афиногенов</i> Исследование вторичных отходов ООО «Сталь КМК» для использования в дорожном строительстве .....	143
<i>В.А. Быстров</i> Композиционные материалы с барьерным покрытием для высокотемпературного износа.....	151

<b>ФИЗИКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ .....</b>	<b>158</b>
<i>Д.Н. Алешин, А.М. Глезер, С.В. Коновалов, В.Е. Громов, В.В. Пискаленко</i> Создание в высококремнистом железе мелкокристаллической структуры .....	159
<i>С.В. Коновалов, В.В. Грачев, А.В. Громова, В.Я. Целлермаер, Э.В. Козлов</i> Формирование дислокационных субструктур в стали аустенитного класса при усталости.....	162
<i>М.П. Ивахин, Ю.Ф. Иванов, О.В. Соснин, Э.В. Козлов, С.В. Коновалов, В.Е. Громов</i> Роль электростимулирования в формировании градиентной структуры закаленной стали 60ГС2 .....	168
<i>О.С. Лейкина, Ю.Ф. Иванов, В.Е. Громов, Э.В. Козлов, В.В. Пискаленко</i> Эволюция структуры и фазового состава усталостно-нагруженной стали 08Х18Н10Т в процессе токового воздействия .....	175
<b>ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И ЭКОЛОГИЯ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ .....</b>	<b>179</b>
<i>В.А. Быстров, Н.И. Новиков, И.С. Оськин</i> Управление инновационной активностью и развитием металлургических предприятий.....	180
<i>Л.В. Ноздря</i> Лизинг как форма инвестиционного кредитования обновления горной техники .....	186
<i>Е.Г. Майсеенок, О.А. Надеева</i> Совершенствование учета и анализа производства и реализации готовой продукции (на ОАО «Новокузнецкий полиграфкомбинат»).....	192
<i>Н.В. Журавлева, Т.А. Бобкова</i> Органические загрязнители воздуха промышленных зон при работах с пропитанными креозотом шпалами .....	198
<b>ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ .....</b>	<b>203</b>
<i>А.В. Феоктистов, Т.В. Мусатова</i> Мониторинг системы менеджмента качества в вузе .....	204
<b>К СВЕДЕНИЮ АВТОРОВ.....</b>	<b>208</b>

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Настоящий выпуск сборника научных трудов посвящен 70-летию кафедры теплофизики и промышленной экологии ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет». В первом разделе сборника представлена подборка статей творческих коллективов сотрудников кафедры, ученых и аспирантов по различным направлениям научных исследований в области металлургической теплофизики и промышленной экологии: вопросам совершенствования конструкций и режимов тепловой работы нагревательных печей, проблемам экологии и использования вторичных ресурсов, сушки футеровок металлургических ковшей, а также основные этапы развития и становления кафедры, история ее возникновения, основные достижения в учебной и научной деятельности.

В сборнике авторскими коллективами из городов Москва, Санкт-Петербург, Краснодар, Екатеринбург, Новосибирск, Томск, Новокузнецк представлены статьи, объединенные общим направлением деятельности отделения металлургии горно-металлургической секции РАЕН. Материалы посвящены решению различных актуальных проблем металлургии, материаловедения, экономики и управления на предприятиях, высшего образования, а именно повышению качества чугуна, изучению свойств металлургического сырья, описанию и разработке математических моделей для решения комплекса технологических задач доменного производства, освоения Удоканского медного месторождения, переработки отходов, изучения структуры и свойств износостойких композиционных наплавочных материалов, влияния токовых воздействий на структуру и фазовый состав сталей, формирования рациональных программ управления инновационными потоками предприятия, внедрения лизинговых схем как форм инвестиционного кредитования обновления горной техники, мониторинга системы менеджмента качества в вузе и др.

Интеграция и обмен опытом всегда были лучшими традициями российского научного сообщества, направленными на подъем отечественного промышленного производства, разработку и внедрение новых, перспективных технологий. Редакционная коллегия сборника благодарит авторов за активное участие и приглашает читателей к дальнейшему конструктивному взаимодействию.

**КАФЕДРЕ ТЕПЛОФИЗИКИ И ПРОМЫШЛЕННОЙ  
ЭКОЛОГИИ СИБГИУ – 70 ЛЕТ**

УДК 378:669.045(091)

Г.В. Самохвалов, С.Г. Коротков

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## КАФЕДРЕ ТЕПЛОФИЗИКИ И ПРОМЫШЛЕННОЙ ЭКОЛОГИИ СИБГИУ – 70 ЛЕТ

В статье представлены основные этапы развития и становления кафедры теплофизики и промышленной экологии. Рассказано об истории ее возникновения, основных достижениях, преподавателях и сотрудниках, внесших значительный вклад в учебную и научную деятельность кафедры.

Нынешняя специальная кафедра теплофизики и промышленной экологии Сибирского государственного индустриального университета была организована в 1934 г. как общетехническая кафедра металлургических печей для преподавания дисциплин «Металлургические печи», «Топливо и огнеупоры», «Общая теплотехника», «Гидравлика». Впоследствии к ним добавили курс «Контрольно-измерительные приборы (КИП) и автоматика». При кафедре были учебно-исследовательские лаборатории по топливу и огнеупорам, в которых при участии работников кафедр металлургии чугуна и физической химии проводились исследования свойств кузнецких углей и других шихтовых материалов, а так же местного сырья для огнеупорного цеха Кузнецкого металлургического комбината (КМК) и заводов строительной промышленности.

В штате кафедры сначала было три преподавателя и два лаборанта. Заведовать кафедрой назначили М.С. Спиридонова, одновременно исполнявшего обязанности научного сотрудника.

В 1940 году в тогдашний Сибирский институт черных металлов прибыл молодой кандидат технических наук И.С. Назаров, защитивший диссертацию в Уральском политехническом институте, и сменил М.С. Спиридонова на посту заведующего кафедрой. В 1941 году он издал учебник «Основы теории промышленных печей», на соответствующем тому времени уровне освещающий вопросы тепломассообмена и механики газов.

В годы Великой Отечественной войны институт из специально отстроенного для него корпуса с паркетными и кафельными полами был переселен в одноэтажный тесовый барак, где студенты только слушали лекции, научно-исследовательскую работу преподаватели вели в цехах КМК и других заводов.

В послевоенные годы появились возможности улучшения качества обучения за счет организации новых лабораторий: общей теплотехники, гидравлики, КИП и автоматики, металлурги-теплотехники под общим руководством М.А. Глинкова подготовили учебник «Металлургические печи», в составе авторов которого был И.С. Назаров.

В 1955 году И.С. Назаровым был организован первый набор студентов по специальности «Металлургические печи», и кафедра стала специальной, выпускающей. В первом выпуске было всего 14 инженеров, но впоследствии набор и, соответственно, выпуск увеличились.

В 1959 году от кафедры отделилась часть специалистов во главе с проф. П.М. Масловским и образовала кафедру «Автоматизация металлургических производств».

Еще в 60-е годы прошедшего века по просьбе предприятий города Новокузнецка кафедра организовала подготовку инженеров по очистке газов, а в 1982 году это начинание было окончательно узаконено приказом об открытии специальности «Улавливание и утилизация пылей и газов».

В 1974 году кафедре было так же поручено организовать подготовку инженеров по специальности «Теплогазоснабжение и вентиляция». Коллективу кафедры пришлось затратить немало времени и энергии, чтобы подготовить все необходимое для качественной подготовки учебного процесса. Для преподавания были приглашены специалисты из институтов «Сантехпроект» и «Промстройпроект», часть членов кафедры из металлургов-теплотехников прошла стажировки в строительных вузах. В 1982 году кафедра теплогазоснабжения и вентиляции в составе шести преподавателей стала самостоятельной и вошла в состав строительного факультета со своими лабораториями и с хорошим методическим обеспечением.

За прошедшие годы количество выпускников кафедры перевалило за 2000, они работают по всей территории бывшего Советского Союза от Комсомольска-на-Амуре до Белгорода, от Норильска до Алмалыка.

В настоящее время кафедра готовит инженеров по специальности «Теплофизика, автоматизация и экология промышленных печей» (специализации: «Теплофизические основы конструирования и эксплуатация промышленных печей» и «Промышленная экология»). В 2003 году произведен первый набор студентов на специальность «Металлургия техногенных и вторичных ресурсов».

Преподаватели кафедры участвовали в подготовке национальных инженерных и научных кадров в Китайской Народной Республике, Арабской Республике Египет, Алжирской Народно-демократической Республике.

Для своих нужд кафедра готовит специалистов как в области тепло-массопереноса, теплофизики и металлургических процессов, так и в области экологии.

В годы Великой Отечественной войны работники кафедры непосредственно на заводах вели исследования, связанные с текущими потребностями в организации технологических процессов производства военной продукции, в основном – выплавки и термообработки броневой стали. Основные работы, как и в послевоенные годы, проводились на КМК, а в последствии – на Западно-Сибирском металлургическом комбинате. Основное направление большинства работ – нагрев стали в пламенных печах и сопутствующие ему процессы. Но решались и другие задачи, связанные с производством металла. Так д.т.н., проф. Масловским П.М. проводились исследования тепловой работы мартеновских печей на основе теории подобия; на Кузнецком заводе ферросплавов к.т.н., доц. Мароном В.Д. и к.т.н., проф. Самохваловым Г.В. проводились исследования с целью улучшения работы ферросплавных печей в условиях ограничения электропотребления; В.В. Юшкиным был исследован температурный режим лещадей доменных печей КМК в процессе их износа, что позволило контролировать их состояние по показаниям термопар.

Вопросами скоростного нагрева и совершенствования его режимов занимались к.т.н., доцент И.С. Назаров и к.т.н., доценты Е.И. Корочкин, Г.В. Самохвалов, В.В. Стерлигов. Много в этом направлении сделали и делают в настоящее время д.т.н., профессор В.С. Стариков и его ученики – аспиранты. Разработкой новых топливосжигающих устройств, в том числе с применением кислорода, занимались И.С. Назаров (автогенные горелки), Г.В. Самохвалов (плоскопламенные горелки), Г.И. Черныш (высокоскоростные топливо-кислородные горелки), В.В. Стерлигов и С.Г. Коротков. Проблемами экологии и использования вторичных ресурсов занимаются д.т.н., профессор К.А. Черепанов и к.т.н., доцент Е.П. Волюнкина; новые способы получения железорудных окатышей и повышения их качества разрабатывает к.т.н., доцент В.М. Павловец.

При освоении новых мощностей ЗСМК выполнены эффективные исследовательские работы на нагревательных колодцах и по изучению окисления стали в цикле производства, определению стоимости нагрева по переделам (доценты Е.И. Корочкин, Е.Л. Медиокритский, Ю.Е. Михайленко). Совместно с институтом «Теплопроект» разработаны и внедрены новые конструкции компактных радиационных рекуператоров для нагревательных печей металлургического и машиностроительного производства (Е.Л. Медиокритский).

По данным, полученным кафедрой совместно с работниками теплотехнической лаборатории КМК, институтом «Стальпроект» была разработана серия плоскопламенных горелок для газовых смесей на основе коксового и доменного газов. Горелки этого типа были установлены на нагревательных печах КМК и ЗСМК, на зажигательных горнах агло-известкового производства ЗСМК, где успешно работают и в настоящее время, обеспечивая качественное зажигание шихты и значительную экономию топлива.

На ВДНХ, в свое время, успешное внедрение горелок в производство было отмечено серебряной медалью.

По результатам исследований теплового состояния слитков, напряженного состояния стали в области упругих и пластических деформаций разработаны рекомендации по ускорению нагрева слитков на ЗСМК, заготовок в прокатных цехах КМК и ЗСМК. В настоящее время работа в этом направлении успешно продолжается.

По результатам исследовательских работ коллективом кафедры получено 168 авторских свидетельств и патентов.

Большая работа была проведена кафедрой по организации редакции и типографии для выпуска журнала «Известия высших учебных заведений. Черная металлургия». Эта работа в 1957 году была поручена И.С. Назарову. Он же стал первым его редактором, а ассистенты Самохвалов Г.В. и Черныш Г.И. были отправлены в длительные командировки по заводам Украины и Урала рекламировать новый, пока еще неизвестный журнал и приглашать заводских работников к сотрудничеству.

В настоящее время в коллективе кафедры 15 преподавателей, 5 лаборантов; из преподавателей 3 профессора, 10 доцентов. В новых для них условиях они по-прежнему ведут научную и учебную работу, сотрудничая с работниками промышленных предприятий и обеспечивая учебный процесс методической литературой, учебными пособиями, лабораторным оборудованием.

УДК 504.062.2' 47

К.А.Черепанов, Е.Н. Темлянцева, М.В. Темлянцев, А.А. Терре\*

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк,

\*Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет», г. Новокузнецк

## СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В ОБЛАСТИ ПОЛУЧЕНИЯ СТРОИТЕЛЬНОГО И ОГНЕУПОРНОГО КИРПИЧА

В статье рассмотрены перспективные технологии получения строительного и огнеупорного кирпича, неформованных огнеупоров на основе связующих нового поколения, позволяющие утилизировать твердые промышленные отходы.

В настоящее время проблема охраны окружающей среды и рационального использования природных ресурсов имеет глобальное значение. Соответственно, решение проблемы рециклинга отходов в промышленно развитых странах мира играет важную роль в их экономике и экологической безопасности. В последние годы наблюдается оживление на рынке идей и технологий в области переработки и утилизации промышленных отходов не только за рубежом, но и в России. Современной тенденцией в производстве технической керамики и строительных изделий является создание композиционных материалов дисперсного упрочнения, в том числе керамобетонов, которые могут быть как обжиговые, так и безобжиговые. Они представляют собой гетерогенные, полифракционные композиции, состоящие из крупного заполнителя, промежутки между зёрнами которого заполнены дисперсной керамической связкой с образованием прочного конгломерата. Интересна эволюция развития огнеупорных бетонов на высокоглиноземистом цементе (ВГЦ). Если в обычных огнеупорных бетонах содержание ВГЦ составляет 10-15 %, то очередным шагом их развития была разработка бетонов с низким (4-8 %) и сверхнизким (1-2 %) содержанием ВГЦ. Последним достижением в этой области является получение бесцементных бетонов на наносвязках, например, кремнезоля. В качестве специфического компонента новых бетонов используют добавки ультрадисперсных порошков (УДП) и комплексные связки, обеспечивающие низкую водопотребность, необходимые реологические свойства (тиксотропию), а в дальнейшем высокую механическую прочность в различных температурных интервалах.

Идея получения композиционного материала матричной структуры была реализована при изготовлении строительного кирпича из шламистой (глиноподобной) части хвостов рудообогатительных фабрик [1]. В соответствии с патентом РФ № 20057022 ее предварительно гранулируют для получения гранул диаметром 5-10мм, последние затем обрабатывают сухой измельченной глиной в количестве 15-25 % в смесителе, а полученную сырьевую массу прессуют при давлении 10-30 МПа. Изготовленный кирпич-сырец далее обжигают при температуре 950-1050 °С. При максимальном содержании хвостов в сырьевой смеси равном 80 % был получен строительный кирпич со следующими характеристиками: предел прочности при изгибе 6,7-8,3 МПа, морозостойкость 35 циклов, средняя плотность 1,78-1,81 г/см<sup>3</sup>. Изготовление жаростойких и огнеупорных изделий из боя футеровок тепловых агрегатов нами было основано на использовании связующего нового поколения – водной керамической вяжущей суспензии (ВКВС) кремнеземистого состава, изготавливаемой по специально разработанной безотходной экологически чистой технологии. Особенностью технологии получения технической керамики на указанной связке является следующее: при взаимодействии кремниевой кислоты, имеющейся в ВКВС, с тонкодисперсной частью твердой фазы сырьевой смеси создаются условия для реализации механизма конденсационного структурообразования, включающего объединение твердых частиц в пространственную решетку с возникновением межчастичных фазовых контактов, а также процессов поликонденсации продуктов гидратации межфазовых прослоек. Таким образом, создается матричный материал, в котором распределены грубодисперсные частицы. Известно, что процесс поликонденсации обеспечивает получение высоких технологических свойств уже после сушки. В частности при формообразовании виброуплотнением, высушенные при температуре 130-150 °С образцы имели прочность на сжатие 14,0 – 23,0 Н/мм<sup>2</sup> (меньшие значения для шамотных, большие – для динасовых), что сравнимо с величиной этой характеристики у обычных формованных огнеупорных изделий после обжига (у шамотных – 12-20 Н/мм<sup>2</sup>, у динасовых – 18,0 – 25,0 Н/мм<sup>2</sup>). Легковесные теплоизоляционные огнеупоры, полученные с использованием механизма конденсационного структурообразования, имели прочность на сжатие втрое большую по сравнению с требуемой по ГОСТ 5040-96. Широкую область применения ВКВС имеет при производстве неформованных огнеупоров, выполняемых по бетонной технологии, а так же покрытий, обмазок, ремонтных масс. Особую привлекательность монолитные футеровки приобретают в случаях использования в качестве заполнителя отходов огнеупорного производства, боя огнеупорных изделий бывших в употреблении. В значительной степени это связано с гораздо более низкой стоимостью футеровки, а в некоторых случаях более высокими эксплуатационными свойствами по сравнению с футеровками на основе первичных материалов. Хорошие эксплуатационные свойства огнеупорных

обмазок были получены при использовании боя шамотных огнеупоров в качестве заполнителя и связки – ВКВС. Разработанные составы рекомендованы к применению в теплоэнергетике при ремонте обмуровок паровых и водяных котлов [2]. В условиях повышения требований к качеству первичного алюминия, снижения его себестоимости особую актуальность приобретают вопросы повышения стойкости футеровок вакуумных и разливочных ковшей. Традиционные шамотные кирпичные футеровки в значительной степени исчерпали свой ресурс стойкости. Наличие кладочных швов существенно снижает срок эксплуатации ковша. Расплавленный алюминий, обладающий высокой проникающей способностью затекая в поры и швы кладки интенсифицируя ее износ. Проведенные исследования по применению защитной обмазки показали положительный результат [3] не только в плане повышения стойкости, но и упрощения обслуживания ковша при чистке.

В связи с этим можно утверждать, что разработанные технологии получения строительного кирпича и огнеупоров (плотных, пористых [4], неформованных соответствуют современному уровню производства технической продукции, причем отличительной особенностью (помимо указанных) является то, что эти технологии являются малоотходными, энерго- и ресурсосберегающими.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Черепанов К.А. Разработка технологии полусухого прессования при производстве кирпича из хвостов рудообогатительной фабрики / К.А. Черепанов, Г.И. Стороженко, З.А. Масловская // Известия вузов. Черная металлургия. – 1994. – № 4. – С. 38-39.

2. Черепанов К.А. Использование боя огнеупорного кирпича при изготовлении защитных обмазок на связке из технического кремнезоля / К.А. Черепанов, Е.Н. Килякова, М.В. Темлянцев // Известия вузов. Черная металлургия. – 2002. – № 6. – С. 45-47.

3. Повышение стойкости футеровок вакуумных и разливочных ковшей алюминиевого производства / А.Ф. Пинаев, Ю.В. Астахов, А.В. Кухаренко, Е.Н. Темлянцева, К.А. Черепанов // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. Вып. 12.: СибГИУ. – Новокузнецк, 2003. – С. 54-56.

4. Черепанов К.А., Черепанова В.К. Керамические неформованные материалы из отходов металлургической промышленности на основе тиксотропных сырьевых смесей / К.А. Черепанов, В.К. Черепанова // Известия вузов. Черная металлургия. – 2003. – № 2. – С. 65-66.

УДК 669.16.013.5

В.С. Стариков, В.В. Орлов

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## РАЗРАБОТКА АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСЧЕТОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ КОВШЕЙ

В статье приведен разработанный авторами алгоритм для автоматизированного расчета металлургических ковшей, на основе которого создана компьютерная программа.

Металлургические ковши: сталеразливочные (СРК), промежуточные (ПК) машин непрерывного литья заготовок, чугуновозные (ЧВК) являются основными транспортными емкостями сталеплавильных и доменных цехов. В последнее десятилетие наблюдается активное развитие ковшевой металлургии, что приводит к расширению спектра технологических операций осуществляемых в ковшах. При проектировании цехов, проведении инженерных конструкторских расчетов возникает необходимость определения целого ряда технологических и технико-экономических параметров металлургических ковшей, например, их парка (количества), ритма подачи и др., которые в свою очередь зависят от множества факторов, что значительно усложняет сами расчеты и увеличивает их трудоемкость.

В рамках данной работы разработан алгоритм и создана компьютерная программа для проведения автоматизированных технологических расчетов металлургических ковшей.

Парк ковшей  $N$ , шт. должен обеспечивать необходимую ритмичность производства и рассчитывается с учетом коэффициента запаса  $k_3$ , количества ковшей находящихся в обороте  $n_{об}$ , шт., ремонте  $n_{рем}$ , шт. и резерве  $n_{рез}$ , шт.

$$N = k_3 \cdot (n_{об} + n_{рем} + n_{рез}) \quad (1)$$

Для сталеразливочных ковшей коэффициент запаса составляет 1,2 – 1,3. Число ковшей, находящихся в обороте

$$n_{об} = \frac{\Pi \cdot \tau_{об} \cdot k_n}{24 \cdot E \cdot k_{зп}}, \quad (2)$$

где  $\Pi$  – суточная производительность цеха, т/сут;  $\tau_{об}$  – длительность цикла оборота ковша, ч;  $k_n$  – коэффициент неравномерности выпуска расплава из плавильного агрегата (для чугуновозных ковшей  $k_n=1,25$ );  $E$  – но-

минальная емкость ковша, т;  $k_{зп}$  – коэффициент заполнения ковша расплавом (для чугуновозных ковшей открытого типа  $k_{зп}=0,9$ , миксерного  $k_{зп}=0,8$ ).

Длительность цикла оборота ковша зависит от уровня организации работ в цехе, действующей на предприятии технологии и складывается из времени предплавочной подготовки, приема расплава и непосредственно разливки. В среднем, длительность цикла оборота для сталеразливочных ковшей емкостью 10-20 т составляет 2,5-4,0 ч, 250-350 т – 6-8 ч, а для чугуновозных ковшей открытого типа – 5 ч, миксерного – 7 ч.

Количество ковшей находящихся в текущем  $n_{рем}^T$ , шт. и капитальном  $n_{рем}^K$ , шт. ремонтах в значительной степени зависит от стойкости футеровки и определяется по соотношениям

$$n_{рем} = n_{рем}^T + n_{рем}^K, \quad n_{рем}^T = \frac{n_{об} \cdot \tau_T}{m_T \cdot \tau_{об}}, \quad n_{рем}^K = \frac{n_{об} \cdot \tau_K}{m_K \cdot \tau_{об}}, \quad (3)$$

где  $\tau_T$ ,  $\tau_K$  – продолжительность текущего и капитального ремонта соответственно, ч;  $m_T$ ,  $m_K$  – стойкость футеровки (число наливов, плавов) до текущего и капитального ремонтов соответственно, шт.

Продолжительность текущего ремонта складывается из времени охлаждения ковша, ломки рабочего слоя футеровки, кладки нового, сушки и разогрева, причем длительность изготовления кирпичной кладки сталеразливочных ковшей в среднем составляет 3-8 ч, монолитной – 1 ч, сушки и разогрева 6-24 ч и находится в пределах от 16 до 40 ч. Капитальный ремонт включает удаление, изготовление арматурного и теплоизоляционного слоев кладки и для сталеразливочных ковшей с кирпичной кладкой достигает 25-50 ч. Для 100-140-т чугуновозных ковшей открытого и 450-т миксерного типа продолжительность текущих ремонтов составляет 8 ч, а капитальных 52 ч и 144 ч соответственно. Стойкость футеровки в наибольшей степени зависит от материала, из которого она изготовлена, способа изготовления (кирпичная, монолитная), температурно-временного режима разливки и до текущего ремонта в среднем составляет 5-40 и более наливов для сталеразливочных ковшей и 180, 250 наливов для чугуновозных ковшей открытого и миксерного типа соответственно. До капитального ремонта чугуновозные ковши открытого и миксерного типов служат до 420 и 550 плавов соответственно.

Число резервных ковшей определяли из соотношения

$$n_{рез} = \frac{k_H \cdot \Pi_{max}}{b \cdot E \cdot k_{зп}} \cdot \left( n_{п} - \frac{n_{п} - 1}{2} \right), \quad (4)$$

где  $\Pi_{max}$  – максимальная производительность одной печи, т/сут;  $b$  – расчетное число выпусков расплава в сутки на печи с максимальной производительностью, шт/сут;  $n_{п}$  – число печей в цехе, шт. Для доменных печей с одной леткой  $b=8-10$ , с двумя – до 14 и с тремя-четырьмя – до 24.

Результаты автоматизированных расчетов показали их удовлетворительную сходимость с заводской практикой ОАО «НКМК» и значительно меньшую трудоемкость по сравнению с ручными.

УДК 669.162.226

В.С. Стариков, М.В. Темлянцев, В.В. Орлов

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## ВЛАГОСОДЕРЖАНИЕ И СУШКА ФУТЕРОВОК КОВШЕВЫХ ЕМКОСТЕЙ В МЕТАЛЛУРГИИ

В статье приведены практические данные по влагосодержанию различных видов огнеупорных футеровок, проведен их анализ.

В условиях разнообразных новых огнеупорных материалов, конструкций ковшевых устройств и их элементов, трудоемких и сложных теоретических расчетов сушки и разогрева сведения, полученные опытным путем, методом «проб и ошибок» и в наше время составляют основу научного знания процессов, а метод экспериментального подбора технологических режимных параметров остается значимым.

Футеровки ковшей различного назначения содержат влагу, количество которой зависит от химического, минералогического состава огнеупоров, основности (кислая, нейтральная, основная), способа изготовления (наливная, набивная, из формованных изделий), времени года изготовления (лето, зима), конструктивных особенностей элементов и др. факторов.

В таблице по отечественным и зарубежным данным приведены практические значения исходного влагосодержания ( $u'$ , %) в зависимости от основности футеровок, а также от способов формования и прессования (наливные, набивные, формованные).

Производительность сушильного процесса оценивается количеством испаряемой влаги из высушиваемого материала. Сушильный агент и высушиваемая футеровка ковша имеют различную влажность. В заводских условиях пока не измеряют практическую влажность взаимодействующих сушильного агента и футеровки, так как отсутствуют надежные и простые влагомеры. Однако косвенные методы оценки количества испаряемой влаги из футеровок применяют, используя решения уравнений материального и теплового балансов.

Монолитные набивные массы кислого химического состава содержат кремнезем в форме  $\beta$ -кварца и в качестве пластификатора – огнеупорную глину. Влага в набивных кремнеземистых массах преимущественно находится в виде гидратных оболочек в составе глинистого компонента. При сушке и разогреве футеровки в области температур 100-110 °С испаряется несвязанная вода (или физически связанная), что сопровождается усадкой глинистого компонента.

Таблица – Практические сведения по исходному влагосодержанию ковшевых огнеупоров (u', %)

Способы изготовления, марки	Отечественные ковшевые огнеупоры		Зарубежные ковшевые огнеупоры		Страна
	Кислые на основе SiO <sub>2</sub>	Нейтральные на основе Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Кислые на основе SiO <sub>2</sub>	Нейтральные на основе Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
Наливные:	15-18	-	-	-	-
- высокоглиноземистые ANCOС ST-SV 70;	-	-	-	5-7	-
- низкоцементные (НЦОБ);	-	-	-	-	-
- ANCOС AST 224;	-	-	-	5,5-6,5	-
- COMHRIT 185 HM	-	-	-	5,5-6,0	-
- ВГО (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> =61%)	-	-	-	7,0-7,5	-
- DIDURIT 170	-	-	-	6,0-7,0	-
- высокоглиноземистые тиксотропные	18-22	5,5-6,5	-	-	-
	-	-	-	5-7	-
Набивные:	8-12	-	6,5-8,0	-	Австрия
- пескометные;	6-10	-	8-9	-	Япония
- пневмотрамбование;	-	-	-	-	ФРГ
- по методу вибрации;	-	-	-	4-6	-
- вибролитые;	-	-	-	7-12	Япония
- полусухие монолитные массы;	4,76-8,25	-	-	5-8	-
- кварцеглинистые смеси (КВГ)	7-9	-	-	-	-
- штучные полусухие прессованные	5-9	<5	2-5	-	-
Торкет-массы:	4-6	-	-	-	-
- периклазовая;	-	-	9-15	-	-
- кварцеглинистая;	-	-	-	-	20-22
- высокоглиноземистая	-	-	7-12	-	ФРГ, США
- шамотная	-	2-5	-	5-10	Япония

Удаление химически связанной воды начинается при температуре 500 °С, а наиболее активная дегидратация набивных кислых масс происходит в области температур 600 °С. При этом испаряется 85-90 % химически связанной воды. Полная дегидратация заканчивается в области температур 800 °С, процесс также сопровождается усадочными явлениями.

Влагосодержание исходных отечественных и зарубежных набивных кислых масс в зависимости от способа изготовления изменяется в пределах 5-12 %. Для разных кислых набивных и наливных масс оптимальная влажность определенная. При меньших значениях пороговых влажностей падает прочность футеровок, а слишком высокое влагосодержание способствует усадочным явлениям, отслоению и растрескиванию кислых футеровок.

В ковшевой металлургии увеличивается объем и сфера потребления высокоглиноземистых (нейтральных) масс нового поколения: низко-, ультранизкоцементных и бесцементных бетонов (НЦОБ). Основными компонентами НЦОБ являются табулярный глинозем, корундовая масса на базе табулярного глинозема, плавленный корунд, обожженные бокситы, андалузит, корундошпинельные композиции, алюмомагнезиальные и алюмосиликатные шпинели. Сложный химический и минералогический состав НЦОБ требует строго правильного дозирования воды.

Как видно из таблицы, по отечественным и зарубежным данным исходное влагосодержание в нейтральных монолитных массах (включая НЦОБ) для футеровки сталеразливочных и промежуточных ковшей изменяется в сравнительно узких пределах 5-7 %, в торкрет-массах высокоглиноземистого состава достигает 5-10 %.

Монолитные футеровки VILL-системы из высокоглиноземистых тиксотропных бетонов (92-98 %  $Al_2O_3$ ) с ультранизким содержанием цемента очень чувствительны к колебаниям температур сушильного агента. Они требуют особого соблюдения графика сушки футеровки ковша, особенно в первый период.

Огнеупорные бетоны на глиноземистом цементе обезвоживаются на 80-90 % при нагревании до 300-400 °С за счет испарения свободной влаги и разложения кристаллогидратов вида  $CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 10H_2O$ . Легковесные огнеупорные бетоны обезвоживаются на 90 % в области температур 200 °С. Максимальное уменьшение влаги происходит в температурном интервале 20-100 °С. Поэтому для бетонов большое значение имеет естественная сушка ( $\Delta\tau_{01}=24-48$  ч).

Нагрев бетонов в интервале температур 100-200 °С для дальнейшего обезвоживания требует продолжительного времени  $\tau = (0,4-0,5)\tau_{\Sigma}$  от суммарного времени нагрева. Это связано с замедлением разложения кристаллогидратов. При температурах свыше 300-400 °С наступает еще более медленно обезвоживание, которое может продолжаться до температур 600-700 °С и до 1000 °С.

Основные огнеупоры на базе оксидов MgO и CaO, их многокомпонентные многочисленные модификации отличаются повышенной основностью, плотностью, незначительной пористостью, сравнительно высоким для огнеупоров коэффициентом теплопроводности, обладают высокой стойкостью к основным шлакам, расплавам металлов и сплавов, но чувствительны к парам воды (гидратации). Исходное влагосодержание формованных и неформованных основных огнеупоров во многом зависит от метода формования и составляет ( $u'$ , %): при использовании метода прессования 2-5; трамбования 4-6; вибрации 7-12; литья 12-18. Переувлажнение основных огнеупоров может привести к растрескиванию футеровок в процессе сушки. В настоящее время негативное влияние гидратации преодолены с помощью специальных добавок и методов термообработки. Кроме этого футеровку из штучных кирпичей выполняют «насухо» с пересыпкой швов периклазовым порошком фракцией 1,0 мм, а также применяют увлажнение специальными химическими связками.

УДК 621.783.231.1

А.Ю. Сюсюкин, М.В. Темлянцев, Н.В. Темлянцев

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ МЕТОДИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ ОАО «НКМК»

В статье представлен анализ технического состояния парка нагревательных методических печей, эксплуатируемых на российских предприятиях. Для условий толстолистового стана «2150» ОАО «НКМК» разработан комплекс мероприятий по реконструкции методических печей направленных на повышение экономичности нагрева.

По данным [1] на российских предприятиях в прокатных цехах эксплуатируется около 240 нагревательных методических печей, причем порядка 80 % – это печи толкательного типа со средним сроком службы более 40 лет. Существенные изменения экономических условий функционирования металлургических предприятий соответствующим образом отразились на требованиях к технико-экономическим показателям работы нагревательных печей. В частности, если еще в 70-80-е годы прошлого столетия совершенствование конструкций печей происходило в основном в направлении увеличения производительности, форсирования нагрева, то в настоящее время преобладает фактор экономичности нагрева, который в свою очередь снижает себестоимость продукции, делая ее более конкурентоспособной [2]. Применительно к нагреву слябов перед листопрокатными станами реконструированные печи толкательного типа незначительно уступают печам с механизированным (шагающим) подом, в частности с точки зрения энерго- и ресурсосбережения в печах первого типа повышенный угар. В связи с этим для многих предприятий, учитывая необходимость значительных капиталовложений в строительство новых печей, наиболее приемлемым является проведение локальных реконструкций и перевод на энерго- и ресурсосберегающие режимы тепловой работы действующих, повышая тем самым их технический уровень [3].

На ОАО «Новокузнецкий металлургический комбинат» для нагрева слябов толщиной 100...200 мм, шириной 650...850 мм, длиной 1050...1700 мм из углеродистых, легированных и высоколегированных сталей перед прокаткой на толстолистовом стане «2150» используют три толкательные двухрядные методические печи, отапливаемые коксо-природно-доменной смесью с теплотой сгорания 11...11,7 МДж/м<sup>3</sup>. Производительность печи



2) Установку «горячих» рейтеров по всей длине печи, что позволит нагревать слябы большего сечения, избегая образования «темных» пятен, наблюдаемых при нагреве на водоохлаждаемых балках;

3) Замену трех существующих двухзонных печей на две трехзонные с сохранением конструкции дымового тракта и дымовой трубы;

4) Замену системы теплогенерации, включающую перевод верхний сварочной камеры на боковое отопление и применение в томильной зоне сводовых плоскопламенных горелок.

Проведенные прогнозные многовариантные многофакторные расчеты с применением математических моделей [4] показали, что реализация перечисленных мероприятий обеспечивает увеличение КПД теплового агрегата с 35 % до 45 % и снижение удельных расходов топлива до 60 кг у.т/т.

Ожидаемый экономический эффект от замены существующих двухзонных печей на трехзонные, составляет 2,5 млн. руб./год.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Современное состояние и совершенствование конструкций методических печей / В.Л. Гусовский, Т.В. Калинова, Л.П. Пинес, А.Б. Усачев // Сталь. – 2001. – № 1. – С. 46-50.

2. Гусовский В.Л. Перспективы совершенствования работы нагревательных печей прокатного производства на отечественных металлургических заводах / В.Л. Гусовский // Известия вузов. Черная металлургия. – 2002. – № 11. – С.57-59.

3. Темлянец М.В. Перспективные энерго- и ресурсосберегающие тепловые режимы методических печей прокатного производства / М.В. Темлянец, В.С. Стариков // Известия вузов. Черная металлургия. – 2003. – № 12. – С. 40-42.

4. Рациональный выбор режима нагрева стальных слябов под прокатку / М.В. Темлянец, В.С. Стариков, Е.А. Колотов, Б.К. Журавлев, Е.В. Могильный // Известия вузов. Черная металлургия. – 2001. – № 2. – С. 55-58.

УДК 669.046:621.365

А. Ю. Мельников, В.Н. Перетяцько, Э.А. Тукмачев\*,  
М.В. Темлянцев

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк,

\*ОАО «Новокузнецкий металлургический комбинат»,  
г. Новокузнецк

## ОПЫТ ПЕРЕВОДА РЕГЕНЕРАТИВНЫХ НАГРЕВАТЕЛЬНЫХ КОЛОДЦЕВ НА НАГРЕВ НЕПРЕРЫВНОЛИТЫХ ЗАГОТОВОК РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ

В статье представлен опыт ОАО «НКМК» по переводу нагревательных колодцев на нагрев непрерывнолитых заготовок рельсовой электростали. Разработанные усовершенствования коснулись конструкции колодцев, теплового и температурного режима их работы.

Переход на производство рельсов из непрерывнолитых заготовок (НЛЗ) является одним из перспективных направлений повышения качества и снижения себестоимости стальной продукции. На ОАО «НКМК» успешное освоение технологии выплавки и разлива НЛЗ рельсовой электростали [1] поставило перед металлургами целый ряд новых задач связанных с необходимостью реконструкции парка нагревательных колодцев и разработкой соответствующих режимов нагрева, что и предопределило актуальность данной работы.

Значительная длина (до 4800 мм) и существенно меньшее относительно слитка поперечное сечение (300×330 мм) НЛЗ осложнили их загрузку клещевыми кранами в колодцы. В связи с этим конструкция клещей была усовершенствована (рисунок 1), что позволило транспортировать НЛЗ в горизонтальном положении и обеспечить надежный ее захват. Предложенная конструкция универсальна и может быть использована для загрузки слитков.

Перевод колодцев на нагрев НЛЗ потребовал увеличения размеров рабочего пространства ячейки. Первоначально длина ячейки колодца составляла 4840 мм, ширина 2075 мм. Изменение конструкции футеровки стен (уменьшение толщины) позволило увеличить длину до 5300 мм, ширину – 2300 мм без изменения внешних границ колодца. Отказ от традиционного вертикального посада и переход на горизонтальный показал, что укладка заготовок на подину крест на крест в несколько рядов в условиях существующей системы отопления не обеспечивает необходимой равно-

мерности нагрева садки и приводит к существенному непрогреву ее нижней части и сердцевины.

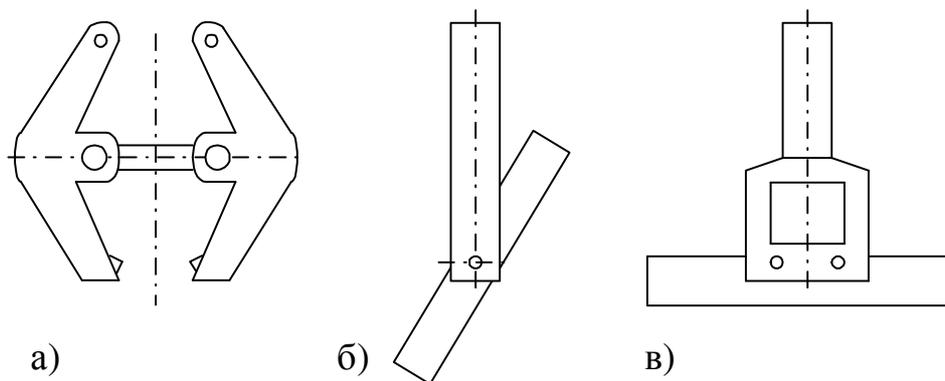
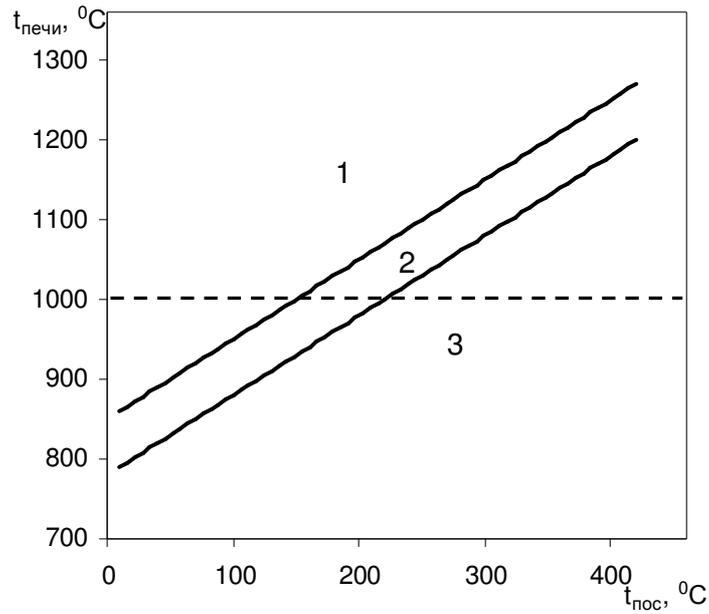


Рисунок 1 – Схема клещей крана – а), вид захвата до реконструкции – б), после реконструкции – в)

В связи с этим было принято решение применить «прокладки», которые укладывали на подину и между заготовками первого и второго рядов, что обеспечило более высокую равномерность по длине и периметру, снизило продолжительность нагрева. Серия пробных нагревов показала, что отопление колодцев доменным газом предпочтительнее, поскольку, применение коксового в некоторых случаях приводило к оплавлению концов и углов заготовок. Применение низкокалорийного газа способствует повышению срока службы кладки, сухому шлакоудалению, снижению простоев колодцев. Температура посадки НЛЗ находится в интервале 100-600 °С, форсированный нагрев термически массивных заготовок опасен с точки зрения образования внутренних трещин. Результаты прогнозных расчетов [2] допустимой температуры ячейки, проведенные с применением методики [3] представлены на рисунке 2 и свидетельствуют о необходимости ее снижения до уровня 950-1000 °С при посадке «холодных» (100-150 °С) заготовок. В соответствии с полученными данными разработан и внедрен ступенчатый режим нагрева НЛЗ (рисунок 3, 1 – температура печи, 2 – температура НЛЗ), который включает подготовительную стадию (П) – перед загрузкой заготовок с температурой менее 600 °С ячейку охлаждают до 1000 °С, после загрузки выдержка в течение 30 мин., первый период (I) состоит из нагрева садки до 900-1000 °С и последующей выдержки не менее 45 мин., второй (II) – до 1150 °С выдержка не менее 45 мин., третий (III) – до 1240-1260 °С и выдачу НЛЗ. В период выдержки тепловую мощность колодца Q, МВт поддерживают на минимальном уровне. На рисунке 3 представлен температурный и тепловой режим работы нагревательного колодца. Внедрение данной технологии позволило фактически полностью исключить брак при нагреве и обеспечить снижение удельного расхода топлива на отопление колодца на 12,37 кг у.т./т. Годовой экономический эффект составил 4302 тыс. рублей.



1 – область разрушения стали от температурных напряжений, 2 – область вероятностного разрушения, 3 – область качественного нагрева;  
 Рисунок 2 – Зависимость температуры ячейки от температуры посада НЛЗ

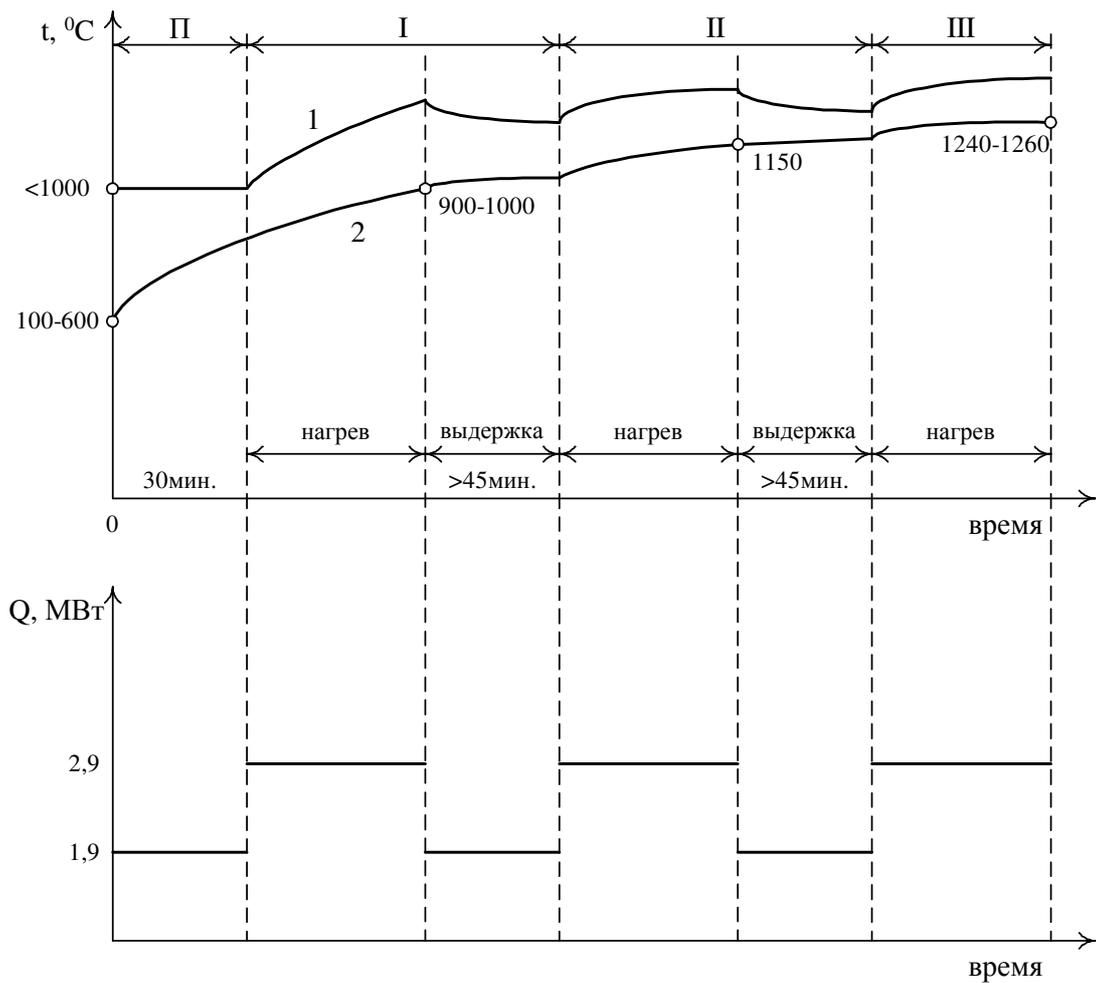


Рисунок 3 – Температурный и тепловой график нагрева НЛЗ

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Козырев Н.А. Производство железнодорожных рельсов из электро-стали / Н.А. Козырев, В.П. Дементьев. – Новокузнецк: Издательство ИПК, 2000. – 267с.
2. Темлянцев М.В. Расчет технологических параметров нагрева непрерывнолитых заготовок из рельсовой стали с горячего посада / М.В. Темлянцев, С.Л. Лельчук, Н.В. Темлянцев // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения. Труды региональной научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых: СибГИУ. – Новокузнецк, 2002. – Вып. 6. – С. 182-183.
3. Стариков В.С. Совершенствование технологий нагрева стальных заготовок в методических печах с шагающим подом / В.С. Стариков, В.В. Семахин, Н.В. Титов // Известия вузов. Черная металлургия. – 1997. – № 8. – С. 64-69.

УДК 669.046:621.365

М.В. Темлянцев, Н.В. Темлянцев, А.Ю. Сюсюкин

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## ИССЛЕДОВАНИЕ ГЛУБИНЫ ОБЕЗУГЛЕРОЖЕННОГО СЛОЯ РЕЛЬСОВ<sup>1</sup>

В статье дан анализ влияния поверхностного обезуглероживания на качество и эксплуатационные свойства рельсов. Проведено исследование величины обезуглероженного слоя в рельсах прокатанных из слитков мартеновской стали и непрерывнолитых заготовок электростали ОАО «НКМК».

В условиях увеличения объема перевозок осуществляемых железнодорожным транспортом, грузонапряженности, осевых нагрузок проблема повышения качества, стойкости рельсов актуальна и имеет народнохозяйственное значение. Одним из факторов влияющих на эксплуатационные свойства рельсов является величина поверхностного обезуглероженного слоя. Причина обезуглероживания поверхностных слоев рельсового металла – взаимодействие атмосферы нагревательных печей при нагреве под прокатку и термообработку, окружающего воздуха при прокатке и охлаждении с углеродом, содержащимся в стали.

Относительно влияния поверхностного обезуглероживания на качество рельсов и их свойства существует ряд весьма противоречивых мнений. Так по данным работы [1] увеличение продолжительности нагрева под прокатку на 1,75-2 часа сверх нормативного способствует росту толщины обезуглероженного слоя в головке на 0,5 мм и снижению количества рельсов пораженных поверхностными дефектами в 2 раза, а имеющиеся в горячекатаных рельсах трещины после закалки развиваются на глубину не превышающую величину обезуглероженного слоя, т.е. обезуглероженный слой обеспечивает поверхностную локализацию дефекта, препятствует проникновению его внутрь. В то же время по данным [2] наличие в рельсах обезуглероженного слоя способствует их ускоренному износу, образованию усталостных трещин, формирующихся в поверхностных слоях. Обезуглероженный слой ускоряет образование наплыва металла на боко-

---

<sup>1</sup> Работа выполнена по гранту Президента РФ на поддержку молодых российских ученых и ведущих научных школ на выполнение научных исследований № МК-2503.2003.08

вую грань, вызывает неблагоприятное перераспределение контактных напряжений на глубине 3-5 мм, что приводит к возникновению микротрещин в металле [3]. Существенное влияние на срок службы рельсов может оказывать не только величина обезуглероживания головки (поверхности катания), но и шейки, а так же подошвы. Намины от накладок, являясь концентраторами напряжений, приводят к образованию трещин под головкой рельса. Неравномерное распределение углерода в поверхностных слоях подошвы приводит к различной интенсивности коррозионных процессов (глубины разъедания ржавчиной), что в свою очередь оказывает отрицательное влияние на долговечность рельсов [2].

В настоящее время большая часть рельсов в России производится из непрерывнолитых заготовок (НЛЗ). Переход на непрерывную разливку позволил существенно повысить металлургическое качество рельсового металла, снизить его себестоимость. Поперечное сечение НЛЗ существенно меньше, чем у слитка разлитого в изложницу, что кардинальным образом изменило условия формирования обезуглероженного слоя в конечном прокате, поскольку суммарная деформация (вытяжка) при прокатке рельсов из слитков значительно больше чем из НЛЗ.

Оценка величины обезуглероженного слоя в исходном слитке или непрерывнолитой заготовке после нагрева, выполненная по соотношению (1) [4] представлена в таблице 1.

$$\delta' = \delta'' \cdot \frac{S' \cdot P''}{S'' \cdot P'}, \quad (1)$$

где  $\delta$  – толщина обезуглероженного слоя, мм;  $S$  – площадь поперечного сечения, м<sup>2</sup>;  $P$  – периметр поперечного сечения, м; индексы ' и '' – для исходного слитка или заготовки и готового рельсового проката соответственно.

Таблица 1 – Величина обезуглероженного слоя после нагрева и прокатки

Тип рельса	Параметры рельса			Слиток (изложница П8Н)		НЛЗ 300×330 мм			
	$\delta''$ , мм	$S''$ , м <sup>2</sup>	$P''$ , м	$S'_c$ , м <sup>2</sup>	$P'_c$ , м	$\delta'_c$ , мм	$S'_{3,}$ м <sup>2</sup>	$P'_{3,}$ м	$\delta'_{3,}$ мм
Р75	0,25	0,0095	0,79	0,496	2,822	3,65	0,099	1,260	1,63
	0,5					7,30			3,25
	1,0					14,60			6,50
	1,5					21,90			9,75
	2,0					29,20			13,00
Р65	0,25	0,0083	0,77	0,496	2,822	4,08	0,099	1,260	1,82
	0,5					8,15			3,65
	1,0					16,30			7,29
	1,5					24,45			8,79
	2,0					32,60			14,58
Р50	0,25	0,0066	0,67	0,496	2,822	4,45	0,099	1,260	2,00
	0,5					8,90			3,99
	1,0					17,80			7,98
	1,5					26,70			11,97
	2,0					35,60			15,96

Анализ результатов, представленных в таблице, показывает, что производство рельсов из НЛЗ охарактеризовано наиболее жесткими ограничениями по величине обезуглероженного слоя, так, в случае необходимости получения в готовом прокате Р65 толщины обезуглероженного слоя на уровне 0,5 мм, после нагрева слитка его обезуглероживание может достигать 8,15 мм, а у НЛЗ всего 3,65 мм, т.е. в 2,23 раза меньше [5]. Причем нагрев слитков или заготовок для производства рельсов Р75 должен обеспечивать меньшую величину обезуглероженного слоя по сравнению с рельсами Р65 и Р50 на 10 % и 18 % соответственно.

Как показывает анализ опыта производства рельсов из слитков, величина обезуглероженного слоя в области головки крайне не равномерна и находится в интервале 0,36-1,18 мм в среднем составляет 0,3-0,5 мм [2, 3, 6]. Сведения о поверхностном обезуглероживании рельсов из НЛЗ фактически отсутствуют, имеются лишь отдельные данные, что его величина может достигать 1,5-2,0 мм [6], т.е. почти в 2 раза больше по сравнению со слитковой технологией, что хорошо согласуется с результатами расчетов по соотношению (1).

В рамках данной работы проведено металлографическое исследование рельсов Р65 производства ОАО «НКМК» прокатанных из слитка мартеновской стали М76 и НЛЗ электростали Э76Ф. Образцы для исследований вырезали из различных участков по периметру профиля в соответствии с рисунком.

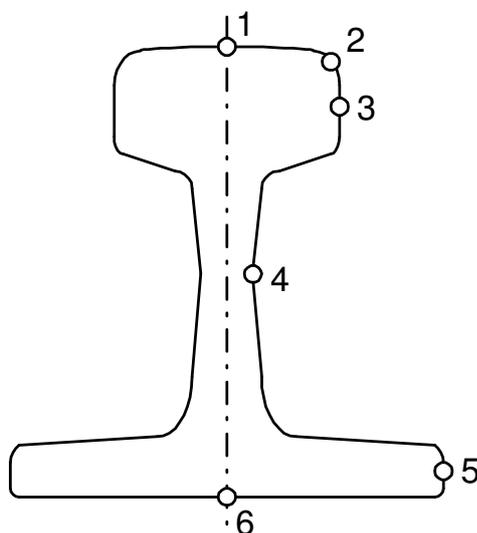


Рисунок – Схема отбора проб для определения величины обезуглероженного слоя

Величину общего видимого обезуглероживания определяли с помощью металлографического метода как расстояние от края шлифа до основной структуры металла [7]. С целью изготовления более качественного шлифа (отсутствия «заваливания» кромок) образец заливали в оправке эпоксидным клеем «ЭДП» (ТУ 2252-001-59564991-2003). После полировки

структуру металла выявляли травлением в 4%-ном растворе  $\text{HNO}_3$  в этиловом спирте. Глубину обезуглероженного слоя определяли на микроскопе МИМ-10 при увеличении 100-200<sup>x</sup>. В таблице 2 представлены результаты исследований.

Таблица 2 – Величина обезуглероженного слоя в рельсах прокатанных из слитка и НЛЗ

№ участка отбора пробы	Глубина полного видимого обезуглероживания, мм	
	М76 (слиток)	Э76Ф (НЛЗ)
1	0,20-0,35	0,80-1,10
2	0,18-0,20	0,70-0,80
3	0,14-0,25	0,60-0,75
4	0,11-0,19	0,20-0,30
5	0,15-0,25	0,30-0,50
6	0,16-0,25	0,40-0,60

Обезуглероживание по периметру рельса неравномерно. Общая картина неравномерности идентична для слитковой и НЛЗ технологий, однако полное видимое обезуглероживание рельсов из слитков гораздо меньше (для различных участков профиля в 1,5-3 раза) чем из НЛЗ. Максимальное обезуглероживание зафиксировано в головке на поверхности катания – участок № 1, наименьшая его величина отмечена в области шейки – участок № 4. По мнению авторов, данное явление связано с условиями пластической деформации различных участков профиля. При существующей на ОАО «НКМК» калибровке и способе прокатки рельсов шейка претерпевает наиболее интенсивную деформацию (проработку), головка – наименьшую. Как показывают промышленные опыты по выработке поверхностных дефектов, при прокатке рельсов [8] в области шейки величина выработки достигает фактически 100 %, головки – всего 75%. Указанные факты свидетельствуют о том, что основную роль в формировании обезуглероживания в конечном прокате играют тепловые и массообменные процессы взаимодействия с атмосферой при нагреве слитка или заготовки, а не прокатки и охлаждения. В связи с этим наиболее эффективной мерой снижения величины обезуглероженного слоя в конечном прокате, произведенном из НЛЗ, является применение малообезуглероживающих режимов нагрева.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Влияние обезуглероженного слоя на качество поверхности рельсов / Д.К. Нестеров, В.Ф. Карпенко, Н.Ф. Левченко и др. // Бюллетень НТИ. Черная металлургия. – 1992. – №1. – С. 33-35.
2. Шур Е.А. Повреждения рельсов / Е.А. Шур. – М.: Транспорт. 1971. – 112 с.

3. Производство рельсов на Кузнецком металлургическом комбинате / Н.С. Михайлец, А.Е. Горелкина, В.А. Кошкин и др. – М.: Металлургия, 1964. – 223 с.

4. Кудрин Н.А. Установки пламенно-индукционного нагрева / Н.А. Кудрин, Л.А. Лукьянов, А.К. Соколов. – М.: Металлургия, 1971. – 152 с.

5. Исследование окисления и обезуглероживания сталей для рельсов и рельсовых накладок при нагреве под прокатку / М. В. Темлянцев, В.С. Стариков, Н. В. Темлянцев, А.Ю. Сюсюкин // Известия Вузов. Черная металлургия. – 2004. – №8. – С. 36-38.

6. Козырев Н.А. Производство рельсов из электростали / Н.А. Козырев, В.П. Дементьев. – Новокузнецк: Издательство ИПК, 2000. – 267 с.

7. ГОСТ 1763-68 «Сталь. Методы определения глубины обезуглероженного слоя».

8. Браунштейн Е.Р. Выработка поверхностных дефектов при прокатке рельсов / Е.Р. Браунштейн, В.Н. Перетьяко // Известия Вузов. Черная металлургия. – 1997. – №8. – С. 32-35.

**МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ  
МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ**

УДК 669.3 : 541.123

Б.П. Бурылев, В.Е. Крицкий, Л.Ш. Цемехман

Научно-исследовательский институт по монтажным работам,  
г. Краснодар

## ИЗМЕРЕНИЕ ДАВЛЕНИЯ НАСЫЩЕННОГО ПАРА РАСПЛАВОВ СИСТЕМ КОБАЛЬТ-СЕРА

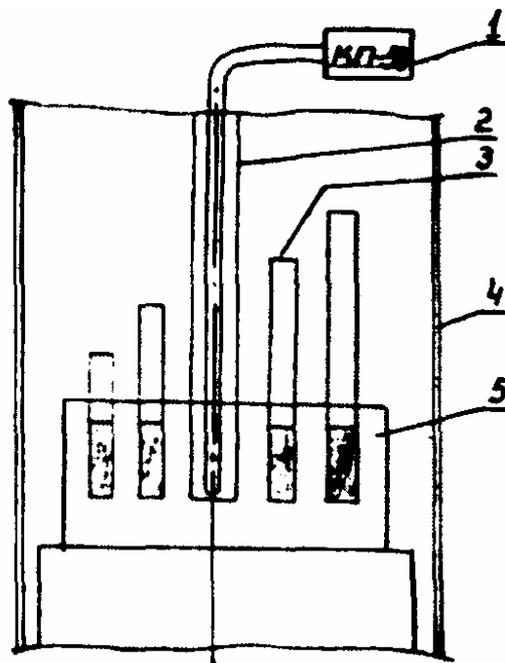
Экспериментально изучен процесс перехода в пар жидкого кобальта, содержащего малые концентрации растворенной серы, методом испарения из цилиндрических тиглей с различным отношением высоты к радиусу в вакууме. Определены давления насыщенного пара кобальта и серы, коэффициенты испарения и коэффициенты активности жидкого кобальта. Результаты сопоставлены с ранними измерениями авторов, выполненными другим методом, а также литературными данными других авторов для систем жидкого кобальта и кобальт-сера.

Для получения огневого кобальта повышенной чистоты и уменьшения потерь его при рафинировании требуется информация о термодинамических свойствах компонентов систем жидкого кобальта и его сплавов с неметаллами (сера, углерод, кислород и др.) и в первую очередь о давлении насыщенного пара компонентов.

Целью данной работы являлось получение термодинамических величин из данных гетерогенного равновесия жидкость-пар в системах чистый кобальт и кобальт-сера путем исследования испарения малосернистого кобальта (содержание серы не более 0,017 мол доли) из цилиндрических тиглей с различным отношением высоты к радиусу в глубоком вакууме [1,2]. Схема измерительной методики показана на рисунке 1.

Исследование проводили в печи ТВВ-4. В качестве шихты использовали сплавы с содержанием серы 0,0046; 0,0081; 0,0168 мол. долей. Время выдержки при постоянной температуре составляло 1,5-2,5 часа. Методика исследований была принята следующей. Металл помещался в цилиндрические тигли (из окиси алюминия или циркония) диаметром 5-30 мм и высотой 10-120 мм, которые (одновременно до 9 штук) устанавливались в массивной молибденовой подставке, чтобы ее верхний край был выше уровня металла. В подставку устанавливался чехол с термопарой (рисунок 1). Плавки производились при глубине вакуума около  $10^{-3}$  Па. Измерение температуры осуществлялось вольфрам-рениевой термопарой ВР20/5 (отградуированной в Институте метрологии по точкам плавления особо чистых металлов) и потенциометром КП-59 (класс 0,05).

Каждая термопара использовалась на двух опытах. Температура регулировалась вручную и поддерживалась постоянной. Точность измерения составляла  $\pm 10^\circ$ . Колебания температуры в процессе выдержки находились в пределах точности измерений.



- 1 – потенциометр КП-59; 2 – термопары ВР-20/5;  
 3 – цилиндрические сосуды; 4 – вольфрамовый нагреватель;  
 5 – молибденовая подставка

Рисунок 1 – Схема экспериментальной установки

После требуемой выдержки печь быстро охлаждалась. Сосуды с металлом извлекались из печи и взвешивались. Производился замер высоты от уровня металла до верхнего края тигля и диаметр металлического цилиндра. Рассчитывались: убыль веса –  $G$ , скорость испарения –  $G/(S \cdot \tau)$ , коэффициент Клаузинга  $W$ . Сплав анализировали на содержание серы, при расчетах использовали среднее значение серы в образце за время опыта.

Обратная величина скорости испарения  $i$ -го компонента связана с давлением пара следующим соотношением [2]:

$$S \cdot \tau / G_i = (2\pi RT / M_i)^{1/2} (1/\alpha + 1/W - 1) / P_i \quad (1)$$

где  $S$  – площадь поверхности испарения;  $\tau$  – время испарения;  $G_i$  – убыль массы  $i$ -го компонента;  $R$  – универсальная газовая постоянная;  $T$  – абсолютная температура;  $M_i$  – молекулярная масса  $i$ -го компонента;  $P_i$  – давление  $i$ -го компонента;  $\alpha$  – коэффициент испарения;  $W$  – коэффициент Клаузинга.

Первоначально было исследовано влияние диаметра сосуда на скорость испарения металлов. Опыты показали, что при диаметре более 5 мм, скорость испарения не зависит от площади сосуда. Найдена также

убыль веса каждого металла в период разогрева печи до требуемой температуры. В зависимости от температуры и продолжительности выдержки эта величина изменялась от 1 до 10 % от рабочей убыли. Данная методика позволила получать значения упругости пара металлов при высоких температурах с погрешностями, не превышающими 3-10%.

Полученные экспериментальные данные представлены в виде линейных зависимостей обратной величины коэффициента Клаузинга от скорости испарения (рисунки 2 и 3). Сведения о составе паровой фазы, образующейся при испарении серосодержащего кобальта, показывают [3,4], что в паре преимущественно находится кобальт и одноатомная сера.

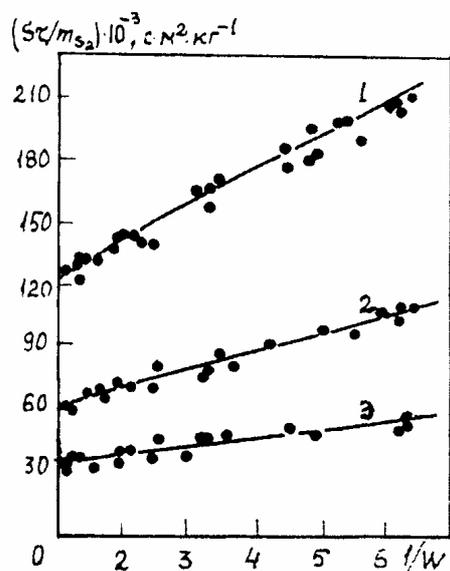


Рисунок 2 – Зависимость обратной скорости испарения серы от  $1/W$  при 1773 К. Содержание серы, мол. доли 1 – 0,0046; 2 – 0,0081; 3 – 0,0168

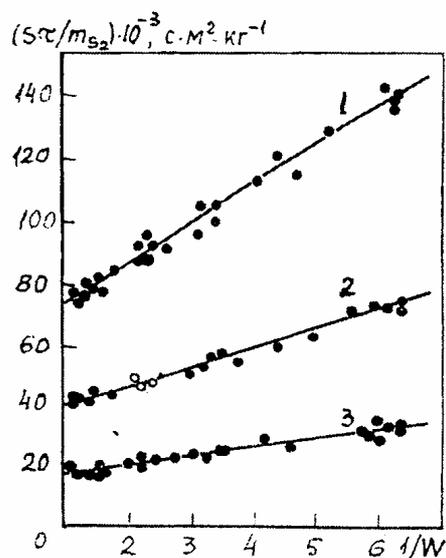


Рисунок 3 – Зависимость обратной скорости испарения серы от  $1/W$  при скорости 1823 К. Содержание серы, мол. доли 1 – 0,0046; 2 – 0,0081; 3 – 0,0168

Полученные экспериментальные данные обработаны методом наименьших квадратов по уравнению:

$$S \cdot \tau / G_i = L_i + N_i / W, \quad (2)$$

$$\text{где } L_i = (2\pi RT / M_i)^{1/2} (1/\alpha - 1) / P_i, \quad N_i = (2\pi RT / M_i)^{1/2} / P_i.$$

Значения коэффициентов  $L$  и  $N$  представлены в таблице 1. Из коэффициентов  $L$  и  $N$  уравнения (2), представленных в таблице 1, определены давления пара и коэффициенты испарения кобальта и серы, величины которых приведены в таблице 2.

Для оценки справедливости допущений относительно состава паровой фазы над расплавом системы кобальт-сера рассчитаны коэффициенты активности кобальта

$$f_{\text{Co}} = (P_{\text{Co}} / P^{\circ}_{\text{Co}}) \cdot x_{\text{Co}} \quad (3)$$

где  $P_{\text{Co}}$  – давление пара кобальта в сплавах с серой;  $P^{\circ}_{\text{Co}}$  – давление пара чистого кобальта;  $x_{\text{Co}}$  – мольная доля кобальта.

Расчет коэффициентов активности кобальта в предположении наличия в паровой фазе металлического кобальта и серы дает значения, близкие 1.

Таблица 1 – Параметры уравнения (2) в предположении присутствия в паровой фазе кобальта и серы

Т, К	Содержание серы, $x_s$ , мол. доля	$L_{\text{Co}}$	$N_{\text{Co}}$	$L_s$	$N_s$
1773	0,0046	1805	5940	6070	37290
1823	0,0046	810	1540	4500	21950
1773	0,0081	2280	8100	3140	17780
1823	0,0081	870	1730	2680	16440
1773	0,0168	4180	9180	1400	10270
1823	0,0168	1270	1920	1090	4960

Таблица 2 – Результаты определения давления пара и коэффициентов испарения кобальта и серы

Параметры	$x_s=0,0046$		$x_s=0,0081$		$x_s=0,0168$	
	1773	1823	1773	1823	1773	1823
$P_{\text{Co}}$ , Па	0,833	1,795	0,785	1,785	0,772	1,766
$P_{\text{Co}} \cdot 10^2$ , Па	7,03	9,51	13,32	18,05	28,34	39,57
$\alpha_{\text{Co}}$	0,215	0,136	0,206	0,140	0,209	0,148
$\alpha_s$	0,139	0,171	0,152	0,169	0,162	0,180
$f_{\text{Co}}$	1,10	1,03	1,03	1,03	1,02	1,03

Таким образом, можно сделать вывод, что паровая фаза над расплавами системы кобальт-сера в области малых содержаний серы состоит преимущественно из кобальта и серы. Этот вывод подтверждается работами [5,6] для систем железо-сера и никель-сера.

После опубликования предварительных работ [7,8], из которых следовало, что давление насыщенного пара кобальта при 1773, 1823 и 1873 К составляло 0,66; 1,49 и 3,24 Па, были опубликованы три обзора [9-11], из которых следует, что в целом получаемые результаты, несмотря на разницу в методах экспериментирования, сопоставимы. Следует ввести поправку в опубликованные данные [9] таблица 2 под № 9 ссылка на нашу раннюю работу дана неверно, на общем уровне представления результатов давления пара в Па, наши данные приведены в мм рт. ст., после добавления к энтропийному члену величины 2,125 все стано-

вися на свои места. Уточненные результаты [12] показывают, что при измерении методом испарения с открытой поверхности значения давления пара жидкого кобальта описываются уравнением:

$$\lg P = -(22716/T) + 12,649 . \quad (4)$$

Откуда для 1773, 1823 и 1873 величины давления пара жидкого кобальта равны 0,687; 1,54 и 3,32 Па, а значения энтальпия испарения 434,8 кДж/моль, энтропии испарения 146,3 Дж/(моль·К), а нормальная температура кипения (2972 К) определяется из выражения для  $P = 101325$  Па:

$$\text{ТНК} = A/(B - 5,006) , \quad (5)$$

если температурная зависимость давления насыщенного пара описывается уравнением

$$\lg P = -A/T + B , \quad (6)$$

где  $A$  и  $B$  – константы, определяемые из опытных данных, а энтальпия испарения находится из выражения:

$$\Delta H_{\text{исп}} = 19,14 \cdot A \text{ Дж/моль}, \quad (7)$$

для энтропии испарения имеем:

$$\Delta S_{\text{исп}} = 19,14 (B - 5,006) \text{ Дж/(моль·К)} . \quad (8)$$

Из формулы (3) и таблицы 2 рассчитано давление пара чистого жидкого кобальта при 1773 и 1823 К в опытах с расплавами, содержащими следующие концентрации серы:  $x_S = 0,0046$ ; 0,0081 и 0,0168, которое может быть представлено уравнениями:

$$\lg P = -23437/T + 13,100 \text{ (Па)} \quad (9)$$

$$\lg P = -23081/T + 12,904 \text{ (Па)} \quad (10)$$

$$\lg P = -22978/T + 12,846 \text{ (Па)} \quad (11)$$

Вместе с результатами работ [2,13], выполненных этим же методом испарения из тиглей с разным отношением длины к радиусу и усреднением пяти значений получены энтальпия испарения чистого кобальта  $445,1 \pm 3,7$  кДж/моль, энтропия испарения

$\Delta S^{\text{исп}} = 152,8 \pm 1,9$  Дж/(моль·К) и нормальная температура кипения  $2912 \pm 13$  К. Отсюда усредненная зависимость давления насыщенного пара жидкого кобальта описывается выражением:

$$\lg P = -23255/T + 12,989 \text{ (Па)}, \quad (12)$$

Расчетные термодинамические величины близки к полученным в работе [12] и описываемых уравнением (4) опытных данных на основании метода испарения с открытой поверхностью. Следует отметить, что в этих двух методах опытные данные получали в результате многочисленных повторений, что повышало точность измерений и устраняло возможность систематических ошибок.

Результаты измерений методом атомной абсорбции авторы [14] для широкого диапазона температур (1794-2163 К) описывают выражением:

$$\lg P = (11,94 \pm 0,06) - (21390 \pm 1080)T^{-1} \text{ (Па)}, \quad (13)$$

из которого рассчитанные энтальпия и энтропия испарения 409,4 кДж/моль и 132,7 Дж/(моль·К) ниже полученных в этой работе, но нормальная температура кипения 3085 К ближе рекомендуемым значениям  $3230 \pm 50$  К [15].

Работы, выполненные методом Кнудсена [11] ближе к результатам, полученным в настоящей работе. Сравнение разных результатов показано в таблице 3.

Таблица 3 – Сравнение результатов измерений и расчетов давления насыщенного пара жидкого кобальта (Па)

Автор, формула	Температура, К			
	1766	1773	1823	1873
/12/	0,611	0,687	1,54	3,32
формула (9)	0,674	0,761	1,75	3,86
формула (10)	0,683	0,769	1,75	3,81
формула (II)	0,683	0,769	1,74	3,78
формула (12)	0,662	0,746	1,71	3,74
[14]	0,673	0,751	1,61	3,31
[9]	0,656	0,733	1,58	3,29

Для системы кобальт-сера с невысокими содержаниями неметалла из данных таблицы 2 получим три уравнения (соответственно для  $x_S = 0,0046$ ; 0,0081 и 0,0168):

$$\lg P = - 21575/T + 12,089 \text{ (Па)}, \quad (14)$$

откуда  $\Delta H^{\text{исп}} = 412,9$  кДж/моль,  $\Delta S^{\text{исп}} = 135,6$  Дж/(моль·К) и  $T^{\text{НК}} = 3046$  К,

$$\lg P = - 23086/T + 12,915 \text{ (Па)}, \quad (15)$$

здесь  $\Delta H^{\text{исп}} = 441,9$  кДж/моль,  $\Delta S^{\text{исп}} = 151,4$  Дж/(моль·К) и  $T^{\text{НК}} = 2919$  К,

$$\lg P = - 23086/T + 12,915 \text{ (Па)}, \quad (16)$$

где  $\Delta H^{\text{исп}} = 441,1$  кДж/моль,  $\Delta S^{\text{исп}} = 153,1$  Дж/(моль·К) и  $T^{\text{НК}} = 2908$  К.

Добавление невысоких количеств серы к жидкому кобальту незначительно увеличивает его давление насыщенного пара, что соответствует небольшим положительным отклонениям от закона Рауля для кобальта. Из диаграммы плавкости системы кобальт-сера с учетом изменения теплоемкости с температурой для 1773 К получено :

$$\lg f_{Co} = 2,8(1 - x_{Co})^2 - 4,6(1 - x_{Co})^3 \quad (17)$$

$$\lg f_S = - 4,1(1 - x_S)^2 + 4,6(1 - x_S)^3 \quad (18)$$

и для 1823 К

$$\lg f_{Co} = 2,72(1 - x_{Co})^2 - 4,47(1 - x_{Co})^3 \quad (19)$$

$$\lg f_s = -3,99(1 - x_s)^2 + 4,47(1 - x_s)^3 \quad (20)$$

В качестве стандартного состояния выбраны чистые жидкие компоненты.

Измерения методом химического равновесия активности серы в жидком кобальте [16] представлены для температур для 1823, 1873 и 1923 К. следующим выражением:

$$\varepsilon_s^s = 245,4 / T + 0,061, \quad (21)$$

где  $\varepsilon_s^s$  – параметр взаимодействия, который подробно описан в работе [17].

С учетом  $\varepsilon_s^s = 125,28 e_s^s$ , где  $e_s^s$  – параметр взаимодействия [17], и из условия  $2Q_{Co-S} = RT \cdot \varepsilon_s^s$ , находим из выражения (21), следуя данным работы [16],  $Q_{Co-S} = 69900$  Дж/моль, что представляет очень большую величину, свидетельствующую о расслоении расплава уже при очень малых концентрациях серы, что не наблюдается в действительности.

Изменение давления насыщенного пара жидкого кобальта при добавлении неметаллов невелико, как следует из данных [18] для системы кобальт-углерод, поэтому установить значения термодинамических величин можно только в случае прецизионных измерений.

Близкие значения давления насыщенного пара жидкого кобальта к данным, полученным в настоящей работе определены в исследовании [19] кобальт-кислород.

#### *Выводы:*

1. Экспериментально методом испарения из цилиндрических тиглей с разным отношением высоты к радиусу в вакууме изучено испарение кобальта с невысоким содержанием серы при 1773 и 1823 К. Рассчитано давление насыщенного пара кобальта и серы, их коэффициенты испарения и коэффициенты активности жидкого кобальта.

2. Получены температурные зависимости давления насыщенного пара жидкого кобальта этим методом, которое согласуются с ранее исследованными значениями методом испарения с открытой поверхности. Вычислены энтальпии и энтропии испарения жидкого кобальта и его нормальная температура кипения. Дано сопоставление с результатами, полученными разными авторами методами атомной абсорбции и Кнудсена.

3. Для системы кобальт-сера при невысоких концентрациях растворенной серы выведены температурные зависимости давления насыщенного пара, рассчитаны термодинамические величины процесса испарения системы кобальт-сера.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Определение упругости паров металлов при высоких температурах / В.М. Амоненко, В.Е. Иванов, Г.П. Ковтук, В.С. Павлов // Экспериментальная техника и методы высокотемпературных измерений. – М., 1966. – С. 85.
2. Цемехман Л.Ш. Некоторые физико-химические закономерности испарения железа, кобальта и меди в вакууме / Л.Ш. Цемехман, Ю.А. Карасев, С.Е. Вайсбурд // Вакуумные процессы в цветной металлургии. – Алма-Ата, 1971. – С. 101.
3. Исследование испарения жидких сплавов кобальта с серой / Н.А. Блатов, Б.П. Бурылев, Л.Ш. Цемехман, С.Л. Литвинов // Цветные металлы. – 1998. – № 9. – С. 26-27.
4. Литвинов С.Л. Испарение компонентов и их термодинамика в системе кобальт-сера / С.Л. Литвинов, Б.П. Бурылев, Л.Ш. Цемехман // Цветные металлы. – 1982. – №10. – С. 14-16.
5. Belton G.R. Thermodynamics of metal systems / G.R. Belton, R.I. Fruehan, E.T. Turkdogan // Metallurg. Trans. – 1972. – V. 3. № 2. – P. 596.
6. О некоторых закономерностях испарения серосодержащего никеля в глубоком вакууме / В.П. Минцис, Л.Ш. Цемехман, С.Е. Вайсбурд, Б.П. Бурылев // Известия вузов. Цветная металлургия. – 1977. – №6. – С. 29.
7. Пожидаев Ю.В. Оценка давления пара в сплавах Co-C, Ni-C, Fe-C / Ю.В. Пожидаев, Б.П. Бурылев // Теория регулярных растворов, ее развитие и применение к расплавам. Тез. всесоюзн. семинара. 18-21 апреля 1972. – Краснодар, 1972. – С. 38-39.
8. Пожидаев Ю.В. Давление пара компонентов в тройной системе Fe-Ni-Co / Ю.В. Пожидаев, Б.П. Бурылев, А.В. Степанов // Теория регулярных растворов, ее развитие и применение к расплавам. / Тез. всесоюзн. семинара. 18-21 апреля 1972. – Краснодар, 1972. – С. 40-42.
9. Балковой Ю.В. Давления насыщенных паров железа, кобальта и никеля / Ю.В. Балковой, Р.А. Алеев, В.А. Григорян // Известия вузов. Черная металлургия. – 1984. – № 9. – С. 49-54.
10. Бурылев Б.П. Экспериментальное измерение температурной зависимости давления насыщенного пара жидкого кобальта / Б.П. Бурылев, Ю.В. Пожидаев, Е.И. Ташлыков: Кубанский гос. ун-т. – Краснодар, 1985. – 17 с. Деп. в ОНИИТЭХИМ № 946 хп - 85 Деп. от 24.09.85.
11. Литвинов С.Л. Давление насыщенного пара жидкого кобальта, содержащего серу и кислород / С.Л. Литвинов, Б.П. Бурылев, Е.И. Ташлыков // Расплавы. – 1990. – № 5. – С. 106.
12. Бурылев Б.П. Исследование зависимости давления пара жидкого кобальта от температуры / Б.П. Бурылев, Ю.В. Пожидаев, Е.И. Ташлыков // Известия вузов. Цветная металлургия. – 1987. – № 3. – С. 35-38.

13. Карасев Ю.А. Изучение некоторых физико-химических закономерностей поведения никеля, кобальта и меди при вакуумной обработке никелевых расплавов. Автореф. дис. канд. тех. наук. – Л.: Гипроникель, 1974.
14. Николаев Г.И. Атомно-абсорбционная спектроскопия в исследовании испарения металлов / Г.И. Николаев, А.М. Немец. – М.: Металлургия, 1982. – С. 152.
15. Термические константы веществ. Справочник в 10 вып. / Под ред. А.П. Глушко. Вып. 6. Ч. 1. – М.: ВИНТИ, 1972. – 231 с.
16. Григорович К.В. Термодинамическая активность серы в сплавах на основе кобальта / К.В. Григорович, В.Я. Дашевский, А.Ю. Поляков // Известия вузов. Черная металлургия. – 1981. – №1. – С. 135.
17. Вагнер К. Термодинамика сплавов / К. Вагнер. – М.: Гос. научно-техн. изд. лит-ры по черной и цветной металлургии, 1957. – 180 с.
18. Бурылев Б.П. Давление пара над расплавом кобальта, насыщенного углеродом / Б.П. Бурылев, Ю.В. Пожидаев, Е.И. Ташлыков // Металлы. – 1987. – № 5. – С. 82-83.
19. Бурылев Б.П. Давление насыщенного пара жидкого кобальта над сплавами кобальт-кислород при разных температурах / Б.П. Бурылев, Л.П. Мойсов, Л.Ш. Цемехман // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2000. – № 5. – С.11-14.

УДК 541.123:669.745

С.Н. Гаврилов, В.Е. Крицкий, Б.П. Бурылев, Л.П. Мойсов

Научно-исследовательский институт по монтажным работам,  
г. Краснодар

## МЕТОД РАСЧЕТА РАСПРЕДЕЛЕНИЯ АЗОТА МЕЖДУ МЕТАЛЛИЧЕСКИМ И ШЛАКОВЫМ РАСПЛАВАМИ

Приведены уравнения для определения растворимости азота в металлических и шлаковых расплавах. Обсуждены термодинамические свойства шлаковых расплавов системы  $\text{CaO} - \text{SiO}_2 - \text{Al}_2\text{O}_3$ . Выведены расчетные уравнения для определения предельных концентраций азота в шлаках и металле и оценена константа распределения азота между шлаком и металлом.

Экспериментально сложно одновременно изучить растворимость азота в металле и шлаке с целью нахождения коэффициентов распределения растворенного азота между двумя фазами.

Разработанные методы расчета термодинамических свойств расплавов [1,2] дают возможность теоретических оценок распределения азота между металлом и шлаком.

К настоящему времени есть много экспериментальных данных о растворимости азота в металлической фазе и существенно меньше – в шлаках, хотя для определения коэффициентов распределения азота надо иметь данные о его растворимости в обеих фазах.

В данной работе приводится расчет максимально возможных количеств растворенного азота в металле и шлаке и влияние разных факторов на изменение содержания азота в этих расплавах.

Растворимость азота в металле на основе железа ранее изучена в работе [1]. Для разных составов расплава Fe-C-Si-P содержание азота можно определить из уравнения

$$\lg[\%N] = -\frac{700}{T} - 0,98 + \frac{1}{2} \lg P_{N_2} - \frac{2,0x_{Si}}{x_{Fe}} - \frac{1,75x_C}{x_{Fe}} - \frac{1,6x_P}{x_{Fe}} + \lg(2x_{Fe} - 1), \quad (1)$$

где  $P_{N_2}$  – парциальное давление азота в газовой фазе;  $x_i$  – атомная доля компонентов;  $T$  – абсолютная температура.

Для более полной характеристики поведения азота в наплавленном металле важно знать его растворимость в шлаках. Вывод уравнений основывается на теории неметаллов, растворенных в смешанных растворителях [2]. С учетом концентрационной зависимости энергии взаимодействия ко-

эффицент активности вещества 3 в растворе из компонентов 1 и 2 определяются уравнением

$$RT \ln f_3 = \frac{2x_3}{x_1 + x_2} \varphi_{33}^{01} + \frac{2x_2}{x_1 + x_2} \varphi_{33}^{(2)} - \frac{x_1 x_2}{x_1 + x_2} \varphi_{33}^1 - RT \ln(x_1 + x_2 - x_3), \quad (2)$$

где  $\varphi_{33}^{01}$  и  $\varphi_{33}^{(2)}, \varphi_{33}^1$  – энергии взаимодействия между частицами 3-3 в чистом растворителе и ее изменение при добавлении компонента 2;  $\frac{x_1 x_2}{x_1 + x_2} \varphi_{33}^1 = \Delta G^{изб}$  – избыточная молярная энергия Гиббса для раствора из

компонентов 1 и 2. Если раствор насыщен компонентом 3 и находится в равновесии с чистым веществом 3, имеющим активность равную единице, то

$$\ln x_3 = -\ln f_3, \quad (3)$$

а из выражения (2) и (3) находим растворимость

$$RT \ln x_3 = -\frac{2x_3}{x_1 + x_2} \varphi_{33}^{01} - \frac{2x_2}{x_1 + x_2} \varphi_{33}^{(2)} + \frac{\Delta G^{изб}}{x_1 + x_2} + RT \ln(x_1 + x_2 - x_3). \quad (4)$$

Подставляя  $x_2 = 0$  и  $x_1 = 0$ , получаем растворимость вещества 3 в чистых компонентах 1 и 2

$$x_3^{(1)} = (1 - 2x_3) \exp\left(-\frac{2x_3}{1 - x_3} \frac{\varphi_{33}^{01}}{RT}\right), \quad (5)$$

$$x_3^{(2)} = (1 - 2x_3) \exp\left(-\frac{2x_3}{1 - x_3} \frac{\varphi_{33}^{01}}{RT} - \frac{2\varphi_{33}^{(2)}}{RT}\right). \quad (6)$$

Тогда из выражения (4)-(6) следует

$$RT \ln x_3 = \frac{x_1}{1 - x_3} RT \ln x_3^{(1)} + \frac{x_2}{1 - x_3} RT \ln x_3^{(2)} + \frac{\Delta G^{изб}}{1 - x_3}. \quad (7)$$

Для малого количества растворенного вещества 3 значением мольной доли в знаменателе можно пренебречь по сравнению с единицей.

Выведенные уравнения легко обобщаются для систем, содержащих К растворителей  $i$ , в которых растворен компонент  $j$

$$RT \ln x_i = \sum_{i=1}^K x_i RT \ln x_j^{(i)} + \Delta G. \quad (8)$$

Таким образом, для расчета растворимости в сложных системах надо знать значения растворимости в чистых компонентах, а также термодинамические свойства раствора, образованного – этими концентратами.

Избыточная энергия Гиббса тройного раствора определяется уравнением

$$\Delta G^{изб} = RT(x_1 \ln f_1 + x_2 \ln f_2 + x_3 \ln f_3) = RT \sum_{i=1}^k x_i \ln f_i, \quad (9)$$

где  $f_i$  – коэффициенты активности компонентов  $i$ ;  $k$  – число компонентов.

Из выражения (9) следует, что для шлаков системы CaO–SiO<sub>2</sub>–Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (нумерация в порядке записи) необходимо знать коэффициенты активности компонентов. Результаты расчета для системы CaO–SiO<sub>2</sub> приведены в работе [3]. Активности в расплавах CaO–Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и в тройной системе CaO–SiO<sub>2</sub>–Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, определены экспериментально разными методами, обзор которых приведен в работе [4].

Для получения интерполяционных формул концентрационной зависимости коэффициентов активности компонентов в бинарных расплавах CaO–Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и SiO<sub>2</sub>–Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> воспользуемся выражением

$$RT \ln f_i = (1-x_i)^2 Q_{ij} + K, \quad (10)$$

где  $x_i$  – ионная доля компонента  $i$ ;  $Q_{ij}$  – энергия смешения компонентов  $i$  и

$j$ ; значения константы  $K$  зависит от выбора стандартного состояния компонента  $i$ .

Значения константы  $Q_{ij}$  даны в работах [3-5]. Из разных опытных данных получаем  $Q_{13} = -200$  кДж/моль,  $Q_{13} = -240$  кДж/моль и  $Q_{13} = -160$  кДж/моль. В дальнейших расчетах принимаем среднее значение  $Q_{13} = -200$  кДж/моль.

Молярная энергия Гиббса тройного расплава может быть определена [3] уравнением

$$G = x_1 G_1 + x_2 G_2 + x_3 G_3 + RT(x_1 \ln x_1 + x_2 \ln x_2 + x_3 \ln x_3) + x_1 x_2 Q_{12} + x_1 x_3 Q_{13} + x_2 x_3 Q_{23} + q x_1 (3x_2 - 1)^2. \quad (11)$$

Из этого выражения можно получить значения химических потенциалов

$$\mu_i = \frac{\partial G(n_1 + n_2 + n_3)}{\partial n_i}, \quad (12)$$

$$\text{а так как } \mu_i = G_i + RT \ln x_i + RT \ln f_i, \quad (13)$$

то коэффициенты активности оксидов кремния (IV) и алюминия (III) определяются уравнениями

$$RT \ln f_2 = [Q_{11} + 6q(3x_2 - 1)]x_1(1-x_2) - x_1 x_3 Q_{13} + x_3(1-x_2)Q_{23} \quad (14)$$

$$RT \ln f_3 = [-Q_{12} - 6q(3x_2 - 1)]x_1 x_2 + x_1(1-x_3)Q_{13} + x_2(1-x_3)Q_{23}. \quad (15)$$

Значение  $Q_{23} = -70$  кДж/моль определили из выражения (14) с учетом величин  $Q_{12} = -113$  кДж/моль,  $q = 26,4$  кДж/моль и  $Q_{13} = -200$  кДж/моль по опытным данным об активности кремнезема в шлаках с содержанием глинозема до 20 % мас. В интервале температур 1723-1823 К.

Проверка полученных значений  $Q_{ij}$  произведена при сопоставлении результатов расчета по уравнениям (14) и (15) с опытными данными измерений активности оксида кремния (IV) и оксида алюминия (III) в

рений активности оксида кремния (IV) и оксида алюминия (III) в тройных расплавах  $\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$  методом ЭДС при 1903 К. С учетом выражений (9) и (11) для избыточной энергии Гиббса тройного расплава  $\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$  получим

$$\Delta G^{\text{изб}} = -113x_1x_2 - 200x_1x_3 - 70x_2x_3 + 26,4x_1(3x_2 - 1)^2. \quad (16)$$

Из уравнений (8) и (16) по опытным данным [7] находим, что логарифм растворимости азота в гипотетических чистых  $\text{CaO}$ ,  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$  составляет около 1,4 ; - 0,3 и 1,7. Эти величины подтверждаются производственными наблюдениями по изменениям количества азота в основных и кислых шлаках. Обычно содержание азота в белых шлаках восстановительного периода превышает таковое для окислительного при производстве стали в дуговых электропечах.

Расчетное уравнение растворимости азота в шлаках (8) при 1773 К и  $P_{N_2} = 0,92$  атм (93220 Па) примет вид

$$\lg \%N = 1,4x_{\text{CaO}} - 0,5x_{\text{SiO}_2} + 1,7x_{\text{Al}_2\text{O}_3} + \frac{\Delta G^{\text{изб}}}{19,15 \cdot T}. \quad (17)$$

Сравнение результатов расчета с опытными [6] показано в таблице.

Ошибка в определении растворимости азота в шлаках разного состава в среднем составляет около 20% от измеряемой величины, что находится несколько выше пределов точности экспериментальных определений. Большое расхождение предпоследней величины, видимо, объясняется наличием большого количества карбида кальция в этом шлаке, который увеличивает растворимость азота. Кроме того, из таблицы следует, что расчетные значения растворимости ниже для высокоосновных шлаков, в которых присутствует  $\text{CaC}_2$ , не учтенный в опытах [6] и расчетной формуле (17). Это позволяет считать, что выражение (17) даст хорошие результаты при расчете растворимости азота в различных шлаках сварочного производства.

Выполненные расчеты коэффициентов распределения азота между шлаковой и металлической фазами показали, что растворимость азота в шлаках не зависит от марки наплавляемого металла, но зависит от основности шлака. Предельное содержание азота в металлической фазе не зависит от состава шлака, но сильно отличается для разных составов наплавляемого металла в соответствии с влиянием разных элементов на растворимость азота.

Известно [1], что марганец и хром увеличивают растворимость, а углерод, кремний, фосфор и никель – уменьшают. Поэтому конечное содержание азота определяется количеством легирующих элементов, температурой и парциальным давлением азота в газовой фазе.

Коэффициент распределения азота между шлаком и металлом

$$K' = \frac{(\%N)}{[\%N]} \quad (18)$$

определяется в первую очередь составом металлической фазы и не остается постоянным при изменении состава металлических и шлаковой фаз.

Для определения константы распределения необходимо знать значения коэффициентов активности азота в шлаке и металле

$$K = \frac{a_N^{шл}}{a_N^{мет}} = \frac{(\%N) \cdot f_N^{шл}}{[\%N] \cdot f_N^{мет}} \quad (19)$$

Таблица – Растворимость азота в шлаках системы CaO – SiO<sub>2</sub> – Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> при P<sub>N<sub>2</sub></sub> = 0,92 атм (93220 Па) и T = 1773 К

Химический состав						Содержание азота, мас. %	
Массовые проценты			Ионные доли			опытные	расчетные
CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	xCa	xSi	xAl		
23	57	20	0,244	0,542	0,224	0,234	0,303
30	50	20	0,304	9,473	0,223	0,153	0,208
40	40	20	0,403	0,376	0,221	0,187	0,175
50	30	20	0,500	0,280	0,220	0,210	0,366
60	20	20	0,597	0,185	0,118	0,250	0,232
40	60	-	0,417	0,583	-	0,407	0,460
40	50	5	0,435	0,505	0,060	0,312	0,345
40	50	10	0,410	0,477	0,113	0,266	0,234
40	35	25	0,400	0,326	0,274	0,442	0,159
55	40	5	0,562	0,382	0,056	0,544	0,427
50	40	10	0,508	0,380	0,112	0,435	0,277
48	40	12	0,488	0,378	0,134	0,324	0,246
30	40	30	0,269	0,335	0,296	0,203	0,305
35	39	36	0,315	0,329	0,356	0,306	0,174
50	-	50	0,476	-	0,524	1,460	0,004
50	50	-	0,518	0,482	-	0,462	0,509

Коэффициент активности азота в металлической фазе можно рассчитать по уравнениям, подобным приведенным в работе [1]. Для коэффициента активности азота в шлаке для широкого диапазона составов при P<sub>N<sub>2</sub></sub> = 1 атм (101325 Па)

$$\%N = 0,33 \frac{X_{Ca} + X_{Mg}}{X_{Si}}, \quad (20)$$

откуда

$$f_N = 0,48 - \lg \frac{X_{Ca} + X_{Mg}}{X_{Si}} - \lg K_N \quad (21)$$

Если выберем за стандартное состояние азота его состояние в шлаке с основностью равной единице, то в этом случае f<sub>N</sub><sup>шл</sup> = 1 и lgK=0,48, тогда

$$f_N^{шл} = -\lg \frac{X_{Ca} + X_{Mg}}{X_{Si}} \quad \text{и} \quad f_N^{шл} = \frac{1}{\frac{X_{Ca} + X_{Mg}}{X_{Si}}} \quad (22)$$

С учетом этих выражений константа распределения азота между шлаком и металлом из уравнения (19)  $K=8$ . Эта константа зависит только от температуры и не меняется с составом металла и шлака в широком интервале концентраций. Затронутая проблема насыщения наплавленного металла из шлакового расплава актуальна и дает возможность регулирования количества азота в металле за счет изменения состава шлакового расплава.

Подобный метод расчета можно применить для определения распределения водорода между металлом и шлаком. Растворимость водорода в хромоникелевых сталях исследована в работе [7], для других систем результаты приведены в пособии [8].

*Выводы:*

1. Приведены расчетные уравнения для растворимости азота в наплавленном металле и контактирующим с ним шлаке. Определены термодинамические активности компонентов в шлаке системы  $\text{CaO} - \text{SiO}_2 - \text{Al}_2\text{O}_3$ .

2. С помощью приведенных уравнений установлены значения растворимости азота в металле и шлаке и оценена константа распределения азота между металлом и шлаком.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бурылев Б.П. О газонасыщенности чугунов / Б.П. Бурылев // Изв. АН СССР. Metallургия и горное дело. – 1964. – № 3. – С. 118-121.

2. Бурылев Б.П. К теории растворов неметаллов в смешанных растворителях / Б.П. Бурылев // Журнал физической химии. – 1965. – Т. 39. № 5. – С. 1157-1163.

3. Кожеуров В.А. Термодинамика металлургических шлаков / В.А. Кожеуров. – Свердловск: Metallургиздат, 1955. – 163 с.

4. Бурылев Б.П. Применение приближенных методов для расчета термодинамических свойств оксидных и металлических систем / Б.П. Бурылев, И.Т. Срывагин, В.Г. Корпачев. – Краснодар, 1986. – 483 с. Деп. № 498-хп-86 от 14.03.86г.

5. Мойсов Л.П. Физико-химические основы создания новых сварочных материалов / Л.П. Мойсов, Б.П. Бурылев. – Ростов-на-Дону: Издательство Ростовского университета, 1993. – 80 с.

6. Камышов В.М. Растворимость азота в безжелезистых шлаках / В.М. Камышов, О.А. Есин, С.К. Чучмарев // Известия вузов. Черная металлургия. – 1964. – № 7. – С. 24-28.

7. Растворимость водорода в хромоникелевых сталях при высоких температурах / С.Н. Гаврилов, В.Е. Крицкий, Б.П. Бурылев, Л.П. Мойсов. // Водородная обработка материалов. Труды Четвертой Международной конференции «ВОМ-2004». Донецк-Святогорск, 17-21 мая 2004 г. – Донецк, 2004. – С. 405-409.

8. Бурылев Б.П. Газовый анализ. Растворимость водорода в металлах: Учебное пособие / Б.П. Бурылев. – Краснодар: Изд. Кубанского гос. ун-та, 1983. – 77с.

УДК 669.162.1:622.785

В.А. Долинский, А.А. Пермяков, М.И. Карпенко

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ЧАСТИЧНО МЕТАЛЛИЗОВАННОГО АГЛОМЕРАТА

Изучены металлургические свойства частично металлизированного агломерата полученного путем перераспределения топлива и возврата по слоям при двухслойной укладке шихты. При среднем расходе топлива 6-7 % получен агломерат со степенью металлизации 5-10 %. Исследованные агломераты показали более высокие прочностные характеристики как в исходном состоянии, так и в процессе восстановления, хотя восстановимость их несколько снижается по сравнению с обычным агломератом. Применение частично металлизированного агломерата в доменной шихте в смеси с обычным агломератом должно оказать положительное влияние на ход и показатели доменной плавки.

Агломерат частично металлизированный в процессе спекания получали по известному способу [1], позволяющему при общем расходе топлива 6-7 % и двухслойной укладке шихт с высоким (до 20 %) содержанием топлива в верхнем слое и 1,5-2 % в нижнем слое получить агломерат со степенью металлизации 5-10 %, сохранив и даже увеличив производительность аглоустановки в сравнении с получением обычного агломерата [2].

Проплавка такого агломерата (степень металлизации примерно 7 %, содержание  $\text{FeO}$  ~30 %) в доменной печи полезным объёмом 3000 м<sup>3</sup> обеспечила повышение ее производительности на 2,5 %, содержание серы в чугуна снизилось на 0,005 %, расход кокса сократился на 6,8 кг/т чугуна [3].

Для выяснения влияния частично металлизированного агломерата на технико-экономические показатели доменной плавки и качество чугуна в настоящей работе изучили металлургические свойства агломератов частично металлизированных в процессе спекания: агломерата полученного в лабораторных условиях (ЛЧМ), во время ящичных спеканий на агломашине АКМ – 312 (ПЧМ), а также агломерата полученного по обычной технологии при нормальном расходе коксовой мелочи на той же агломашине (АБ). Химический состав агломератов следующий:

Содержание, %	Содержание, %						
	Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>мет</sub>	FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO
ЛЧМ	57,17	4,47	33,88	7,96	4,58	6,25	2,14
ПЧМ	58,93	2,98	38,49	7,33	2,87	6,77	3,18
АБ	56,60	0,34	20,10	7,44	2,74	7,51	3,14

Основность исследованных агломератов изменялась от 0,8 до 1,00.

Минеральный состав исследованных агломератов следующий:

Содержание, % (объёмн.)

Агломерат	Fe <sub>мет</sub>	Вюстит	Известь	Шпинель	Магнетит	Гематит	Ферриты кальция	Кристаллические силикаты	Стекло	Кокс
ЛЧМ	2,1	13,1	+	0,1	51,3	3,0	0,9	8,2	20,3	1,0
ПЧМ	3,6	39,4	+	0,3	19,5	2,5	3,6	17,6	11,1	2,4
АБ	-	+	-	+	56,6	7,0	7,2	6,4	22,8	-

Примечание. Знак «+» обозначает присутствие, «-» – отсутствие.

Механическую прочность лабораторных агломератов как частично металлизированного, так и обычного определяли по содержанию фракции 0 – 5 мм после 3-х кратного сбрасывания годного агломерата с высоты 2 м. Зависимость механической прочности от содержания Fe<sub>мет</sub> приведена на рисунке 1.

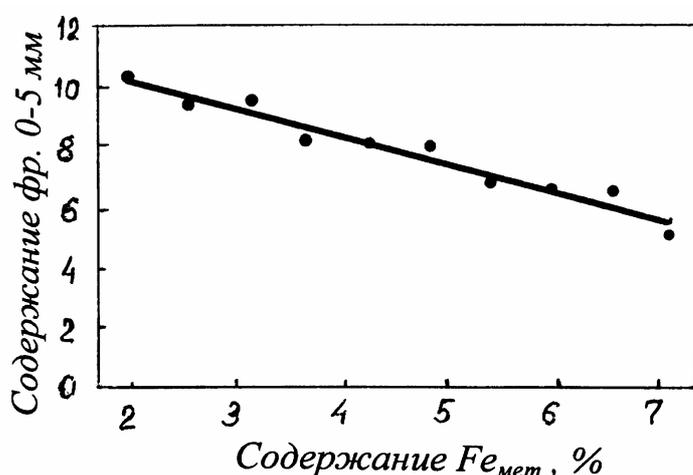


Рисунок 1 – Зависимость механической прочности от содержания Fe<sub>мет</sub> (усредненные данные)

При изучении металлургических свойств агломерата большое значение имеет его поведение при восстановлении. Восстановление агломератов фракции 8-10 мм проводили в токе водорода при температуре 850°С, при этом расход водорода составлял 2 л/мин. С целью получения различной степени восстановления агломератов продолжительность опытов изменяли от 15 до 90 мин. От восстановленного агломерата отбирали пробу на мине-

ралоогический анализ. Остальной агломерат дробили до 3 мм, выделяли фракции 0-1; 1-3 и 2-3 мм. Агломерат фракции 0-1 мм готовили на химический анализ, фракцию 1-3 мм применяли для проведения опытов по размягчению, а фракцию 2-3 мм использовали для оценки механической прочности восстановленного агломерата. Результаты опытов восстановления агломератов приведены на рисунке 2.

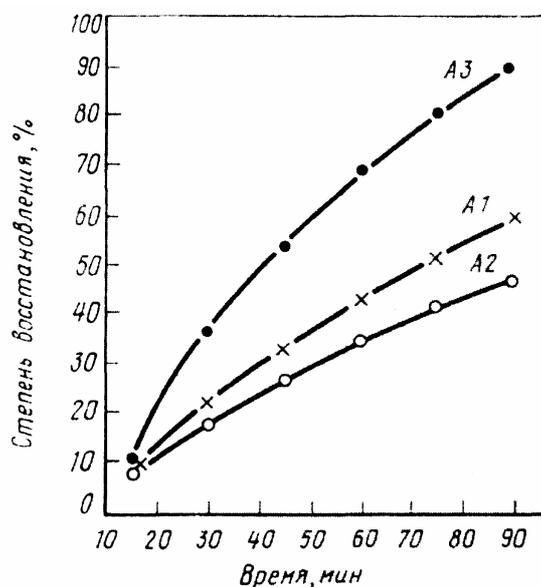


Рисунок 2 – Влияние продолжительности опыта на степень восстановления агломерата (усредненные данные)

Скорость и степень восстановления агломератов при разной продолжительности процесса восстановления обусловлены, главным образом, исходным минеральным составом рудной составляющей агломератов, а также дислокационными и другими структурными изменениями в рудных минеральных индивидах.

Из рисунка 2 видно, что в начальный период скорость восстановления агломератов отличается мало, а затем она резко возрастает у агломерата АБ, что обусловлено, главным образом, тем, что в исходном его минеральном составе содержится много легко восстанавливаемых минералов: гематита, феррита кальция, маггемомагнетита и магнетита. Самая низкая скорость восстановления агломерата ПЧМ объясняется значительно меньшим содержанием легковосстанавливаемых минералов. Содержание же трудновосстанавливаемого магнезиовюстита очень высокое, да к тому же часть железа находится уже в металлическом состоянии (см. вышеприведенные данные). Агломерат ЛЧМ занимает промежуточное положение как по минеральному составу так и по скорости восстановления. Так, при низких степенях восстановления (продолжительность опытов 15 и 30 мин) восстановительные процессы идут, главным образом, за счет вюститизации магнетита, ферритов кальция и гематита. При низкой степени восстановления (около 10 %) процесс восстановления захватывает поверхность обломка и

его пор на глубину 100-200 мкм. В остальном объёме обломка минеральный состав и структура практически не изменяются, однако в стекле зарождается огромное количество мельчайших кристаллов.

В восстановленной оболочке агломерата наблюдаются значительные изменения. Минералы, содержащие высшие оксиды железа, восстанавливаются до вюстита, а в некоторых наиболее энергетически активных микроучастках кристаллов появляются первые эмульсионные выделения металлического железа. Кристаллы вюстита, образовавшиеся при восстановлении магнетита, мартита и магномагнетита, содержат многочисленные дислокации, а по плоскостям октаэдрической отдельности плоские полости, свидетельствующие о диффузии кислорода в кристаллической структуре по плоскостям. Особенно много таких и более крупных плоских полостей в восстановленном мартите и магномагнетите.

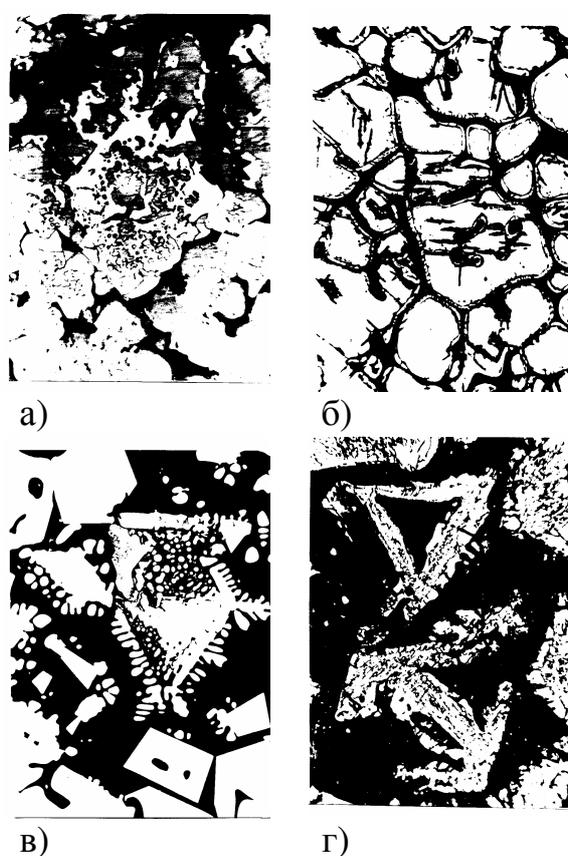
Магнетит в процессе восстановления становится пористым. Очевидно, наиболее окисленные его блоки при восстановлении сократились в объёме, и за счет внутрикристалльной диффузии образовались точечные, изометричные, иногда полиэдрические, «отрицательные кристаллы» – полости. При низкой степени восстановления магнетит совершенно не изменяется. Благодаря этому на фоне восстановленных минералов он четко выделяется своим блеском, буровато-белым цветом и полиэдрической формой.

При увеличении продолжительности опыта (более 30 мин) степень восстановления агломерата, а также толщина восстановленной оболочки увеличивается, причем глубина вюститизации всегда больше, чем глубина металлизации. Однако при полной вюститизации образца, что достигается при степени восстановления 45-55 %, количество вюстита сокращается за счет его металлизации. Оставшийся неметаллизированный вюстит представлен трудновосстановимым магнезиовюститом, в котором содержатся включения магномагнетита и шпинели.

Металлическое железо образуется путем поверхностно-зональной металлизации вюстита (рисунок 3, *а*), при металлизации стенок дислокаций и плоских спайных полостей (рисунок 3, *б*), а также путем металлизации стенок точечных дефектов (рисунок 3, *в*).

Зональная металлизация одинаково представлена во всех типах восстановленного агломерата и почти не зависит от его исходного минерального состава. Наоборот металлизация по стенкам плоских, линейных и точечных дефектов понижается с увеличением степени вюститизации исходного агломерата. Это обусловлено тем, что исходный вюстит металлизуется только зонально, так как в его кристаллах практически отсутствуют плоские спайные плоскости и дислокации. Металлизация кристаллов, в которых находится много плоских, линейных и точечных дефектов, возникающих в процессе вюститизации исходного магнетита, мартита и кальциомагнетита, осуществляется частично зонально, но, главным образом,

очагами и блоками по названным дефектам. При глубокой металлизации образуется губчатый агрегат металлического железа, в котором видны дислокации, заложенные в магнетите при его вюститизации (рисунок 3, з).



а – звездчатые и пластинчато-зональные выделения металлического железа в магнезиовюстите. Агломерат ЛЧМ ( $V = 16 \%$ ). Аншлиф, травлено HF,  $\times 1500$ ; б – металлизация магнетита по стенкам плоских спайных трещин, возникших при его вюститизации. Агломерат ПЧМ ( $V = 70 \%$ ). Аншлиф, иммерсия,  $\times 1000$ ; в – блоковая металлизация вюstitа по исходному маггемомагнетиту в точечных дефектах. Агломерат ПЧМ ( $V = 40 \%$ ). Аншлиф,  $\times 600$ ; г – губчатый агрегат металлического железа сохраняет форму и структурный узор дислокационных нарушений в исходном магнетите. Агломерат ПЧМ ( $V = 70 \%$ ). Аншлиф,  $\times 1000$ .

Рисунок 3 – Структура восстановленного агломерата

Прочность восстановленного агломерата определяли по методике, в основу которой положен принцип определения её для малых количеств агломерата [4]. Результаты опытов по определению механической прочности исходного и предварительно восстановленного агломерата приведены на рисунке 4, откуда видно, что механическая прочность частично металлизированных в процессе спекания агломератов ЛЧМ и ПЧМ с увеличением степени восстановления возрастает.

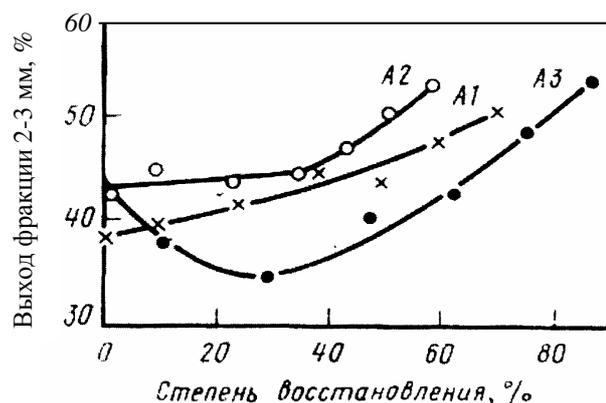


Рисунок 4 – Зависимость механической прочности агломерата от степени восстановления (усредненные данные)

В обычном, неметаллизированном агломерате АБ на первых стадиях восстановления (до 20-30 %) прочность уменьшается вследствие интенсивного восстановления гематита, маггемомагнетита и ферритов кальция и образования в них большого количества плоских, линейных и точечных дефектов увеличивающих хрупкость минералов, а, следовательно, снижающих прочность агломерата [5]. Снижение механической прочности вследствие восстановления легко восстанавливаемых минералов и увеличения при этом их дефектности продолжается до тех пор, пока главная их масса не превратится в вюстит и не появится металлическая фаза. В дальнейшем процесс восстановления характеризуется увеличением содержания пластичной металлической фазы за счет сокращения содержания прежде всего наиболее высокодефективных кристаллов вюстита.

В частично металлизированном агломерате вследствие малого содержания окисленных магнетитов не происходит массового образования дефектов, связанных с восстановлением. Поэтому прочность агломерата монотонно возрастает с увеличением степени восстановления.

Размягчение агломератов фракции 1-3 мм проводили в магнезитовом тигле под давлением  $2 \cdot 10^5$  Па, которое примерно соответствует давлению материалов в распаре доменной печи. Скорость нагрева материалов до  $800^\circ\text{C}$  составляла  $8-10^\circ\text{C}/\text{мин}$ , а выше  $800^\circ\text{C}$  –  $4-5^\circ\text{C}/\text{мин}$ . За температуру начала размягчения принимали температуру, соответствующую максимуму на кривой размягчения. Температурой конца размягчения считали температуру, при которой первоначальная высота исследуемого агломерата в тигле уменьшилась на 40 %.

Результаты опытов по размягчению агломерата приведены на рисунке 5, из которого видно, что температурный интервал размягчения как обычного (АБ), так и частично металлизированного в процессе спекания агломерата (ЛЧМ, ПЧМ) с повышением степени восстановления изменяется примерно в одинаковых пределах.

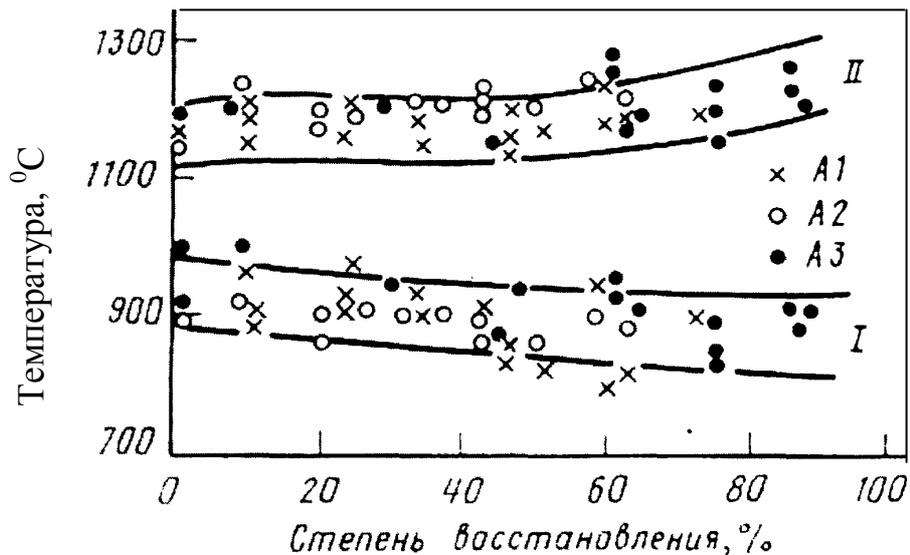


Рисунок 5 – Зависимость температуры начала (I) и конца (II) размягчения от степени восстановления

*Выводы.* Изучение металлургических свойств частично металлизированного агломерата показало его более высокие прочностные характеристики как в исходном состоянии, так и в процессе восстановления, хотя восстановимость несколько снижается по сравнению с обычным агломератом. Таким образом, применение частично металлизированного агломерата в доменной шихте в смеси с обычным агломератом окажет положительное влияние на ход и показатели доменной плавки.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. А.с. 1041591 СССР. Способ подготовки шихты к спеканию / И.К. Борискин, В.И. Губанов, В.В. Даньшин и др. // Открытия. Изобретения. – 1983. – № 34. – С. 99.
2. Повышение эффективности металлургического производства / Борискин И.К., Пермяков А.А., Колокольцов Б.И. и др. // Тезисы докл. научно-техн. конф. – Новокузнецк: Изд-во НТО ЧМ Кемеровского областного правления, 1985. – С. 5-6.
3. Борискин И.К., Першиков П.В., Арыков Г.А. и др. // Интенсификация металлургических процессов и повышение качества металла: Тезисы докл. научно-техн. конф. – Новокузнецк: Изд-во НТО ЧМ Кемеровского областного правления, 1986. – С. 22-23.
4. Гольдштейн Н.Л., Шерстобитов М.А. // Металлург. – 1967. – № 10. – С. 6-8.
5. Пермяков А.А., Долинский В.А., Карпенко М.И. // Известия вузов. Черная металлургия. – 2001. – № 10. – С. 3-5.

УДК 669.162

В.А. Долинский, Л.Д. Никитин, С.Ф. Бугаев, В.П. Горбачев

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк,

ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,  
г. Новокузнецк

## ВЫПЛАВКА ЧУГУНА С ПОНИЖЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ КРЕМНИЯ НА МАГНЕЗИАЛЬНО-ГЛИНОЗЕМИСТЫХ ШЛАКАХ

Снижение содержания кремния улучшает показатели процесса доменной и конверторной плавки, при этом увеличивается производство чугуна и снижается удельный расход кокса, повышается выход годного продукта и снижается расход кислорода при продувке стали, увеличивается стойкость футеровки конвертеров.

Одним из условий получения качественного чугуна с пониженным содержанием кремния (до 0,2 %), является работа доменной печи на устойчивых по температуре и вязкости шлаках. Наиболее устойчивыми являются шлаки с основностью 1,00-1,05 с содержанием магнезии и глинозема 12 и 15 % соответственно. Для этих шлаков изменение содержания основных компонентов не приводит к существенному изменению свойств. При снижении содержания кремния на 0,1 % удельный расход кокса уменьшается на 1,05 %, а производительность увеличивается на 1,1 %.

Снижение содержания кремния в чугуне улучшает показатели процесса доменной и конверторной плавки, при этом увеличивается производство чугуна и снижается удельный расход кокса, повышается выход годного продукта и снижается расход кислорода при продувке стали, увеличивается стойкость футеровки конвертеров. Одним из условий получения качественного чугуна с пониженным содержанием кремния (до 0,2 %) является работа доменной печи на устойчивых по температуре плавления и вязкости шлаках. В изменяющихся условиях ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат» (ЗСМК) довольно трудно добиться стабильного, ровного хода доменных печей вследствие значительного отличия физико-химических свойств загружаемых железорудных материалов, способствующих нестабильному шлаковому режиму, изменению состава и свойств магнезиально-глиноземистого шлака (вязкости, температуры плавления и обессеривающей способности).

Необычное поведение магнезии связано с минералом, в составе которого она находится в исходном материале и в доменной печи. В агломерате, используемом в доменной плавке, диагностированы следующие минералы: фогтит, окерманит, оливин, твердый раствор ряда монтичеллит-ферромонтичеллит, пироксены, твердый раствор ряда диопсид-геденбергит, мелилит (твердый раствор ряда геленит-окерманит), вюстит как твердый раствор с общей формулой  $(\text{FeCaMg})_{1-x}\text{O}$ .

Возможно образование и некоторого количества магнезиоферрита или магнезиовюстита, которые могут присутствовать одновременно в зависимости от степени развития окислительно-восстановительных процессов при агломерации. В исходном коршуновском концентрате содержится до 2,2-2,3 % шпинели и 12,6-12,7 % магнезиоферрита.

Отрицательная роль магнезиальных включений состоит в том, что они значительно повышают кажущуюся вязкость шлака и являются модификаторами.

Вследствие значительных колебаний содержаний магнезии и глинозема шлаковый режим процесса доменной плавки в условиях комбината достаточно сложный. При высоких средних содержаниях магнезии (13-15 %) и глинозема (14-17 %) в конечных шлаках пределы колебаний этих элементов достигают 4,0-4,5 %. Магнезия находится в виде тугоплавких и трудновосстановимых соединений с оксидами железа (магнезиоферрита  $(\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{MgO})$ , магнезиовюстита  $(\text{FeO} \cdot \text{MgO})$  и шпинели  $(\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3)$ ), вследствие этого шлаки становятся гетерогенными. Разжижающее действие магнезии в шлаке при температуре ниже 1450 °С не проявляется, так как гетерогенность шлаков повышается с началом процесса кристаллизации кальциймагнезиальных силикатов, модификатором которого являются твердофазные магнезиальные включения. При температуре 1270-1300 °С шлаки теряют жидкоподвижность, а при 1350-1400 °С начинают кристаллизоваться. В интервале 1500-1400 °С шлаки недостаточно жидкоподвижны, вязкость  $\eta$  составляет 0,6-1,2 Па·с. Повышение текучести при перегреве шлака (более 1500 °С) объясняется гомогенизацией шлакового расплава вследствие растворения тугоплавких магнезиальных и титансодержащих включений.

Таким образом, недостаточная жидкоподвижность магнезиально-глиноземистых шлаков при температуре ниже 1450 °С и высокая температура их кристаллизации обуславливают ведение доменной плавки при повышенном физическом нагреве горна (с резервом по теплу), достаточным для необходимого нагрева продуктов плавки.

Известно, что восстановление кремния в передельном чугуна идет главным образом из кремнезема золы кокса. Нарастание содержания кремния в чугуна происходит выше фурменных очагов, в которых циркулирует горящий кокс, плавится зола кокса и идет возгонка оксида кремния  $\text{SiO}$ . Эмиссионная способность кокса определяется концентрацией

$\text{SiO}_2$  в золе кокса и реакционной способностью углерода кокса. Увеличение реакционной способности и зольности кокса способствует росту содержания кремния в чугуна. Однако в последние годы на комбинате отмечается тенденция к повышению содержания золы в коксе и его реакционной способности (рисунок 1), что обусловлено ухудшением угольной базы коксования.

С учетом механизма восстановления с целью обеспечения выплавки чугуна с пониженным содержанием кремния в нем предложены эффективные меры, одной из которых является создание устойчивого шлакового режима процесса плавки.

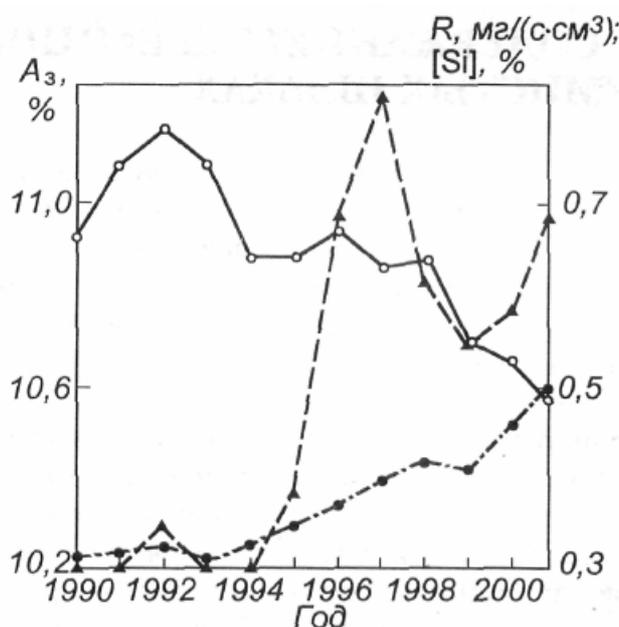


Рисунок 1 – Изменения реакционной способности  $R$  кокса (—·—·—), содержаний  $A_3$  золы (-----) и кремния [Si] (——) по годам

Исследования магнезиально-глиноземистых шлаков, характеризующихся высоким значением основности  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ , показали, что наиболее устойчивы по вязкости шлаки основностью 1,00-1,05 с содержанием магнезии 10,0-12,0 % во всем диапазоне изменения содержания глинозема (13,0-16,0 %). Для этих шлаков непостоянство содержания основных его компонентов не приводит к существенному изменению их вязкости. Вязкость этих шлаков при температуре 1400 °С не превышает 0,6 Па·с, а разность значений вязкости при температурах 1400 и 1500 °С составляет 0,3 Па·с. Сопоставление картограмм изменений содержаний кремния, серы и температуры выплавляемого чугуна позволило определить оптимальные интервалы изменения основности шлака и отношения содержаний глинозема и магнезии, которые равны соответственно 1,00-1,05 и 1,2-1,4. Работа в указанных пределах позволила увеличить физический нагрев чугуна и открыла возможность для понижения содержания кремния без увеличения содержания серы в чугуна и снижения его температуры на выпуске.

Таким образом, при постоянном значении соотношения содержаний глинозема и магнезии в шлаке увеличение его основности способствует снижению содержания кремния в чугуна и тем заметнее, чем ниже соотношение содержаний глинозема и магнезии.

Для оценки физических свойств доменных шлаков в присутствии магнезии целесообразно пользоваться суммарной основностью – отношением  $(CaO + MgO)/SiO_2$ , наиболее полно отражающим поведение шлакового расплава. Содержание глинозема при этом следует учитывать особо. Увеличение суммарной основности до определенного предела, зависящего от температуры и количеств магнезии, глинозема и других составляющих, понижает вязкость шлаковых расплавов.

Кривые вязкости исследованных шлаков имеют резкий перегиб при температуре 1400-1420 °С, характерный для всех основных шлаков. Результаты лабораторных и промышленных экспериментов свидетельствуют о том, что с точки зрения технологической целесообразности вязкость шлака при температурах ниже точки перегиба кривой недостаточна, а выше точки перегиба – оптимальна. Поэтому важнейшим свойством таких шлаков следует считать их вязкость, определяемую точкой перегиба кривой (рисунок 2).

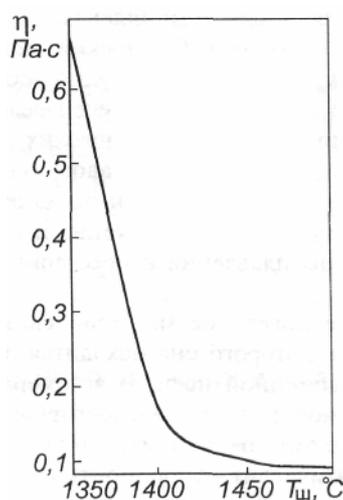


Рисунок 2 – Зависимость вязкости шлака от его температуры

Несмотря на повышение основности шлака и связанное с этим увеличение его количества показатели доменной плавки (производительность печи и относительный расход кокса) не только не ухудшались, а даже улучшались, поскольку понижение содержания кремния в чугуна и более ровный ход печи (из-за лучших физических свойств шлака) позволили уменьшить резерв тепла в горне и относительный расход кокса.

Промышленные доменные плавки с содержанием кремния в чугуна до 0,5-0,3 % проведены на доменных печах полезным объемом 3000 м<sup>3</sup>. В исследуемые периоды доменные печи работали удовлетворительно, расстройств хода и загромождений горна не отмечено. Шлаковый режим характеризовался повышенным содержанием магнезии (до 13,0 %) и глино-

зема (до 14,5 %). Основность шлака  $\text{CaO}/\text{SiO}_2$  находилась в пределах 0,98-1,07, а основность  $(\text{CaO} + \text{MgO})/\text{SiO}_2$  увеличилась на 0,02-0,04. Рост основности допускался сознательно в связи с тем, что основные шлаки снижают количество восстанавливаемого кремния. Соотношение  $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{MgO}$  не превышало 1,4. Удельный выход шлака  $B_{ш}$  за счет колебаний содержания железа менялся в пределах 334-412 кг/т чугуна, содержание серы в чугуне – в пределах 0,012-0,033 %. Химический состав шлака в исследуемые периоды приведен ниже:

Период	Содержание, % (по массе)							$B_{ш}$ , т/т чугуна
	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{CaO}$	$\text{MgO}$	$\text{FeO}$	$\text{MnO}$	S	
1	37,31	13,17	37,19	10,09	0,44	0,50	0,51	0,389
2	37,41	12,00	40,15	8,59	0,42	0,65	0,48	0,467

В исследуемые периоды изучена вязкость производственных шлаков различного состава и температура их кристаллизации  $T_{кр}$ , результаты представлены ниже:

Период	$\eta$ , Па·с, при $T_{ш}$ , °C				$T_{кр}$ , °C	$\text{Al}_2\text{O}_3/\text{MgO}$
	1350	1400	1450	1500		
1	0,47	0,37	0,27	0,21	1253	1,30
2	0,16	0,20	0,18	0,16	1246	1,39
3	-	0,77	0,54	0,40	-	1,30
4	-	0,82	0,57	0,43	-	1,39

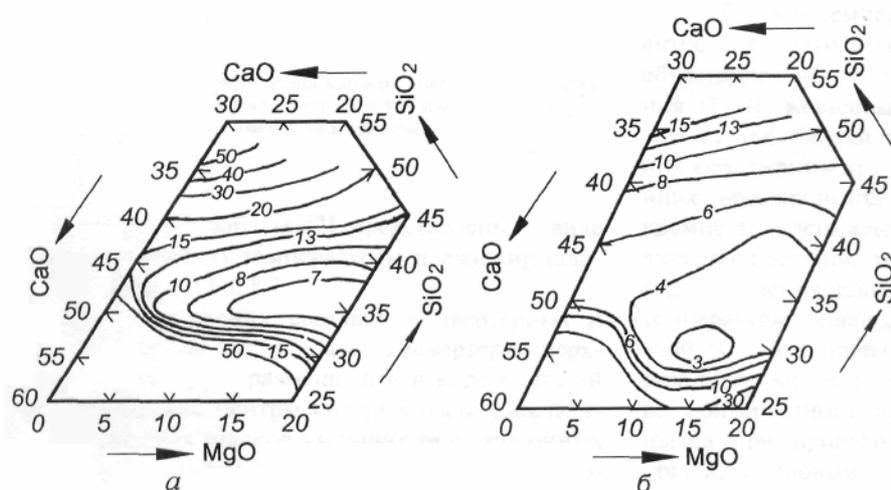


Рисунок 3 – Фрагменты диаграмм вязкости доменных шлаков ЗСМК системы  $\text{CaO} - \text{SiO}_2 - \text{MgO}$  при 15 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  при температурах 1400 °C (а) и 1500 °C (б)

Для доменных шлаков ЗСМК с содержанием  $Al_2O_3$  на уровне 15-20% наименьшая вязкость при 1400 °С наблюдается при следующем составе шлака: 30,5-37,5 %  $SiO_2$ , 7,0-20,0 %  $MgO$  и 27,5-46,0 %  $CaO$  (рисунок 3).

Оценку влияния снижения содержания кремния в чугуна на основные технико-экономические показатели произвели обработкой результатов работы доменных печей при выплавке чугуна с различным содержанием кремния. За базовый (I) принят период работы доменного цеха в 2000 г., опытные – март 2001 г. (минимально достигнутое в течение представительного периода содержание кремния составило 0,39 %) (II) и 2001 г. (III). Основные технико-экономические показатели работы доменных печей в исследуемые периоды приведены ниже:

Показатель	Периоды		
	I	II	III
Длительность периода, сут.	360,38	9,00	357,45
Содержание кремния в чугуна, %	0,53	0,39	0,48
Производство чугуна, %	100,0	100,9	100,4
	-	101,5	100,5
Расход кокса	100,0	101,4	98,8
	-	98,9	99,3
Содержание золы в коксе, %	10,77	10,86	10,97
Прочность $M_{10}$	7,78	8,00	7,66
Расход угля, кг/т чугуна	8,8	16,8	11,7
Содержание железа, %	55,97	52,36	55,42
Расход дутья, тыс. м <sup>3</sup> /т чугуна	1,085	1,101	1,097
Расход природного газа, м <sup>3</sup> /т чугуна	85,7	85,6	84,6
Расход кислорода, м <sup>3</sup> /т чугуна	103,3	102,9	101,0
Температура горячего дутья, °С	1153	1171	1167
Общий перепад давления, МПа	0,170	0,168	0,169
Степень использования CO, %	45,31	45,06	45,71
CaO/SiO <sub>2</sub>	1,02	1,07	1,01
(CaO + MgO)/SiO <sub>2</sub>	1,27	1,31	1,29
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> /MgO	1,33	1,38	1,39
Стабильность, %:			
по кремнию (0,35 – 0,65 %)	89,7	90,6	91,7
по сере (0,020 %)	62,7	71,3	72,8

Примечание. В числителе – фактические значения, в знаменателе – скорректированные.

Таким образом, при снижении содержаний кремния в чугунах на 0,14% и железа в шихте на 3,61 % во II периоде фактическая производительность доменной печи возросла на 0,9 %. Несмотря на увеличение расхода кускового угля на 8 кг/т чугуна фактический расход сухого скипового кокса (в сравнении с базовым периодом) увеличился на 1,4 %. Приведение условий работы печей к сопоставимым свидетельствует о повышении приведенной производительности на 1,5 % и снижении удельного расхода кокса на 1,2 %. Фактическая и приведенная производительности в III периоде возросли соответственно на 0,5 и 0,4 % при снижении фактического и приведенного расходов кокса на 1,2 и 0,9 % соответственно.

Несмотря на снижение содержания кремния в выплавляемом чугунах тепловое состояние горна печей в периодах II и III сохранялось достаточно ровным, о чем свидетельствуют высокие показатели стабильности чугуна по содержанию кремния. Это объясняется рационализацией шлакового режима, работой на более основных (теплоемких) шлаках и сохранением физического нагрева горна за счет увеличения теоретической температуры горения. Стабильность выплавляемого чугуна по содержанию серы и кремния улучшена в исследуемые периоды на 2-10 %. Температура чугуна на выпусках доменной печи в исследуемые периоды сохранялась на уровне 1527-1529 °С.

Итак, в рассматриваемые периоды при снижении содержания кремния в чугунах на 0,1 % расход кокса снижался на величину 1,0-1,1 % (среднее снижение – 1,05 %), а производительность печи увеличивалась на 0,86-1,40 % (среднее увеличение – 1,10 %).

*Выводы.* Снижение содержания кремния в выплавляемом передельном чугунах является желательным и весьма эффективным. Получение передельного чугуна с содержанием кремния 0,4-0,2 % в условиях ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат» можно обеспечить созданием устойчивого шлакового режима доменной плавки. Наиболее устойчивыми являются шлаки с основностью 1,00-1,05 с содержаниями магнезии и глинозема 12 и 15 % соответственно. Для этих шлаков изменение содержания основных компонентов не приводит к существенному изменению свойств. При снижении содержания кремния на 0,1 % удельный расход кокса уменьшается на 1,05 %, а производительность печи увеличивается на 1,1 %.

УДК 669.046

Д.А. Лубяной, А.Ф. Софрошенков, Е.В. Мантрова, В.В. Требинская,  
В.И. Кудашкин

ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,

г. Новокузнецк,

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк,

ОАО «Новокузнецкий металлургический комбинат», г. Новокузнецк

## РАЗРАБОТКА ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА И ТЕХНОЛОГИИ ПОДГОТОВКИ РАСПЛАВА ДЛЯ ИЗДЕЛИЙ ИЗ ТЕРМОСТОЙКОГО ЧУГУНА И ВТУЛОК ДЛЯ НАСОСОВ ДЛЯ ПЕРЕКАЧКИ ЖИДКОГО КИСЛОРОДА

В настоящее время в литейном цехе ОАО «ЗСМК» поддоны для сквозных изложниц, изложниц для ферросплавного производства, крышки промежуточных ковшей МНЛЗ отливают из экономнолегированного чугуна индукционной плавки по ресурсосберегающей технологии переплава боя изложниц и поддонов с термовременной обработкой (ТВО) – температура перегрева  $1485\div 1520$  °С, выдержка 8-10 минут; а также с науглероживанием стального лома отсевами кокса с ТВО. Данная технология позволила исключить из шихты дорогостоящий передельный чугун, повысить стойкость поддонов до 140 наливов, повысить стойкость кузнечных изложниц, крышек промежуточных ковшей МНЛЗ. Также эта технология использовалась и для отливки втулок из серого термостойкого чугуна для насосов, используемых для перекачки жидкого кислорода.

В настоящее время на металлургических и машиностроительных предприятиях актуальным является производство термостойких отливок из экономнолегированного чугуна. В этой связи представляет интерес опыт ОАО «ЗСМК» по производству термостойких отливок. В литейном цехе ОАО «ЗСМК» поддоны для сквозных изложниц, изложниц для ферросплавного производства, крышки промежуточных ковшей МНЛЗ отливают из экономнолегированного чугуна индукционной плавки по ресурсосберегающей технологии переплава боя изложниц и поддонов с термовременной обработкой (ТВО) – температура перегрева  $1485\div 1520$  °С, выдержка 8-10 минут; а также с науглероживанием стального лома отсевами кокса с ТВО [1]. Данная технология позволила исключить из шихты дорогостоя-

ший передельный чугун, снизив при этом стоимость шихтовых материалов более чем в 2 раза [2].

В процессе плавок экономнолегированного чугуна требуемый углеродный эквивалент в чугуне ( $C_{\Sigma} 4,2 \div 4,5 \%$ ) достигался не увеличением содержания кремния присадкой ферросилиция, а содержанием углерода, необходимое количество которого было получено использованием в шихте боя изложниц или науглероживанием чугуна коксиком [2].

Для выявления взаимосвязи между параметрами ТВО, химическим составом чугуна, структурой и механическими характеристиками отбирались пробы для механических испытаний после различных температур перегрева.

Термовременная обработка не вызвала увеличения расхода электроэнергии, т.к. затраты энергии на нагрев первой порции чугунного боя, массой 4-5 тонн впоследствии расходуются на нагрев второй порции чугунного лома, массой 4-5 тонн, при расплавлении которой термовременная обработка не производится. При сопоставлении поведения углерода при различных температурах жидкого чугуна и его механических свойств, обнаруживается повышение прочности при перегреве металла в печи, вызываемое, прежде всего, увеличением количества связанного углерода и количества перлита в структуре: чем выше содержание перлита, тем выше прочностные свойства чугуна в целом.

Снижение содержания кремния в чугуне с  $1,8 \div 2,0 \%$  до  $0,8 \div 1,1 \%$  при отливке поддонов из экономнолегированного чугуна за счет исключения из шихты ферросилиция и заменой его углеродсодержащими материалами (отсевы кокса и др.), позволило получить значительную экономию ферросилиция (до 30 кг на 1 тонну поддонов).

Внедрение технологии термовременной обработки при производстве поддонов из экономнолегированного чугуна позволяет повысить их среднюю стойкость на ОАО ЗСМК с 64 до 140 наливов, снизив при этом их расход с 6,1 кг до 2,53 кг на тонну стали, повысить стойкость кузнечных изложниц, повысить стойкость крышек промежуточных ковшей МНЛЗ.

Были проведены испытания опытных поддонов на ОАО «Новокузнецкий металлургический комбинат». На опытных поддонах варьировали содержанием углерода 3,63-4,0 %, кремния 0,84-1,93 %, марганца 0,44-0,73%, ванадия 0,03-0,07 % и титана 0,03-0,05 %, фосфора 0,07-0,16 %. Эксплуатационные испытания и статистическая обработка показали, что максимальной стойкостью 100-116 наливов обладают поддоны отлитые из чугуна «плавающего» химического состава (таблица), при выборе которого содержание кремния и марганца в чугуне варьируется исходя из исходного содержания ванадия, поступающего в чугун с боем изложниц, отлитых из доменного передельного чугуна. Крышки промежуточных ковшей МНЛЗ также отлили из чугуна, химический состав которого приведен в таблице. Эксплуатационные испытания показали, что крышки, отлитые из

экономнолегированного чугуна, рекомендуемого химического состава имеют стойкость выше более чем на 20 %.

Чугун для изложниц из экономнолегированного доменного чугуна подготавливается следующим образом. На ОАО «ЗСМК» разработана и внедрена комплексная технология повышения качества термостойких отливок, которая включает в себя легирование в ковше кремний и марганецсодержащими ферросплавами, продувку чугуна пульсирующим потоком азота методом резонансно-пульсирующего рафинирования [1] и микролегирования чугуна ванадием и титаном.

Таблица – «Плавающий» химический состав чугуна для производства термостойких отливок на ОАО «ЗСМК»

Группа сплава	Марка (или назначение) сплава	Массовая доля элементов, %							
		C	Si	Mn	Cr	Ti	V	S	P
								не более	
Серый термостойкий чугун для литья сменного сталеразливочного оборудования, изложниц для ферросплавов, крышек промежуточных ковшей МНЛЗ.	1. Поддоны для сталеразливочных изложниц для ОАО «ЗСМК» и ОАО «НКМК». Изложницы и поддоны для разливки ферросплавов, крышки промежуточных ковшей МНЛЗ ОАО «ЗСМК».	3,6-3,8	1,8-2,0	0,4-0,8	не более 0,15	0,01-0,06	0,01-0,06	0,05	0,27
	0,40-0,75			не более 0,15	0,06-0,15	0,06-0,15	0,05		
	Изложницы для кузнечных слитков, отлитые из чугуна с ТВО	3,6-3,8	1,8-2,2	0,6-0,9	не более 0,10	0,03-0,15	0,03-0,15	0,05	0,27
	2.Экономнолегированный чугун для поддонов, изложниц выплавленный методом переплава с ТВО, крышки промежуточных ковшей МНЛЗ.	3,8-4,0	0,8-1,05	0,4-0,7	не более 0,15	0,02-0,06	0,02-0,06	0,05	0,27
3,8-4,0	1,05-1,3	0,4-0,6	не более 0,15	0,06-0,15	0,06-0,15	0,05			

Сущность такого рафинирования заключается в наложении на металл колебаний путем пульсирующего дутья, в спектре которого имеется низкочастотная составляющая, совпадающая с собственной частотой колебаний металла в ковше.

Уровень звукового давления на самой фурме в низко и высокочастотных областях достигает 80 дБ. Это свидетельствует о совмещении эффекта рафинирования при продувке чугуна азотом и вибрационной обработки расплава самой фурмой, при которой фурма является вибратором. Продувка чугуна в данном режиме осуществляется на стационарной двухфурменной установке, подвод азота через азотопровод. Данный режим продувки, вследствие вышеизложенного, благоприятно сказался и на микроструктуре чугуна. Найденные параметры позволили стабилизировать режимы продувки и повысить качество металлопродукции, повысить стойкость изложниц, эффективно удалять спель из чугуна для отливки шлаковых чаш, тем самым повысить предел прочности чугуна на растяжение до 170 МПа. Фосфидная эвтектика стала более рассредоточенной по телу отливки, размеры эвтектики в доменном чугуне значительно уменьшились. Анализ показал, что коэффициент корреляции влияния фосфора на стойкость отлитых из чугуна индукционной плавки поддонов после продувки снизился с 0,289 практически до нуля (до 0,006). Данная тенденция воспроизводилась в течение трех лет на четырех выборках. Это убедительно свидетельствует о том, что найден эффективный прием нейтрализации фосфора в чугуне доменной и индукционной плавки.

Модифицирующее действие ферросилиция и его влияние на стойкость изложниц необходимо оценить в комплексе с титаном и ванадием. Регрессионные модели, описывающие влияние ванадия V, %, марганца Mn, % и присадок ферросилиция  $\Delta Si$ , % на стойкость представлены ниже:

$$C_T = 31,3 + 22,2 V + 14,34 \Delta Si \quad (1)$$

$$C_T = 24,6 + 8,137 Mn + 12,87 \Delta Si \quad (2)$$

Анализируя коэффициенты при ванадии и марганце ( $22,2/8,137=2,73 \approx 3$ ) приходим к выводу, что ванадий почти в три раза сильнее влияет на стойкость изложниц, чем марганец. Вследствие чего сокращается присадка марганец содержащих ферросплавов при увеличении в шихте содержания ванадия. На стойкость изложниц из доменного чугуна влияние ванадия и марганца целесообразно рассматривать совместно, введя понятие марганцевый эквивалент  $Mn_{эКВ}$ , %.

$$Mn_{эКВ} = Mn + 3V \quad (3)$$

Статистическая обработка позволила получить следующее регрессионное уравнение влияния марганцевого эквивалента на стойкость глухондных изложниц из передельного чугуна:

$$C_T = 62,91 Mn_{эКВ} - 25,27 Mn_{эКВ}^2 - 3,17 \quad (4)$$

Было оценено влияние марганцевого эквивалента на микроструктуру чугуна индукционной плавки. Несомненно, что значение марганцевого эквивалента также сказалось и на эксплуатационной стойкости изделий, изготовленных из чугуна. Стойкость поддонов сквозных изложниц ОАО «ЗСМК», полученных из чугуна индукционной плавки, в зависимости от марганцевого эквивалента описывается следующим регрессионным уравнением:

$$St = 183,61 - 94,725 M_{\text{ЭКВ}} \quad R = - 0,595 \quad (5)$$

Данная технология использовалась также и для отливки втулок из серого термостойкого чугуна для насосов, используемых для перекачки жидкого кислорода. Из чугуна следующего химического состава: углерод 3,72 %; кремний 1,8 %; марганец 0,5 %; сера 0,012 %; фосфор 0,095 %; хром 0,04 %; титан 0,05 % и ванадий 0,048 %. Были отлиты восемь втулок, которые эксплуатировались в условиях промышленного производства. Использование серого термостойкого чугуна для производства отливок разных классов позволяет оптимизировать технологию производства отливок в литейном цехе и снизить себестоимость металлопродукции.

Бой поддонов и изложниц используется также при переработке чугуна в вагранке на ОАО «Завод универсал». Отливки (ванны, трубы, кокиля) изготовленные из данной шихты отличаются стабильным качеством.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Повышение эффективности производства сталеразливочного оборудования из чугуна / Д.А. Лубяной, А.Н. Дробышев, Ю.Н. Самсонов и др. // Сталь. – 1994. – № 6. – С. 40-41.

2. Влияние состава шихты на технико-экономические показатели электроплавки чугуна / Д.А. Лубяной, И.Ф. Селянин, Г.Ф. Зайнутдинов и др. // Известия вузов. Черная металлургия. – 1999. – № 3. – С. 14-16.

УДК 669.184

В.А. Дорошенко, Б.В. Дорошенко

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## ВЛИЯНИЕ МАРГАНЦА И ОТНОШЕНИЯ ФОСФОРА К КРЕМНИЮ В ФОСФОРИСТОМ ЧУГУНЕ НА ПРОЦЕСС ШЛАКООБРАЗОВАНИЯ

В лабораторных условиях проведены опытные плавки на кислородном конвертере по переделу фосфористых чугунов с различным содержанием фосфора и пониженным содержанием кремния и марганца в чугуне. Установлено влияние марганца и отношения P/Si в чугуне на процесс шлакообразования и растворение извести.

Известно, что повышенная концентрация марганца в фосфористом чугуне отрицательно влияет на процесс шлакообразования, а поэтому намечалось понизить концентрацию марганца в чугуне. Излишнее снижение концентрации марганца в чугуне требует специальных технологических мероприятий с целью поддержания шлака в жидком активном состоянии, в противном случае наступает его сворачивание. Подобная связь между марганцем чугуна и процессом шлакообразования была установлена и при переделе гематитовых чугунов.

Однако ряд авторов выступают против излишнего снижения марганца в фосфористом чугуне, так как будут созданы менее благоприятные условия шлакообразования и дефосфорации металла. В противоположность этой точке зрения исследованиями установлено, что наибольший коэффициент распределения фосфора  $(P_2O_5)/[P]$ , более 200 единиц, в конце продувки достигался при увеличении концентрации фосфора в чугуне до 1,1 %, а кремния – 0,7 % и весьма низком содержании марганца (менее 0,2 %). Известно, что на коэффициент распределения фосфора в различные периоды операции влияют окисленность и основность шлака. Эти факторы являются условием необходимым, но недостаточным для окисления фосфора. При низкой основности величина коэффициента распределения фосфора оставалась небольшой даже при повышенном содержании FeO в шлаке. Лишь при высокой основности даже умеренная концентрация FeO обеспечивала увеличение коэффициента распределения фосфора до величин, соответствующих требованиям современного кислородно-конвертерного процесса. Это происходило в случаях:  $(FeO) = 15-20 \%$  и  $(CaO)/(SiO_2) = 3,0$  или  $(FeO) = 10-18 \%$  и  $(CaO)/(SiO_2) = 4,0$ .

Важным является тот факт, что при снижении концентрации марганца в чугуна уменьшается содержание  $MnO$  соответственно и возрастает  $FeO$  в шлаке.

Указанная взаимосвязь позволяет поддерживать в шлаке и, в общем, сравнительно мало меняется, количество растворителей извести в виде суммы  $FeO + MnO$ , характерное для каждого периода плавки.

Однако концентрация  $FeO$  в шлаке зависит от ряда технологических параметров плавки, а также от содержания кремния и фосфора в исходном чугуна.

Поэтому возникла необходимость количественно оценить степень влияния концентрации марганца в фосфористом чугуна на процесс шлакообразования.

Повышение концентрации марганца от 0,23 до 1,25 % в фосфористом чугуна с содержанием фосфора 0,70-1,85 % и кремния 0,42-1,20 % привело к увеличению концентрации  $MnO$  в шлаке по ходу всей плавки. Наибольшая величина указанного оксида в шлаке достигала через 20 % времени продувки, а в середине плавки имели место колебания содержания  $MnO$  из-за снижения концентрации  $FeO$ .

Повышение концентрации марганца в чугуна влекло за собой снижение  $CaO$  в шлаке. Указанная взаимосвязь между  $MnO$  и  $CaO$  в некоторых плавках несколько искажается влиянием  $FeO$  в шлаке.

Высокое содержание  $FeO$  в шлаке было через 20 % и реже – 40 % времени продувки при исходной концентрации марганца в чугуна менее 0,84 % за счет «мягкой» продувки в начале плавки, а также в конце плавки при переделе марганцовистых чугунов, когда проводилась додувка металла на фосфор.

Следует отметить, что правило Шлейхера оказалось в достаточной мере справедливым для уваренного шлака, в котором процессы растворения извести близки к завершению или уже завершились. Однако имела место обратная связь между  $CaO$  и  $FeO$ .

Повышение содержания марганца в чугуна и соответственно  $MnO$  в шлаке сопровождается снижением  $FeO$  по ходу всей плавки. Весьма существенно это изменение проявилось в начале и конце продувки. Установлено нарушение общего изменения содержания  $FeO$  через 40 % времени продувки при переделе маломарганцовистого чугуна, что объясняется данными, полученными на первом этапе исследований, согласно которым продолжительность периода «сухого» шлака при переделе маломарганцовистого чугуна начинается несколько раньше. При переделе чугунов с содержанием марганца 1,25 % отмеченное выше изменение  $FeO$  в шлаке после 80 % времени продувки было вызвано необходимостью обеспечить низкую концентрацию фосфора в конечном металле и повысить его коэффициент распределения, для чего требовалось повысить  $FeO$  в шлаке.

Следовательно, понижение содержания марганца в фосфористом чугу-не с 1,25 % до 0,23 % и связанное с ним понижение MnO соответственно компенсируется повышением FeO, в связи с чем сумма FeO + MnO менялась в общем мало, закономерно несколько понижалась в середине операции. Од-нако с понижением марганца в чугуне эта сумма все же несколько возрастает при содержании марганца в чугуне равном 0,8 %.

Для процесса шлакообразования важным является не только абсолют-ная величина суммы FeO + MnO, несколько большей в начале и конце плавки с пониженным марганцем в чугуне, но и отношение (MnO)/(FeO), которое не должно быть больше единицы. Количество растворителя извести в виде сум-мы FeO + MnO для среднего содержания марганца в чугуне 0,45 и 1,25 % практически одинаково, а потому скорости растворения извести в шлаке должны быть одинаковыми, в действительности это не совсем так. В указан-ном исследовании на основе микроскопического анализа (с увеличением до  $\times 23000$ ) процесса растворения зерен CaO была установлена не одинаковая роль FeO и MnO. MnO способствует миграции растворителя в виде суммы FeO + MnO в межзеренном пространстве и в самом зерне извести, в то время как FeO принадлежит роль химического реагента, активно участвующего в образовании группы соединений, начиная от твердого растворителя до хими-ческого соединения CaO с FeO. Кроме того, отмеченная FeO входит в состав легкоплавкого соединения  $\text{CaFeSiO}_4$ , являющегося транспортным звеном в отводе продуктов растворения извести. Таким образом, уменьшение (MnO)/(FeO) при понижении марганца в чугуне должно способствовать улучшению процесса шлакообразования и повышению коэффициента рас-пределения фосфора. Следовательно, снижение марганца в чугуне при пере-деле фосфористых чугунов является положительным.

При установлении влияния марганца чугуна на процесс шлакообразо-вания следует учитывать роль кремния и фосфора и их соотношение в чугуне. Влияние  $\text{SiO}_2$  и  $\text{P}_2\text{O}_5$  на процесс шлакообразования неодинаково. Установле-но, что часть  $\text{SiO}_2$  и  $\text{P}_2\text{O}_5$  в определенном отношении с FeO и MnO, обнару-живаемая в твердой пробе флюса в виде монтичеллита совместно с RO-фазой и внедренных между зернами CaO, мигрирует в кусок извести и является ак-тивным реагентом. Последний способствует переходу соединений CaO с FeO в расплав и, обеспечивая наряду с  $\text{P}_2\text{O}_5$  транспортировку их от поверхности зерен CaO в межзеренное пространство, способствует переходу наружного (глубиной до  $9 \cdot 10^{-3}$  м) объема поверхности куска извести в расплав. Избыточ-ная концентрация  $\text{SiO}_2$ , которая в процессе полимеризации монтичеллита осаждается на поверхности извести, благодаря повышению химической ак-тивности  $\text{SiO}_2$  и CaO в виде инертного  $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ , препятствует дальнейшему процессу растворения извести и замедляет шлакообразование.

Однако присутствие в шлаке  $\text{P}_2\text{O}_5$ , по сравнению с  $\text{SiO}_2$ , положительно сказывается на шлакообразовании и, в частности, на процессе растворения извести.

По бинарной диаграмме CaO- $\text{P}_2\text{O}_5$  можно установить соотношение ок-сидов, которые могут образовывать легкоплавкие соединения, а по тройной

диаграмме  $\text{CaO-SiO}_2\text{-P}_2\text{O}_5$  – образование силикофосфатов в виде твердого раствора переменного состава. Получение последних является предпочтительным по сравнению с образованием физико-химически инертной оболочки  $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$  на кусках извести.

Кроме того, силикофосфаты могут образовывать химические соединения и твердые растворы, в составе которых имеется  $\text{FeO}$ , а это, по видимому, облегчает условия их растворения в железистом расплаве.

На основе минералогической картины формирования шлака можно сделать вывод, что повышение отношения  $\text{P/Si}$  более 1,5 единиц приводило к ускорению и улучшению формирования шлака за счет увеличения активной  $\text{RO}$ -фазы и уменьшению времени существования малоактивного монтичеллитового расплава. В проведенных авторами исследованиях определялась степень влияния отношения  $\text{P/Si}$  в чугунах на изменение состава шлака и отдельных технологических параметров процесса выплавки металла в конвертере. Установлено, что понижение марганца в чугунах и изменение отношения  $\text{P/Si}$  приводило к уменьшению  $\text{MnO}$  в шлаке. В результате этого значительно повышалась окисленность и основность шлака. При среднем содержании марганца в чугунах равном 0,23 %, происходило небольшое изменение  $\text{FeO}$  в шлаке, достигавшее максимальных величин при отношении  $\text{P/Si}$  равном более 2,0.

Большое влияние оказывает отношение  $\text{P/Si}$  на сумму  $\text{FeO} + \text{MnO}$ , особенно при среднем содержании (0,23 %) марганца в чугунах. Повышение отношения  $\text{P/Si}$  с  $1,40 \div 1,60$  до  $1,85 \div 2,00$  сопровождалось увеличением суммарной окисленности шлака в среднем на 20 % в начале и на  $11 \div 13$  % в остальное время продувки. Следовательно, увеличение отношения  $\text{P/Si}$  в чугунах при содержании в нем марганца 0,23% привело к необходимости увеличения окисленности шлака в начале и конце продувки и, что особенно важно, в период энергичного обезуглероживания. Повышение содержания марганца в чугунах до 1,25 % (средняя величина) снижало окисленность шлака в начале и конце продувки и повышало сумму  $\text{FeO} + \text{MnO}$  в середине продувки.

Возрастание окисленности шлака при переделе чугуна с содержанием марганца 0,23 % и отношении  $\text{P/Si}$  более  $1,85 \div 2,00$  сопровождалось понижением избыточного  $\text{CaO}$  в шлаке на  $2 \div 10$  % в начале и конце продувки.

В целом основность шлака при величине отношения  $\text{P/Si}$  более  $1,60 \div 1,85$  и содержании марганца в чугунах равном 0,23 % была на  $0,3 \div 0,4$  единицы выше в первой половине времени продувки. При таком же содержании марганца в чугунах имело место повышение основности и в середине продувки. Таким образом, для создания оптимальных условий шлакообразования при переделе фосфористого чугуна с содержанием марганца менее 0,8 % вплоть до очень низких величин необходимо иметь отношение  $\text{P/Si}$  в чугунах не менее 1,60.

УДК 669.162.288:662.749.2

В.П. Горбачев, В.А. Долинский, Л.Д. Никитин

ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,  
г. Новокузнецк,

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк

## АНАЛИТИЧЕСКАЯ КОНЦЕПЦИЯ ПРОЦЕССОВ ГОРЕНИЯ КОКСА В ГОРНЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

На основании аналитического обобщения и анализа результатов многочисленных исследований процессов горения кокса в фурменной зоне горна доменной печи обоснованы выводы о том, что совокупность данных работ не выявляет четких закономерностей по формированию энергетических, физико-химических и механических параметров циркуляционного режима движения и горения кокса в окислительной зоне. Не раскрыты механизм поступления кокса в окислительную зону из смежной с ней и центральной зон горна, а также сущность физико-химических процессов горения углерода кокса и процессов образования тепла в этих зонах. Авторами работы сформулирована новая концепция процессов горения кокса в горне доменной печи. Сущность ее заключается в том, что окислительная зона имеет, в действительности, сквозную, по диаметру горна, протяженность, в которой развиваются экзо- и эндотермические процессы слоевого горения кокса.

Аналитическое обобщение и анализ результатов многочисленных исследований процессов горения кокса в фурменной зоне горна доменной печи [1-12] свидетельствует о том, что совокупность данных исследований не выявляет четких закономерностей по формированию энергетических, физико-химических и механических параметров циркуляционного режима движения и горения кокса в окислительной зоне. Не раскрыт механизм поступления кокса в окислительную зону из смежной с ней и центральной зон горна, а также сущность физико-химического процесса горения углерода кокса и процесса образования тепла в этих зонах.

Вместе с этим, в ряде исследований [13-17], в которых были использованы обоснованные методы критериального моделирования и анализа [12,18] или новые совершенные технические методы исследования, например, эндоскоп [19], получены принципиально новые и прогрессивные выводы о процессах горения кокса в фурменной зоне горна. На основании ре-

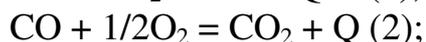
зультатов этих исследований можно сформулировать обоснованный прогноз новой концепции процессов горения в фурменной зоне и центре горна доменной печи.

Принципиальная схема механической и физико-химической сущности прогноза новой концепции представлена на рисунке. Сущность ее состоит в том, что окислительная зона имеет, в действительности, сквозную по диаметру горна протяженность, в которой развиваются экзо- и эндотермические процессы слоевого горения кокса. Сквозная окислительная зона горна формируется за счет кинетической (полной) энергии суммарно взаимодействующих встречных скоростных потоков дутья, обеспечивающих массоперенос кислорода и кокса в центральную часть горна, где кислород расходуется на поддержание окислительного потенциала газовоздушного потока дутья, а также на насыщение кислородом основной массы кокса.

По интенсивности развития газодинамических и физико-химических процессов сквозная окислительная зона состоит из трех основных частей:

- зона истечения потока дутья и максимального разрыхления около фурменного слоя кокса с образованием полости, характеризующейся интенсивным массопереносом в направлении центра горна кислорода дутья и кокса;
- высокотемпературная зона, в которой получают максимальное развитие процессы слоевого горения углерода кокса и окиси углерода;
- центрально-осевая зона слоевой газификации углерода кокса (рисунок).

Химизм процесса слоевого горения углерода кокса можно представить системой уравнений:



Согласно закономерностям слоевого горения углерода, установленным в фундаментальном исследовании [16], основная реакция горения углерода (1) и вторичная – горение окиси углерода (2), протекают, практически, одновременно, поэтому на их развитие допускается объемный одинаковый расход кислорода. Развитие этих двух реакций горения углерода в слое и является основным источником тепла в объеме горна. Это хорошо согласуется с результатами исследований [10-11] о резком росте температуры (до 1900-2200°C) горновых газов, сосредоточение максимальных значений которой сдвигается в сторону центра горна по мере усиления развития процессов теплоизлучения из высокотемпературной зоны. Как показано в исследовании [18], завершение процесса слоевого горения углерода реакцией газификации возможно при значительном падении кислородного потенциала в газовоздушном потоке. Следовательно, в центрально-осевой

зоне горна за счет двух факторов: снижения кислородного потенциала и огромного запаса тепла от развития процессов теплоизлучения из высокотемпературной зоны, создаются условия для развития процесса газификации углерода кокса с потреблением большого количества тепла.

Таким образом, суммарная реакция (4) процесса слоевого горения углерода кокса, являясь основным источником тепла в объеме горна, не противоречит, а полностью согласуется с основными положениями теории и практики доменного процесса, в частности с тем, что согласно традиционным представлениям в фурменной зоне горна сжигается не менее 80 % израсходованного на процесс кокса. Вполне очевидно, что развитие процессов слоевого горения углерода кокса является основой тепловой и газодинамической работы больших горнов мощных доменных печей объемом 3200-5500 м<sup>3</sup>.

В свою очередь, развитие сложных процессов слоевого горения углерода кокса в окислительной зоне центральной части горна хорошо согласуется и с результатами исследования фурменной зоны горна доменной печи объемом 5000 м<sup>3</sup> [13]. В этой работе показано, что образование мелких фракций кокса крупностью 10-5, 5-3, особенно, 3-1 и менее 1 мм резко возрастает к центру горна, т.е. далеко за пределами традиционной окислительной зоны. В работе [14] показана незначительная разница по составу проб чугуна и шлака, отобранных в радиальном направлении горна доменной печи объемом 3200 м<sup>3</sup> за пределами традиционной окислительной зоны. Из этих данных следует, что в центральной части горна практически равномерно развит процесс «золения» кокса при его горении и потому пробы шлака мало отличаются по содержанию в них SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и CaO.

Закономерное объяснение получает и явление понижения температуры горновых газов в центре горна до 1300-1500 °С, что свидетельствует о развитии эндотермических процессов газификации кокса и прямого восстановления элементов из их оксидов и окислов. Хотя, как известно, завершение реакций прямого восстановления элементов происходит ниже уровня фурменной зоны в верхней части горна, заполненной мелким коксом. Незрелость процессов вторичного окисления металла в окислительной зоне центрально-осевой части горна может объясняться относительным понижением кислородного потенциала газовоздушного потока вследствие развития процесса растворения остаточного кислорода в массе кокса.

Массоперенос кокса из периферийной зоны горна и заплечиков осуществляется, как отмечено в работе [19], захватом кусков кокса «жестким» скоростным потоком дутья и уносом их в торец полости, с тем лишь отличием, что при отсутствии «вакансий» пустот от выжига кокса в центральном его массиве, поступательное движение кусков кокса переходит в режим кратковременной пульсации в вертикальной плоскости до момента внедрения их под давлением скоростного напора потока дутья в образовавшиеся во времени пустоты (рисунок). Такой характер дискретного мас-

сопереноса обуславливает движение по стенкам заплечиков с горизонта распара относительно непрогретого слоя кокса (1000-1200 °С), который, в свою очередь, защищает гарниссаж заплечиков от влияния высокой температуры горновых газов (1900-2200 °С), чем в действительности и обеспечивается их высокая стойкость. При циркуляционном режиме движения и горения кокса, наоборот, происходил бы разогрев слоя кокса в этой периферийной зоне с отрицательными последствиями.

В сквозной окислительной зоне вся масса кокса, пришедшая на горизонт воздушных фурм, в процессе слоевого горения проходит стадию измельчения в результате неполного (во времени) сгорания кокса, который под нижней границей окислительной зоны формируется в «плавающий» слой мелкого кокса, оказывающий влияние на развитие тепловых и восстановительных процессов, а также дренаж продуктов плавки в горне. Следовательно, активизация тепловой и дренажной работы горна определяется физико-химическими и, в меньшей степени, механическими свойствами кокса, т.к. массовое образование мелочи кокса в процессе его горения несопоставимо больше того количества, которое может образовываться при дроблении и истирании непрочного кокса в шахте доменной печи. Необходимо отметить, что в теории и практике доменного процесса, химическая активность углерода кокса оценивается лишь показателем его реакционной способности в процессе газификации углерода кокса [20], которая, как известно, не отражает положительной активности в сложном диффузионном процессе его горения, а также в тепловом и восстановительном процессах в горне.

В этой связи, в качестве комплексного показателя химической активности углерода кокса в условиях горна можно принять, по нашему мнению, показатель горючести кокса – величину (константу) скорости горения кокса в потоке кислорода. Горючесть кокса, как известно, зависит от его структуры: удельного количества и величины пор, содержания минеральных и летучих веществ, а также параметров газовой среды (давления, температуры, влажности и скорости потока кислорода). Поэтому разработка методики определения горючести кокса представляется объективной необходимостью, т.к. в производственных условиях горючесть кокса изменяется в широком диапазоне, в зависимости от состава и качества угольной шихты, а также параметров процесса ее коксования.

Определение этого показателя и установление взаимосвязи его с основными параметрами доменного процесса откроет более широкие возможности организации контроля, прогноза и управления тепловой, восстановительной и дренажной работой горна доменной печи.

#### ЗАКЛЮЧЕНИЕ

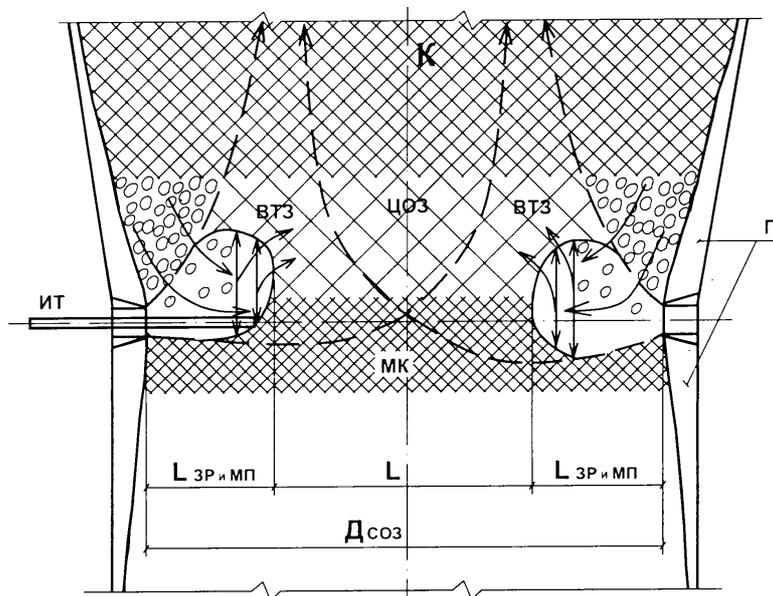
На основании прогрессивных выводов о процессах горения в фурменной зоне, полученных при исследованиях работы горна мощных доменных печей и, особенно, при использовании для этих целей эндоскопа открываются основы для прогноза новой концепции развития процессов горения и движения кокса в фурменной и центральной части горна. Сущность ее состоит в

том, что окислительная зона, в действительности, имеет сквозную по диаметру горна протяженность, в которой развиваются как экзотермические процессы слоевого горения, так и процессы слоевой газификации кокса. По интенсивности развития газо- и термодинамических, физико-химических процессов сквозная окислительная зона состоит из трех основных частей:

- зоны скоростного истечения потока дутья и максимального разрыхления около фурменного слоя кокса с образованием полости, характеризующейся интенсивным массопереносом к центру горна кислорода дутья и кокса;
- высокотемпературной зоны, в которой получают максимальное развитие процессы экзотермического слоевого горения углерода кокса и окиси углерода с образованием основной массы тепла;
- центрально-осевой зоны слоевой газификации углерода кокса.

Предложенная новая концепция процессов горения углерода кокса в сквозной окислительной зоне горна достаточно хорошо согласуется с основными положениями теории и практики доменного процесса и, особенно, с положениями о высокой и стабильной тепловой активизации и газопроницаемости центральной части горна мощных доменных печей.

Вместе с этим выдвигается необходимость установления комплексного показателя химической активности углерода кокса в условиях горна, в качестве которого можно принять показатель горючести кокса – величину скорости горения углерода кокса в потоке кислорода.



$D_{СОЗ}$  – диаметр сквозной окислительной зоны;  $L$  – протяженность зоны слоевого горения кокса;  $L_{ЗР и МП}$  – длина зоны максимального разрыхления слоя кокса и массопереноса; ВТЗ – высокотемпературная зона; ЦОЗ – центрально-осевая зона; К – массив кокса; МК – слой мелкого кокса; ИТ – исследовательская труба; Г – гарниссаж.

Рисунок – Принципиальная схема сквозной окислительной зоны горна доменной печи

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Фиалков Б.С. Кинетика движения и характер горения кокса в доменной печи / Б.С. Фиалков, В.Г. Плицин. – М.: Metallurgy, 1971. – 288 с.
2. Остроухов М.Я. // Сталь. – 1962. – № 7. – С. 598-603.
3. Фиалков Б.С., Грузинов В.К. // Сталь. – 1958. – № 6. – С. 495-502.
4. Котов К.И. // Сталь. – 1967. – №11. – С. 994-996.
5. Wagstaff J.V., Holman W.H. // J. Metals. Trans. – 1957. – № 9. – S. 370-376.
6. Кукаркин А.С. Вопросы производства чугуна / А.С. Кукаркин, Б.И. Китаев. – Киев: Наукова думка. –1965. – С. 66-74.
7. Теплотехника доменного процесса / Б.И. Китаев, Ю.Г. Ярошенко, Е.Л. Суханов и др. – М.: Metallurgy, 1978. – С. 248.
8. Ешар Р., Петке В., Элерт К. и др. // Черные металлы. – 1974. – № 12. – С. 3-9.
9. Некрасов З.И., Маскалина Ф.Н. // Сталь. – 1962. – № 9. – С. 773-776.
10. Коршиков Г.В., Воронов Ю.Г., Цейтлин М.А. и др. // Сталь. – 1965. – № 9. – с. 781-790.
11. Левченко В.Е., Васильев П.Г., Алпаев Н.Е. и др. // Сталь. – 1988. – № 2. – С.11-15.
12. Дурнов В.К., Бабушкин Н.М. // Сталь. – 1981. – № 12. – С. 25-28.
13. Бузоверя М.Т., Шулико С.Т. // Сталь. – 1996. – № 9. – С. 6-10.
14. Шепетовский Э.А., Маскалина Ф.Н., Антипов Н.С. и др. // Сталь. – 1981. – № 5. – С. 8-10.
15. Улахович В.А., Можаренко Н.М., Нетронин В.И. и др. // Сталь. – 1986. – № 1. – С. 12-18.
16. Васильев С.В., Урбанович Г.И., Кузнецов А.С. // Сталь. – 1986. – № 12. – С. 22-27.
17. Левченко В.Е., Васильев П.Г., Алпаев Н.Е. и др. // Сталь. – 1986. – № 3. – С. 18-21.
18. Горение углерода / А.С. Предводителев, Л.Н. Хитрин, О.А. Цуханова и др. – М.: Из-во АН СССР, 1949. – С. 407, С. 15-44, С. 328-400.
19. Гройль М., Хильнхюттер Ф.В., Кистер Х. и др. // Черные металлы. – 1974. – № 12. – С. 9-15.
20. Гольдштейн Н.Л., Златоустовский Д.М., Зверева Н.Н. и др. // Сталь. – 1975. – № 11. – С. 977-981.

УДК 669.162.2.012 – 52(075.8)

Н.А. Спирин, С.В. Казанцев, А.И. Перминов, К.А. Щипанов

ГОУ ВПО «Уральский государственный технический университет» – УПИ», г. Екатеринбург

## СОВРЕМЕННЫЕ ПРИНЦИПЫ ПОСТРОЕНИЯ И РЕАЛИЗАЦИИ КОМПЬЮТЕРНЫХ СИСТЕМ ПОДДЕРЖКИ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЙ ДЛЯ УПРАВЛЕНИЯ СЛОЖНЫМИ СИСТЕМАМИ В МЕТАЛЛУРГИИ (НА ПРИМЕРЕ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ)

В статье представлено описание разработанных математических моделей, алгоритмов и программ для решения комплекса технологических задач в области доменного производства. Большинство компьютерных программ опробованы в промышленности, их можно рекомендовать для использования в автоматизированных рабочих местах инженерно-технического персонала доменного цеха (уровень SCADA), решении комплекса стратегических задач при планировании производства, поставок железорудного сырья, топлива, оптимального управления энергоресурсами (уровень MES).

Особое место среди металлургических переделов современной металлургии занимает доменное производство как самое энергоемкое и сложное, на долю которого приходится до 50 % топлива, используемого в черной металлургии. Анализ показывает, что доменное производство относится к классу сложных и энергоемких систем. Одним из важнейших условий создания эффективных АСУ таких объектов является разработка математических моделей, которые позволяют получить расчетным путем новую обширную информацию о процессах, происходящих в промышленных агрегатах, осуществить оптимизацию их режимных параметров, разрабатывать и совершенствовать алгоритмы управления технологическими и техническими системами. Современные тенденции по созданию и развитию АСУТП доменных печей характеризуются последовательным оснащением всех печей надежными средствами измерений и контроля, компьютерной техникой, дальнейшим применением передовых системотехнических решений. Анализ уровня автоматизации доменных печей металлургических предприятий России, позволяет сегодня говорить о лидирующей позиции ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», ОАО «Северсталь», ОАО «Новолипецкий металлургический комбинат», ОАО «Западносибирский металлургический комбинат».

Современная система управления доменной плавкой представляет собой иерархическую многоуровневую систему [1-2]:

**Первый**, нижний уровень. Инструментальная система на базе КИ-ПА и А. Представляет собой набор датчиков, исполнительных механизмов и других устройств, предназначенных для сбора первичной информации и реализации управляющих воздействий. Этот уровень называется I/O (Input/Output, ввод/вывод).

**Второй** уровень. Базовая автоматизация. Уровень предназначен для непосредственного управления производственным процессом с помощью различных устройств связи с объектом (УСО), программируемых логических контроллеров (ПЛК, PLC – Programmable Logic Controller). Это уровень (Control Level – простое управление).

**Третий** уровень. Супервизорная система, называется SCADA (Supervisory Control and Data Acquisition – буквально сбор данных и диспетчерское управление). На уровне (SCADA Level) осуществляется диспетчеризация систем сбора данных и оперативное управление технологическим процессом.

**Четвертый** уровень. Подсистема управления комплексом доменных печей. Уровень MES (Manufacturing Execution Systems – или системы управления технологий, исполнения производства). Этот уровень выполняет упорядоченную обработку информации о ходе процессов в различных доменных печах цеха, обеспечивает управление комплексом доменных печей (цеха в целом), а также является источником необходимой информации в реальном времени для более высокого, самого верхнего уровня управления.

В доменном производстве России и стран СНГ при капитальных ремонтах 1-го разряда обязательно устанавливают первые нижние два уровня, верхние же два уровня на ряде доменных печей либо отсутствуют, либо имеются только отдельные локальные модули. Некоторый перечень задач и функций верхнего 3-го уровня реализован в СНГ только на отдельных доменных печах ОАО «ММК», ОАО «Северсталь», ОАО «НЛМК», д.п. №3 АК «Тулачермет» и некоторых других. Как правило, отсутствуют вообще решения задач для верхнего 4-го уровня управления. В связи с этим, в отличие от современных зарубежных систем, экономическая отдача вложений в АСУ ТП остается в России и станах СНГ низкой. Имеется существенный разрыв между математическими моделями, разрабатываемыми различными коллективами исследователей и их реальным, практическим внедрением в АСУ доменной плавки.

Представлено описание разработанных математических моделей, алгоритмов и программ для решения комплекса технологических задач в области доменного производства [3-6]. Большинство компьютерных программ опробованы в промышленности, их можно рекомендовать для использования в автоматизированных рабочих местах инженерно-технического персонала доменного цеха (уровень SCADA), решении комплекса стратегических задач при планировании производства, поставок железорудного

сырья, топлива, оптимального управления энергоресурсами (уровень MES).

*Пакет программ моделирования дутьевого и газодинамического режимов доменной плавки.*

При моделировании газодинамического режима доменной плавки решается следующий комплекс технологических задач: оценка влияния параметров комбинированного дутья и загружаемой шихты на параметры фурменного очага; расчет газодинамических характеристик слоя шихтовых материалов; оценка изменения перепадов давления по высоте печи при изменении расхода дутья и параметров загружаемой шихты. В основе моделирования процессов газодинамики лежат известное уравнение Эгона и эмпирические зависимости, связывающие протяженность зон циркуляции (горения) и углекислотной (окислительной) с кинетической и полной энергией дутья. При расчете газодинамических характеристик слоя шихтовых материалов определяются эквивалентный диаметр куска шихты ( $d$ ), порозность слоя шихтовых материалов ( $\epsilon$ ) и насыпная масса загружаемой шихты ( $\rho_{ш}$ ). При совместном решении задачи теплового состояния и задачи газодинамики уравнение Эгона представлено в виде двух линеаризованных составляющих, отражающих зависимость приращения перепада давления  $\Delta P$  от изменения расхода дутья  $\Delta V_d$  и от колебаний гранулометрического состава железорудных материалов и кокса, учитываемых через изменение диаметра  $\Delta d$  и изменение порозности слоя  $\Delta \epsilon$ . В качестве показателя предельной степени форсировки доменной плавки дутьем служит степень уравнивания шихты газовым потоком (СУ). Расчет изменения производительности печи в прогнозном периоде осуществляется, исходя из условия сохранения СУ шихты на прежнем уровне или с учетом предельной степени форсировки доменной плавки дутьем.

*Пакет программ моделирования шлакового режима.*

При моделировании шлакового режима решаются задачи получения шлака, обладающего надлежащими свойствами в ходе всего процесса шлакообразования, начиная со стадии размягчения, последующей фильтрации первичного шлакового расплава в коксовой насадке и заканчивая получением конечного шлакового расплава, а также получения чугуна требуемого химического состава с минимальным содержанием в нем серы. В основе аналитического расчета вязкости шлака положена математическая обработка диаграмм четырехкомпонентной шлаковой системы  $\text{CaO-SiO}_2\text{-MgO-Al}_2\text{O}_3$  в области реальных значений доменных шлаков и известные зависимости вязкости гомогенных шлаковых расплавов от температуры. В случае присутствия в шлаке заметного количества других оксидов вводятся соответствующие корректировки, учитывающие влияние этих оксидов на вязкость шлаков. С использованием уравнения, описывающего изменение вязкости гомогенных шлаковых расплавов от температуры, определяется зависимость вязкости доменного шлака от температуры в диапазоне

1350...1550 °С как в базовом периоде, так и при изменении условий работы доменной печи. Температура образования первых порций жидких фаз (соответствует началу усадки – температуре начала размягчения) и температура расплавления (температура появления подвижного шлакового расплава) определяются по эмпирическим уравнениям для используемого железорудного сырья. В основе прогнозирования содержания серы в чугуне лежит уравнение баланса серы. Анализ имеющихся в литературе данных по расчетному определению содержания серы в чугуне показывает, что все расчетные уравнения носят эмпирический характер. Так, для определения коэффициента распределения серы используется уравнение, полученное авторами обработкой опытных данных. Основные расчетные соотношения, характеристики расчетных параметров особенности функционирования указанных подсистем подробно описаны в работах [1-6].

Использованный принцип натурно-математического моделирования предусматривает выделение двух уровней модели: модель базового состояния и прогнозирующая модель. Модель базового состояния позволяет оценить комплекс показателей состояния системы и используется для расчета коэффициентов настройки прогнозирующей модели. Прогнозирующая модель оценивает проектные показатели доменного процесса при изменении условий доменной плавки относительно текущего состояния. Исходными данными для модели базового состояния являются данные о работе доменной печи за период, при котором динамические погрешности измерения являются незначительными. Текущий период – это период работы печи отражающий текущее состояние процесса и непосредственно предшествующий времени моделирования. Данные о работе печи в текущий период необходимы в качестве начальных данных для проектной оценки работы печи при изменении сырьевых условий или режимных параметров.

#### *Оптимизация состава агломерационной и доменной шихты*

Специфика работы доменных цехов крупнейших металлургических предприятий обусловлена тем, что они работают как на привозном, так и местном железорудном сырье. При этом расходы и химические составы привозных окатышей, как правило, не поддаются управлению и относятся к классу контролируемых возмущений, а их базовые расходы определяются стратегическим планированием поставок. В связи с этим управление свойств железорудной части доменной шихты осуществляется подбором оптимального состава агломерата местных фабрик. Нарушение принципа оптимизации состава агломерационной шихты приводит к значительным затруднениям технологии ведения доменной плавки и в особенности к нарушениям шлакового режима: ухудшению устойчивости работы печи, повышению вязкости шлаков, понижению их обессеривающей способности, снижению выхода шлака ниже допустимого уровня, и, в конечном счете к

существенному ухудшению технико-экономических показателей работы печей.

В основу оптимизационной модели и разработанным на ее основе пакете прикладных программ «Оптимизация состава агломерационной и доменной шихты с учетом особенностей шлакового режима доменной плавки» положен комплекс взаимосвязанных математических моделей, осуществляющих расчет:

- агломерационной шихты и состава агломерата;
- доменной шихты;
- комплекса параметров, характеризующих шлаковый и газодинамический режимы доменной плавки;
- комплекса параметров, характеризующих десульфурацию чугуна;
- прогнозных технико-экономических показателей плавки (расход кокса, производительность, составы чугуна и шлака).

Предусмотрено два режима решения задач прогноза:

1. Прямой расчет комплекса параметров, характеризующих тепловой, шлаковый и газодинамический режим доменной плавки при заданных расходах и составах привозных железорудных материалах и флюсующих добавок доменной шихты. При этом состав и расход местного агломерата определяются расчетом. Предусмотрены следующие варианты определения состава агломерационной шихты:

- на заданную основность агломерата, т.е. рассчитывается расход флюсов в агломерационную шихту при заданных расходах остальных компонентов аглошихты;
- при заданных расходах компонентов аглошихты, в том числе и флюсов рассчитывается основность агломерата.

2. Расчет оптимальных составов агломерационной шихты и местного агломерата при заданных химических составах, расходах привозных железорудных материалах и флюсующих добавок. Предусмотрены различные варианты выбора целевой функции: минимум содержания серы в чугуне; минимум вязкости шлака, экономические критерии и др., а также настройка видов ограничений и выбора их численных ограничений. В качестве ограничений используются: допустимые значения вязкости шлака в области различных температур (1400-1500 °С), градиенты вязкости по высоте зоны шлакообразования, составы чугуна и шлака, основности шлака и агломерата и др.

Для обоих режимов решения задачи требуется выбор базового (эталонного) периода работы доменной печи, по которому ведется адаптация модели. Исходными данными для базового периода являются фактические конструктивные, режимные, технико-экономические показатели работ печи, составы проплавленного железорудного сырья, топлива, составы чугуна и шлака.

Пакет прикладных программ позволяет решать целый комплекс задач по стратегическому (долгосрочному) планированию поставок железорудного сырья, флюсов для доменных печей и аглофабрик. Его можно использовать также и для решения тактических задач по управлению технологией домен-

ной плавки и производству местного агломерата и в частности для определения:

- оптимальной основности агломерата и оптимальных расходов компонентов аглошихты;
- оптимального расхода флюсов в доменную шихту;
- оптимального соотношения железорудных компонентов доменной шихты и ряда др.
- Пакеты прикладных программ работают под управлением ОС WINDOWS, имеет широкие функциональные возможности с развитым интерфейсом и обладает хорошими характеристиками процесса счета (скорость процесса вычислений).

Использование пакетов прикладных программ в промышленности свидетельствует об адекватности разработанных моделей, корректности вычислительного алгоритма, возможности адаптации модели и настройки пакета на конкретные условия функционирования системы путем выбора соответствующего базового режима и коэффициентов модели. Использование пакета прикладных программ позволит повысить эффективности принятия решений инженерно-техническим персоналом доменного цеха в условиях нестабильности состава и качества проплавляемого железорудного сырья и изменениях в конъюнктуре рынка.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Информационные системы в металлургии / Н.А. Спиринов, Ю.В. Ипатов, В.И. Лобанов и др. – Екатеринбург: УГТУ – УПИ, 2001. – 617 с.
2. Современная автоматизированная информационная система доменной плавки / В.А. Краснобаев, В.Ю. Рыболовлев, Н.А. Спиринов и др. // Сталь. – 2000. – № 9. – С. 7-10.
3. Теплообмен и повышение эффективности доменной плавки / Н.А. Спиринов, Ю.Н. Овчинников, В.С. Швыдкий, Ю.Г. Ярошенко. – Екатеринбург, 1995. – 243 с.
4. Информационно моделирующая система поддержки принятия решений для управления доменной плавкой на ОАО ММК / В.Л. Терентьев, В.А. Краснобаев, В.Ю. Рыболовлев и др. // Труды Международной научно-технической конференции «Теория и практика производства чугуна». Украина. Кривой Рог, 24-27 мая 2004 г. – Кривой Рог, 2004. – С. 490-494.
5. Интегрированный пакет прикладных программ оптимального управления сырьевыми и топливно-энергетическими ресурсами в аглодоменном производстве / Н.А. Спиринов, В.Ю. Рыболовлев, В.В. Лавров и др. // Труды Международной научно-технической. Там же С. 487-490.
6. Современные принципы построения математической модели доменного процесса для решения технологических задач / С.А. Загайнов, О.П. Онорин, Н.А. Спиринов, Ю.Г. Ярошенко // «Известия вузов. Черная металлургия». – 2003. – № 12. – С. 3-7.

УДК 669.1. 046. 58

В.М. Федотов, В.А. Долинский, А.И. Владимиров

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## К ВОПРОСУ О ПЕРЕРАБОТКЕ ШЛАМОВ ДОМЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА

В данной статье рассматривается проблема переработки отходов металлургического производства, в частности цинкосодержащих шламов доменных печей. Приводится анализ существующих методов их переработки. Предлагается новая технологическая схема извлечения цинка и железа из доменных шламов и шлаков сталеплавильного и доменного цехов.

Загрязнение окружающей среды предприятиями черной металлургии в промышленно развитых регионах достигло критической точки. Такая ситуация объясняется тем, что уловленные в металлургическом производстве отходы во многих случаях не утилизируются, а просто складываются и со временем вредные составляющие (например, цинк) вымываются, дренируются, попадают в подпочвенные воды, а оттуда в реки. В этой связи создание безотходных технологий, позволит вести технологические процессы на качественно новом, более высоком уровне. При этом наряду с экономическими и техническими решаются экологические проблемы, что в настоящее время выходит на первый план при производстве любого продукта.

Уменьшению количества отходов, на наш взгляд способствует применение технологических процессов, в которых образуется мало или совсем не образуется отходов. Это высокоэффективное, но довольно трудно-выполнимое условие. Заслуживает внимание и другой подход к решению проблемы безотходности производства – утилизация отходов, их переработка, когда из отходов получают продукцию, имеющую потребительские свойства, а ее характеристики не хуже, чем у той, которая получена из первичного сырья.

Состав и свойства железосодержащих отходов металлургического производства оказывают существенное влияние на выбор технологии их утилизации, в частности методов окускования (агломерация, производство обожженных и безобжиговых окатышей) и плавки (доменное или сталеплавильное производство и т.д.). Вместе с тем в научно-технической литературе сведения по исследованию вещественного состава и свойств круп-

нотоннажных железосодержащих отходов носят отрывочный характер или вообще отсутствуют.

В работе Лотоша В.Е. излагаются результаты, полученные при исследовании доменных шламов Нижне-Тагильского металлургического комбината (НТМК) следующего состава, %: 39,80-50,20 Fe; 6,20-6,83 FeO; 6,72-8,81 CaO; 6,92-7,79 SiO<sub>2</sub>; 2,45-3,11 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 0,95-1,73 MgO; 0,11-0,22 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 4,91 Zn; 0,53-0,72 S<sub>общ</sub>; 0,50-0,69 S<sub>сульфат</sub>; 4,17-10,40 C<sub>общ</sub>; 3,18-9,40 C<sub>тв</sub> [1].

На Новокузнецком металлургическом комбинате (НКМК) шламы содержат 7-10 % Zn, 20-28 % Fe, 15-20 % C, до 0,3 % Pb и 0,2-0,3 % S [2].

Доменные шламы Новолипецкого металлургического комбината (НЛМК) имеют следующий химический состав, %: Fe-44,44; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-55,22; FeO-7,45; CaO-5,53; SiO<sub>2</sub>-7,09; MgO-1,26; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-1,12; Mn-0,03; S-0,17; Zn-0,16; Pb-0,04; C-0,20 [3].

В работе Витюгина В.М. проведено исследование и классификация некоторых физико-химических свойств материалов, по которой доменные шламы относятся к числу самопроизвольно комкующихся [4].

Характеристики вещественного состава и физико-химические свойства доменных шламов, определенные в работах Лотоша В.Е. и Витюгина В.М., позволяют объяснить особенности окомкования и безобжигового упрочнения.

В настоящее время на металлургических предприятиях при подготовке шламов к утилизации применяются следующие технологические схемы.

Схема 1 – с использованием шламонакопителей и карт осушения при повышенной влажности шламов и ее неравномерностью по вертикали. Эта схема применяется только в районах с теплым климатом, связана с высокой продолжительностью процесса осушения, значительным загрязнением окружающей среды и изъятием больших земельных площадей.

Схема 2 – с использованием корпусов обезвоживания шламов, оснащенных специальным оборудованием для сгущения и фильтрации. Эта схема обеспечивает стабильную работу независимо от климатических условий, снижает загрязненность окружающей среды, но влажность шламов остается повышенной (до 30 %).

Схема 3 – с использованием корпусов обезвоживания с последующей термической сушкой отфильтрованного шлама. Эта схема значительно дороже схемы 2, но обеспечивает необходимые сыпучесть и транспортабельность.

Схема 4 – с использованием корпусов обезвоживания с последующим смешиванием отфильтрованного материала с сухими отходами или с обожженной известью. Такая схема позволяет полнее использовать сухие и влажные отходы, снизить эксплуатационные затраты по сравнению со схемой 3 и улучшить защиту окружающей среды.

Схема 5 – предусматривает распыление сгущенных шламов в агломерационную шихту при ее окомковании. Преимущества данной схемы – сравнительная простота и экономичность. Недостаток – может быть использована только в случае необходимости увлажнения шихты при ее подготовке к спеканию.

Схема 6 – с использованием бункеров и площадок дообезвоживания для окалиносодержащих шламов прокатных цехов. Недостаток этой схемы – невозможность удаления масел из окалины [3].

Кроме этих схем, применяют горизонтальные отстойники периодического действия с механизмами для очистки осадка.

Наиболее эффективно пофракционное обезвоживание шлама: крупная фракция – в классификаторах, среднedisперсная фракция – на ленточных вакуум-фильтрах, дисперсная – на вакуум-фильтрах.

Гидрометаллургическая схема переработки основана на выщелачивании соединений цинка из шламов с получением обогащенного цинком продукта (кека).

Установка для выщелачивания предусматривает непрерывную подачу пыли в заполненный водой резервуар, в который одновременно вводится раствор NaOH.

Возможна технология, предусматривающая кислотное выщелачивание цинка из шламов. Максимальный эффект достигается при выщелачивании азотной кислотой.

Эксплуатация процесса выщелачивания убыточна. За последние годы не появилось ни одного нового предложения по выщелачиванию цинка из пыли [3].

Способы гравитационного обесцинкования основаны на особенностях фракционного распределения цинка (преимущественное сосредоточение его в мелких (< 20 мкм) фракциях). Этот факт позволяет использовать для извлечения цинка гидроциклоны.

Эти аппараты характеризуются простотой конструкции, низкими капитальными и эксплуатационными затратами и высокой эффективностью улавливания мелких фракций.

Результатом обработки шламов в гидроциклонах являются сгущенный продукт (кек) с пониженным содержанием цинка и слив с повышенным содержанием цинксодержащих соединений. Кек обогащен железом и углеродом и используется в агломерационной шихте. Слив поступает на фильтр-пресс, где образуется обогащенный цинком кек, который отправляется потребителю цинксодержащего сырья [5].

Другим способом, основанным на различном распределении цинка, железа и углерода по фракциям является процесс Раса-НГП. Технологическая схема данного процесса включает следующие операции: сгущение и смешивание различных шламов в отстойниках; двухстадийное скальпирование поверхностного слоя пыли; двухстадийная классификация; обезвоживание слива на фильтр-прессе; складирование кека в емкостях, оборудованных устройством, предупреждающим его зависание [3].

Вельц-процесс является одной из стадий промышленного производства цинка. В цветной металлургии процесс вельцевания применяется для извлечения цинка в пылевидную оксидную фазу (вельц-оксид), направляемую далее на выщелачивание [3].

Технологическая схема вельц – процессов включает смешивание и окомкование шихтовых материалов, загрузку во вращательную печь и термобудку.

Положительными сторонами процесса являются высокая производительность, непрерывность, большая единичная мощность агрегатов, равномерный прогрев шихты, развитая и постоянно обновляющаяся за счет перемешивания реакционная поверхность, непрерывное перемешивание материалов.

Недостатками процесса являются высокий расход дефицитного топлива, трудность регулирования температурного режима, образование настывлей, ограничение нижнего предела по содержанию цинка в пылях 6 % [3].

Сущность процесса жидкофазного восстановления заключается в проведении восстановительных процессов в барботируемой жидкой ванне при температуре 1450-1650 °С. Высокие температуры в шлаковой ванне наряду с высоким восстановительным потенциалом обеспечивают высокие скорости восстановления оксидов железа, цинка, свинца и других металлов. Отсутствие слоя шихтовых материалов над шлаковой ванной и высокая температура газового потока позволяют без потерь транспортировать возгоны в систему газоочистки.

Преимуществами жидкофазного восстановления являются высокая эффективность извлечения цинка (и других цветных металлов), возможность использования широкого спектра ископаемых углей, применение неподготовленной шихты (окомкование, смешивание).

Недостатками процесса являются значительный расход твердого восстановителя, потребность в техническом кислороде, потери железа со шлаком [3].

Варианты восстановительных процессов различаются методами нагрева (электрической дугой, индукционный и токами высокой частоты (СВЧ), а также плазменный).

Шламы доменного производства можно успешно обжигать в кипящем слое, обеспечивая любую требуемую степень выгорания углерода в интервале температур 800-1000 °С.

При электроплавке получают следующие продукты: цинковая пыль, железистый сплав (98 % Fe и 1,1 % С), шлак с содержанием цинка 0,3 % .

Полученная цинковая пыль содержит 93 % цинка. Такая пыль может быть использована, например, в гидрометаллургии цинка для очистки нейтральных растворов от примесей или переплавлена на чушковый цинк [6].

В методе обесцинкования шламов в индукционном поле шлак гранулируют, сушат и загружают в низкочастотную индукционную печь вместе с сухим коксом.

Индукционная восстановительная камера позволяет проводить процесс с почти полным использованием тепла отходящих газов. Металлизированная более чем на 90 % и нагретая до 1200-1300 °С шихта приобретает способность проводить индукционные токи, что позволяет спекать ее в нижней зоне индуктора в плотную заготовку.

По окончании загрузки через пористую керамическую вставку в дне тигля подают природный газ, В процессе нагрева цинк (а также свинец и кадмий) испаряются и газовым потоком вносятся в конденсатор (или графитовый кристаллизатор), где пары этих металлов охлаждаются и оседают на дне в виде сплава. После отгонки цинка, железистый расплав рафинируется в этой же печи и вместе со шлаком выпускается через выпускное отверстие [3].

Для извлечения цинка из шламов доменной плавки используют метод нагрева в полях сверхвысоких частот (СВЧ). В полях СВЧ возможно удалить до 85 % цинка из слоя окомкованных и неомкованных шламов и пылей при наличии в них 9-10 % твердого углерода и нагреве до 1200-1220°С [7].

Использование плазменного нагрева снимает ограничения по верхнему пределу температуры, что позволяет существенно интенсифицировать процессы.

К обжиговым методам относятся различные варианты агломерационного процесса, отличающиеся расходом топлива, составом спекаемого продукта (различные добавки, железо-флюс), условиями проведения (например, под давлением) и др.

Использование цинксодержащих шламов в аглошихте является одним из самых известных способов их утилизации. Он требует минимальных капитальных затрат на реконструкцию действующих аглолент и не связан с поиском новых технологических мощностей.

Однако при обычном агломерационном процессе даже при правильной подготовке шламов не наблюдается значительного удаления цинка. Степень удаления цинка при обычном расходе углерода оценивается в 10 % [3].

Авторами работы предлагается следующая технологическая схема переработки отходов металлургического производства (рисунок).

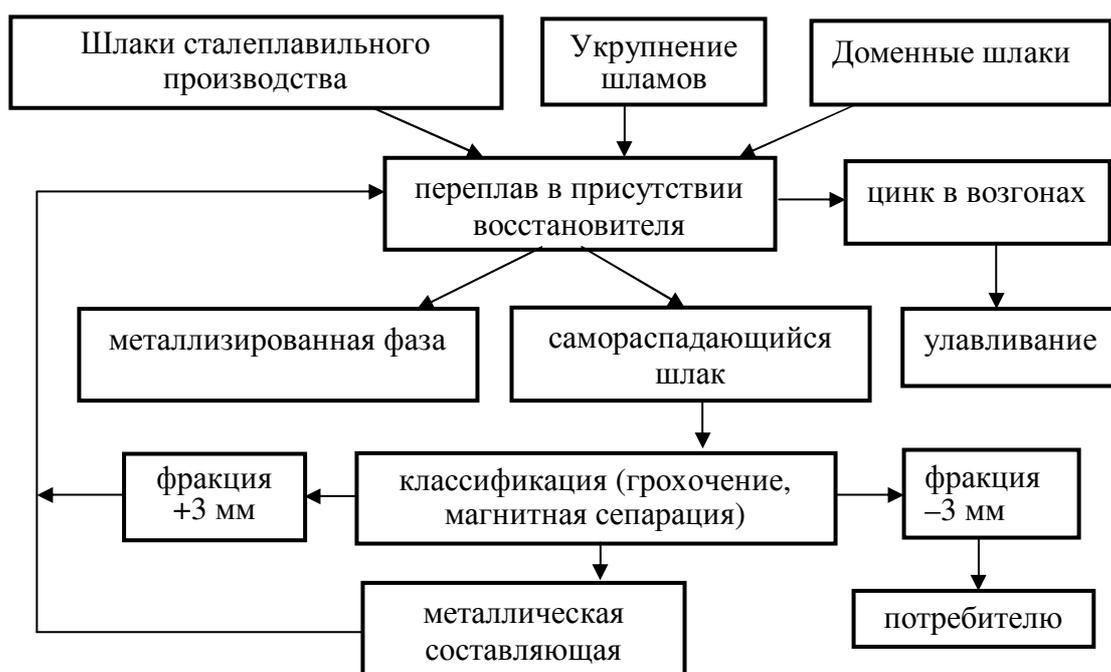


Рисунок – Схема переработки отходов металлургического производства

Совместная переработка окомкованных шламов шлаков сталеплавильного и доменного производства позволит получить самораспадающийся шлак, дающий возможность более полно извлекать металлические составляющие [8]. Переплав предлагается вести в вагранках для твердых (отвальных) шлаков или в мартеновских печах для жидких шлаков НКМК. В результате переплава достигается полное удаление цинка.

*Выводы.* Совместная переработка шламов и шлаков позволит наиболее полно извлекать металлические составляющие из отходов производства и задействовать остановленные вагранки и мартеновские печи НКМК.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Лотош В.Е. Вещественный состав и физико-химические свойства колошниковой пыли и шламов доменного производства / В.Е. Лотош // Известия вузов. Черная металлургия. – 1997. – № 10. – С. 3-5.
2. Переработка пылей и шламов доменного производства с извлечением железа и цинка / М.Д. Галимов, А.И. Окунев, В.Е. Лотош, И.А. Критинин // Бюл. НТИ ЧМ. – 1980. – № 49. – С. 35-36.
3. Современное состояние и перспективы рециклинга цинкосодержащих отходов металлургического производства / В.С. Лисин, В.Н. Скороходова, И.Ф. Курунов, В.М. Чижикова // Бюл. НТИ ЧМ. – 2001. – № 6. – С. 10-22.
4. Витюгин В.М. Исследование процесса гранулирования окомкованием с учетом свойств комкуемых дисперсий: Автореф. дис. докт. техн. наук / В.М. Витюгин. – Томск, 1975. – 45 с.
5. Черепанов К.А. Комплексная переработка и использование твердых дисперсных отходов в металлургии / К.А. Черепанов, И.В. Гладких, В.К. Черепанова. – Новокузнецк: СибГИУ, 2001. – 216 с.
6. Пинаев А.К. Переработка шламов доменных газоочисток / А.К. Пинаев, А.Н. Глазов, Н.В. Толстогузов // Сталь. – 1972. – № 11. – С. 1056-1057.
7. Меламуд С.Г. Разработка способа окускования доменных шламов и мартеновских пылей с извлечением цинка при нагреве в полях СВЧ / С.Г. Меламуд, В.Г. Колесник, Б.П. Юрьев // Сталь. – 2000. – № 1. – С. 86-90.
8. Федотов В.М. О переработке сталеплавильных шлаков / В.М. Федотов, В.А. Долинский, Ю.М. Глушаков // Известия вузов. Черная металлургия. – 1997. – № 4. – С. 7-10.

УДК 669.184.244.66.046

В.А. Дорошенко, А.А. Пермяков, Б.В. Дорошенко

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## ПЕТРОГРАФИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ОБРАЗЦОВ ИЗВЕСТИ, ПРОПИТАННОЙ СИНТЕТИЧЕСКИМИ ШЛАКАМИ

С помощью планирования эксперимента методом Мак-Лина Андерсена определили количество синтетических фосфористых шлаков. После этого синтетические шлаки были выплавлены в лабораторных условиях, проведено исследование наиболее характерных шлаков при взаимодействии с известью и определено минеральное строение опытных образцов.

Установлено положительное влияние оксида фосфора совместно с оксидами железа и марганца на процесс ассимиляции извести, которое зависит от отношения фосфора к кремнию в маломарганцовистом чугуне.

В лабораторных условиях в печи Таммана были выплавлены синтетические фосфористые шлаки и проведены опыты по изучению взаимодействия извести со шлаками. После проведения опытов с целью исследования минеральной структуры извести, пропитанной шлаком, были отобраны синтетические шлаки 1, 7, 8 из 28, которые применялись в экспериментах. Химический состав шлаков приведен в таблице.

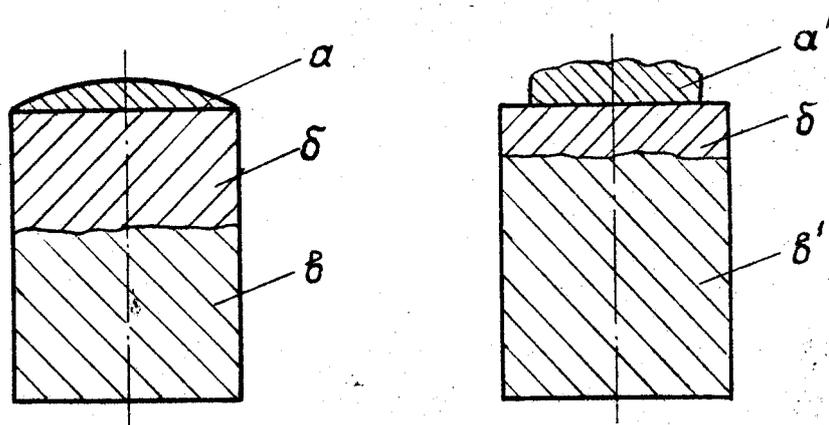
Таблица – Химический состав синтетических шлаков

Номер шлака	Содержание компонентов, в процентах				
	CaO	SiO <sub>2</sub>	MnO	Σ (FeO)	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
1	35	20	4	30	11
7	55	10	10	10	15
8	55	20	10	10	5

Схематично аншлифы (срезы) шлаковой таблетки и извести, пропитанной и непропитанной шлаком, приведены на рисунке 1.

Необходимо отметить, что для выявления общих закономерностей было исследовано минеральное строение опытных образцов.

На приводимых ниже рисунках 2-7 показано изменение минеральных фаз по высоте образцов извести, пропитанных шлаками.



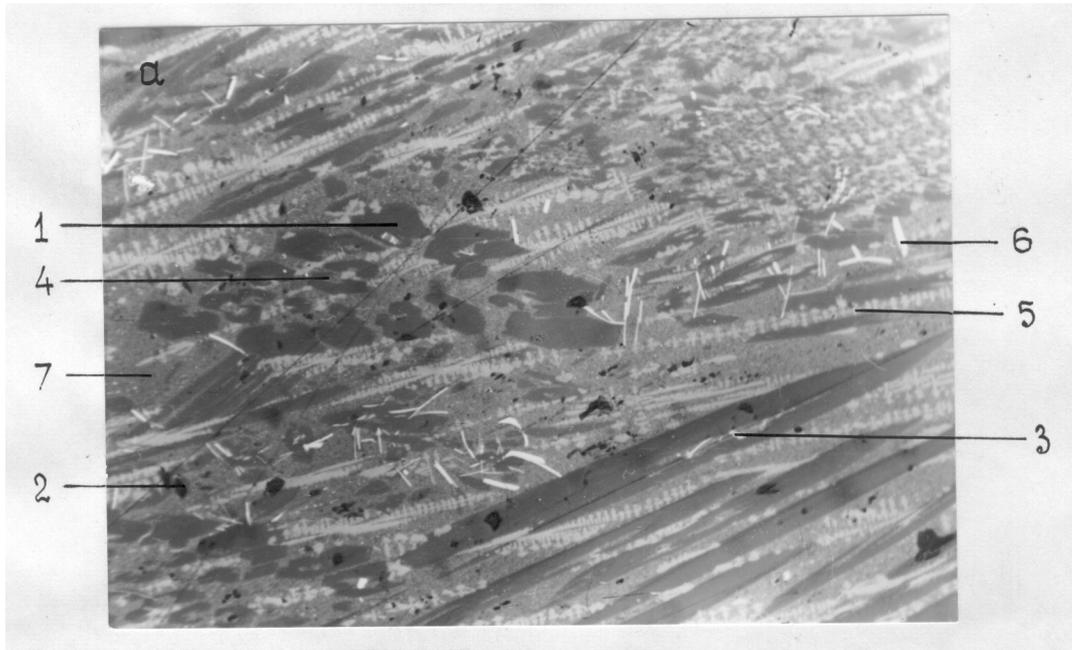
а, а' – синтетические шлаки 1 и 8 соответственно;  
 б, б' – пропитанная часть извести;  
 в, в' – непропитанная известь.

Рисунок 1 – Схема аншлифа (среза) шлаковой таблетки и цилиндра извести после их взаимодействия

Так, структура исходного синтетического шлака 1 (рисунок 2, а), представлена футлярно-игольчатыми кристаллами оксиапатита (1), имеющими гексагональные поперечные сечения. Их стержневые включения состоят из извести (2), кальциевюстита (3) и гильгенштокита (4). Марганцовистый киршштайнит образует цепочечные скелетные кристаллы (5). Гематит представлен в виде удлиненного сечения пластинчатых кристаллов (6). Однородная зернистая серая масса представлена стеклом и криптокристаллическим агрегатом витлокита и графтонита (7). Приведенная на рисунке 2, а структура исходного шлака 1 относится к середине шлаковой таблетки (рисунок 1).

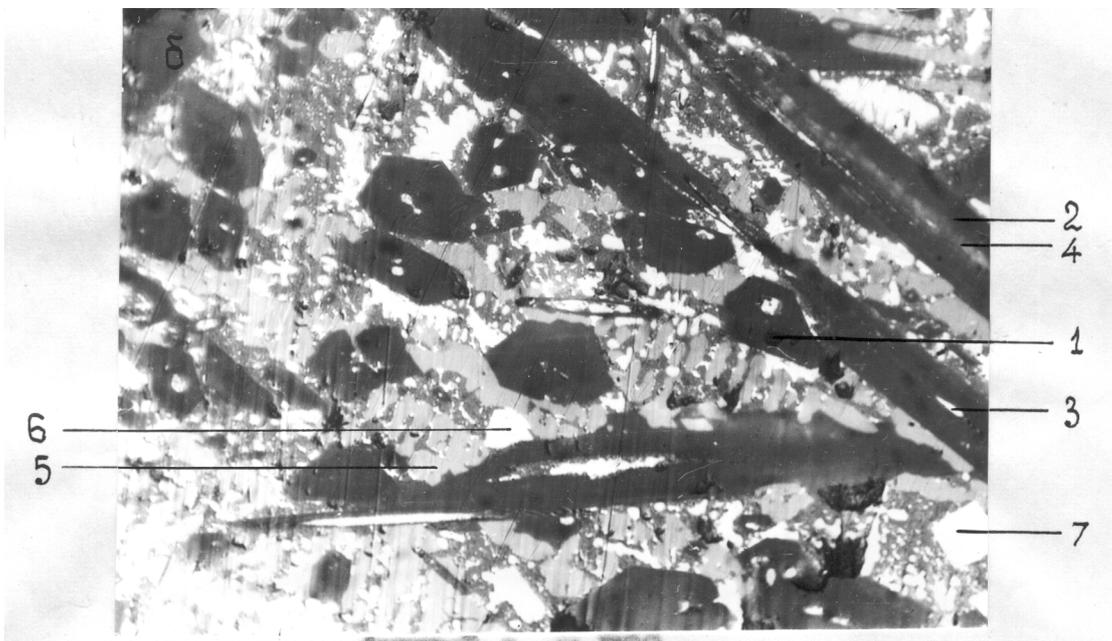
На рисунке 2, б приведена типичная структура того же шлака – 1, но с другого участка (ближе к зоне контакта, рисунок 1). Как видно, апатит в продольном сечении имеет игольчатую форму (1), а в поперечном – изометрично-гексагональную (2). Стержневые включения апатита представлены кальциевюститом (3) и графтонитом (4). Киршштайнит образует скелетные кристаллы (5). Кальциевюстит образует ксеноморфные скопления и глобулярно-скелетные кристаллы (6). Кальциомагнетит находится в сростании с киршштайнитом и стеклом (7).

На рисунке 3, а приведена типичная структура участка, вблизи контакта шлака и извести, наиболее интенсивного взаимодействия расплава шлака с известью (рисунок 1). Реликты зерен извести в форме изометричных глобулей видны по периферии фотографии (1). Их корродированная поверхность покрыта тонкой полиминеральной оболочкой, состоящей из гильгенштокита и графтонита (2).



Аншлиф;  $\times 300$

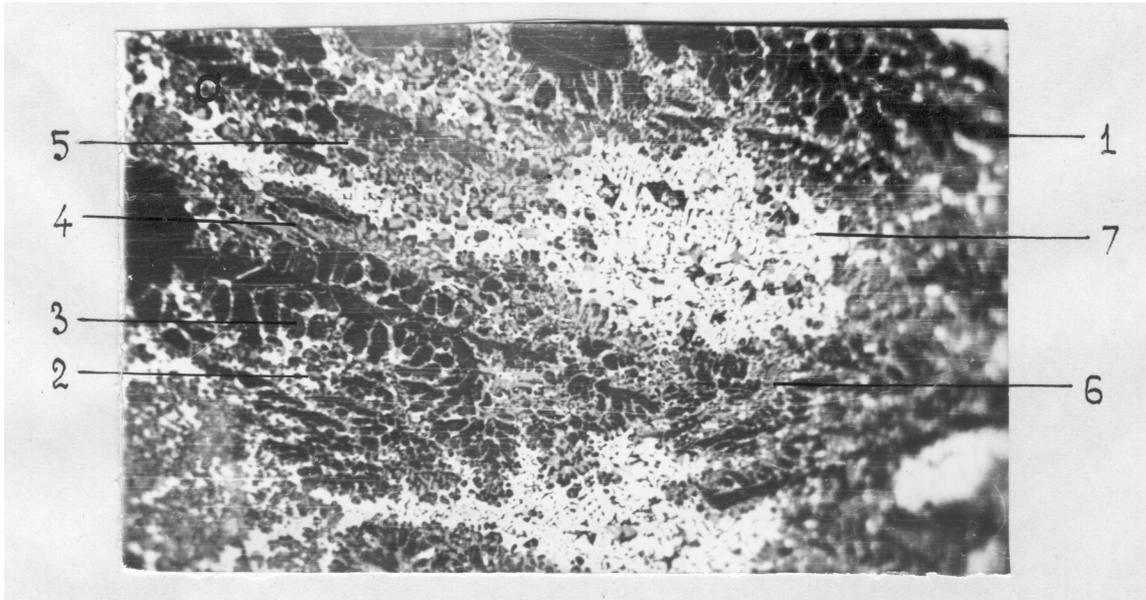
1 – оксиапатит; 2 – известь; 3 – кальциовюстит; 4 – гильгенштокит;  
5 – киршштайнит; 6 – гематит; 7 – стекло



Аншлиф;  $\times 700$

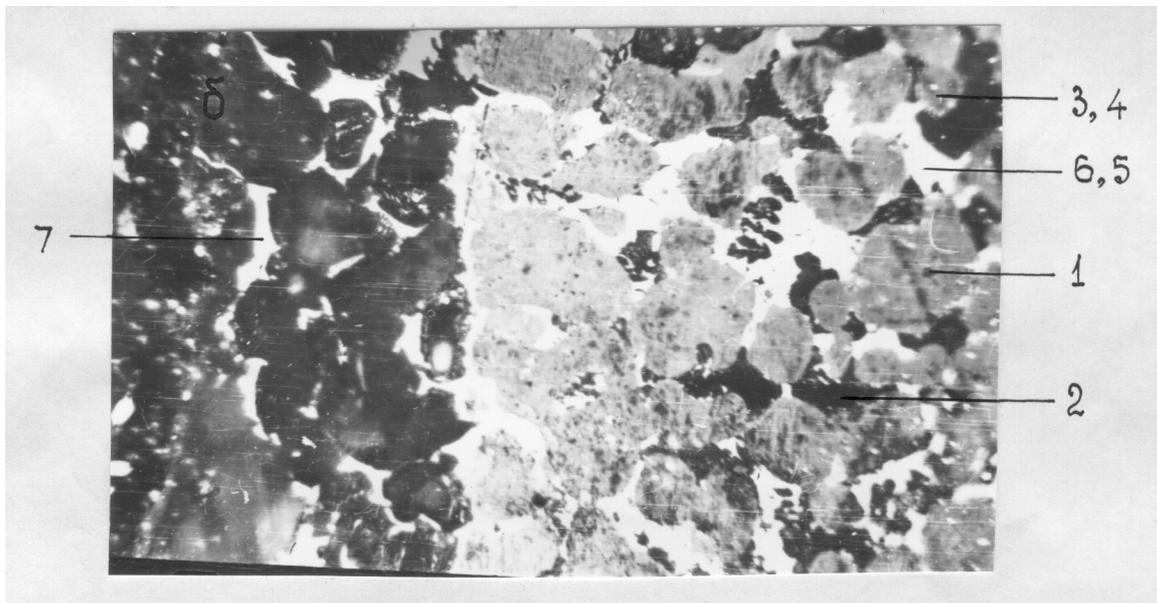
1 – апатит; 2 – известь; 3 – кальциовюстит; 4 – графтонит;  
5 – киршштайнит; 6 – кальциомагнетит

Рисунок 2 – Минералогическая структура исходного синтетического шлака 1



Аншлиф;  $\times 600$

1 – глобулы извести; 2 – гильгенштокит и графтонит;  
 3 – ларнит-кальциооливин; 4 – нагельшмидтит; 5 – силикокарнотит;  
 6 – киршштайнит; 7 – кальциомагнетит и кальциовюстит



Аншлиф;  $\times 600$

1 – зерна извести; 2 – гильгенштокит; 3 – нагельшмидтит;  
 4 – силикокарнотит; 5 – кальциооливин; 6 – кальциовюстит;  
 7 – кальциовюстит и кальциоферрит

Рисунок 3 – Минералогическая структура извести, пропитанной шлаком 1

От этой оболочки образуются глобулярно-скелетные кристаллы ларнита-кальциооливина (3), к субиндивидам которого эпитаксиально прирастают изометричные кристаллы нагельшмидтита (4) и удлиненные кристаллы силикокарнотита (5). Киршштайнит заполняет межзеренное пространство, образованное кальциооливином, нагельшмидтитом и силикокарнотитом (6). Кальциомагнетит и кальциовюстит образуют скопления скелетно-полосчатой структуры (7).

В соответствии с рисунком 1 приведена структура границы активного взаимодействия шлакового расплава со слабо измененным объемом извести в куске (рисунок 3, б), т.е. зоны, где закончилась пропитка извести.

Зерна извести в верхнем участке отмеченной зоны (1) насыщены в процессе термоосмотической диффузии железом и частично марганцем. Вследствие этого они имеют высокую отражательную способность.

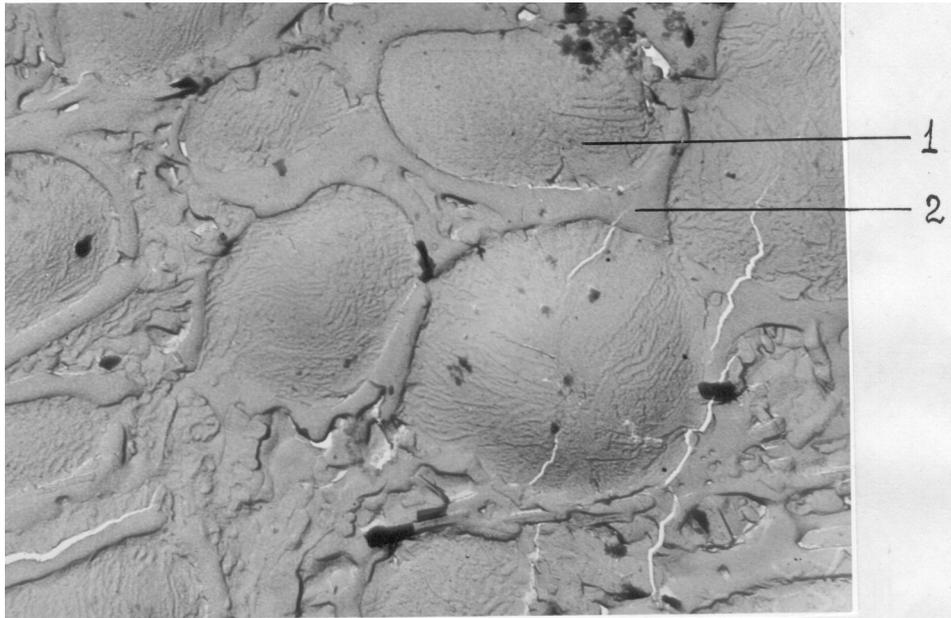
В зернах высокожелезистой извести наблюдаются многочисленные изометричные ксеноморфные включения (2). Обычно это гильгенштокит, реже – кальциооливин. В межзеренном пространстве, обволакивая зерна извести, образуется ксеноморфно-зернистый агрегат нагельшмидтита (3), а в некотором удалении от зерен извести образуется идиоморфный, ромбовидный силикокарнотит (4). Киршштайнит в этих участках отсутствует совершенно, так как в результате взаимодействия его расплава с известью образуется кальциооливин (5) и кальциовюстит (6). Кальциовюстит является основным рудным минералом, с ним ассоциируются кальциомагнетит и двухкальциевый феррит.

В нижней части рассматриваемой зоны зерна извести не изменились, однако межзеренное пространство заполнилось агрегатом кальциовюстита и кальциоферрита (7).

С целью установления характера взаимодействия извести со шлаком была снята реплика с поверхности скола опытного образца извести вблизи зоны контакта, пропитанной шлаком (7) (рисунок 4), рассмотрена и сфотографирована на электронном микроскопе. Как видно из рисунка 4, известь в форме округлых изометричных зерен (1) пронизана многочисленными дислокациями. Шлаковый расплав заполняет межзеренное пространство и образует по периферии зерен оболочку из силикофосфатов (2). Там, где эта оболочка нарушена, процесс пропитки извести шлаком проходит более интенсивно.

Структура исходного синтетического шлака 8 приведена на рисунке 5. Как видно, изометричные ксеноморфные разной крупности зерна нагельшмидтита (1) сцементированы тонким скелетно-дендритным киршштайнитом и вюститом (2).

Шлак 8 взаимодействует с известью несколько иначе. Приводимые на рисунках 6 и 7 минералогические структуры относятся к зоне, находящейся недалеко от контакта шлак-известь.



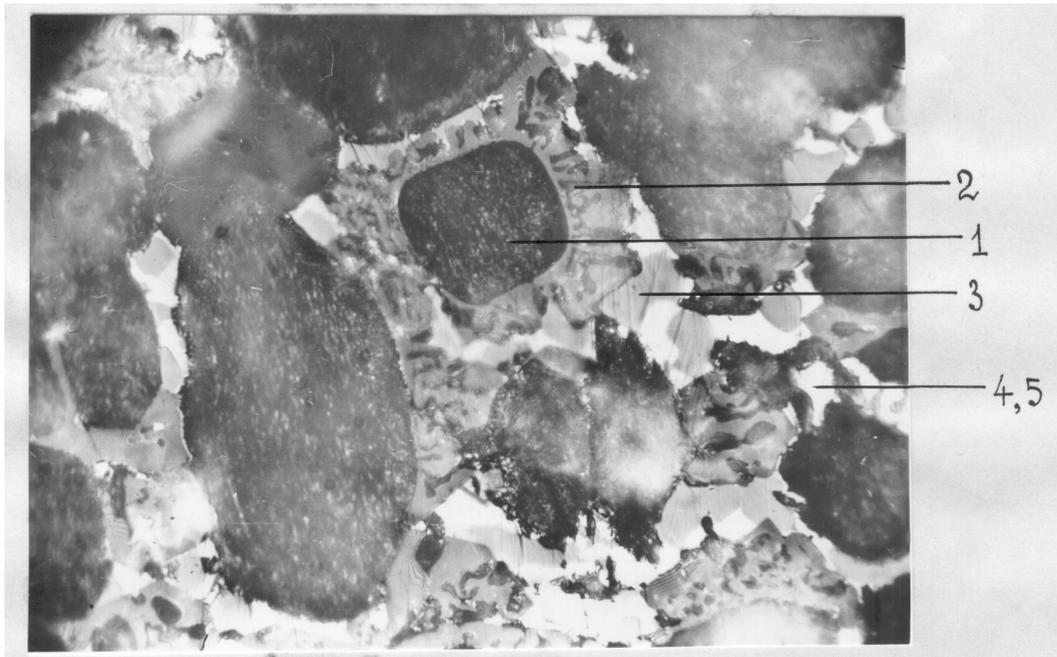
Электронный микроскоп;  $\times 3800$   
1 – зерно извести; 2 – силикофосфаты

Рисунок 4 – Реплика с поверхности скола опытного образца извести, пропитанной шлаком 7



Аншлиф;  $\times 700$   
1 – нагельшмидтит; 2 – киршштайнит, вюстит

Рисунок 5 – Минералогическая структура исходного синтетического шлака 8



Аншлиф;  $\times 700$

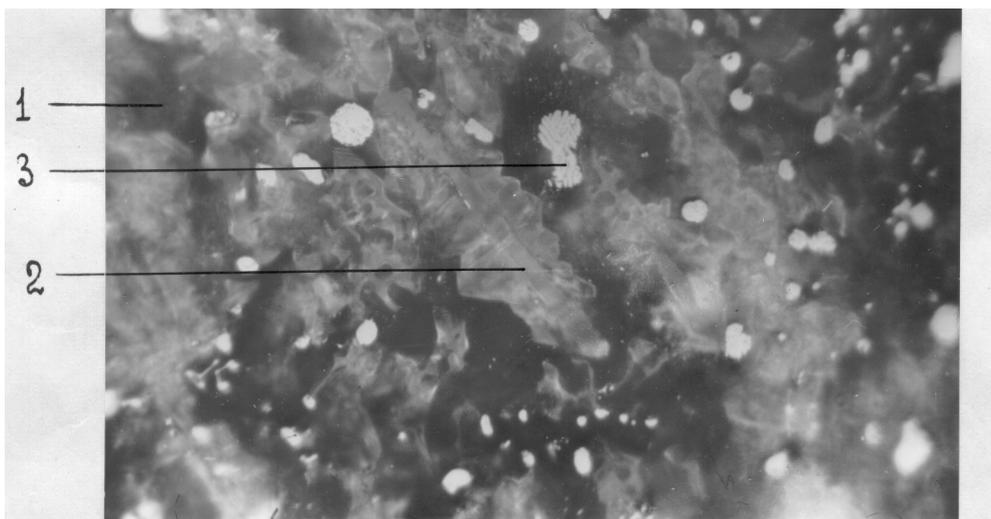
1 – известь; 2 – силикокарнотит; 3 – киршштайнит; 4 – вюстит;  
5 – кальциомагнетит

Рисунок 6 – Минералогическая структура опытного образца извести, пропитанной шлаком 8

Так, из рисунка 6 видно, что известь образует эллипсоидальные и изометрично округлые зерна (1). Они разорбированы с поверхности и интенсивно замещены по порам и дислокациям вюститом и силикокарнотитом. По периферии на реликтовые кристаллы извести эндотаксидально выросли удлинённо-скелетные кристаллы силикокарнотита (2) и киршштайнита (4), а между ними находится вюстит (4) и кальциомагнетит (5).

Структура глубокого изменения извести под воздействием шлакового расплава (шлак 8) представлена на рисунке 7. Как видно, от извести остались одни реликты (1). Структура в основном представлена скелетными кристаллами силикофосфатов (2) и сферическими выделениями вюстита и металлического железа (3).

Таким образом, минералого-петрографическое исследование продуктов взаимодействия синтетического шлака с известью позволило установить, что процесс минералообразования на контакте синтетического шлака с известью осуществляется по механизму термоосмотического диффузионного и инфильтрационного замещения извести минеральными компонентами шлака. Наиболее активно и в первую очередь диффундируют в известь оксиды железа и марганца. В результате зерна извести приобретают зонально-блоковую структуру.



Аншлиф;  $\times 840$

1 – реликты извести; 2 – силикофосфаты;  
3 – вюстит и металлическое железо

Рисунок 7 – Минералогическая структура опытного образца извести, пропитанной шлаком 8

Центральная часть зерен либо остается неизменной (обычно это бездислокационные индивиды), либо состоит из блоков отличающихся большим или меньшим показателем преломления в зависимости от содержания изоморфного железа и марганца, либо пронизано прожилками марганцовистого вюстита (RO-фаза). По периферии зерна извести обрастают зонами известкового вюстита, двухкальциевого и однокальциевого феррита, а внешняя зона обычно представлена кальциомагнетитом. Межзеренное пространство инфильтративно замещается минеральным агрегатом вюстита с изоморфной примесью марганца и кальция; ферритами кальция и кальциомагнетитом. Одновременно с перечисленными минералами в межзеренные промежутки извести просачивается и отлагается киршштайнит ( $\text{CaFeSiO}_4$ ). Однако основная масса киршштайнита проникает в известь позже рудных компонентов. Легкоплавкий киршштайнитовый расплав переносит с собой из шлака фосфатные комплексы. В результате взаимодействия этого расплава с известью, уже значительно измененной рудными компонентами, образуется минеральный агрегат, в состав которого, кроме ранее перечисленных рудных минералов, входят (в порядке их распространенности: двухкальциевый силикат (кальциооливин  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ ), киршштайнит, силикофосфаты (нагельшмидтит  $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2 \cdot \text{Ca}_2\text{SiO}_4$ ; силикокарнонит  $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2 \cdot 2\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ ); стэдит  $\text{Ca}_{10}(\text{PO}_4)_6\text{O} \cdot \text{Ca}_2\text{SiO}_4$ ; графтонит  $(\text{Fe}, \text{Mn}, \text{Ca})_3(\text{PO}_4)_2$ ), а, кроме того, нередко наблюдается микроскопически неопределенный при степени увеличения 200-1300 криптокристаллический минеральный агрегат.

Наиболее инертным компонентом шлака является двухкальциевый силикат, он не диффундирует в известь (шлак 8). Отмеченный в прореагировавшей зоне извести кальциооливин, по-видимому, образовался при взаимодействии киршштайнита с известью. Судя по изменению киршштайнита и ларнита кальциооливин, остающийся в зоне шлака, обычно отличается очень низким показателем преломления ( $n_d = 1,654$ ;  $n_m = 1,646$ ;  $n_p = 1,642$ ), что свидетельствует о миграции всех оксидов железа и марганца в зону прореагировавшей извести.

Таким образом, макро- и микроскопическое изучение первой и второй стадий процесса ассимиляции извести фосфористым синтетическим шлаком свидетельствует о ведущей роли оксидов железа и марганца (RO-фаза) в начальном подводе и распространении жидкоподвижной части (фазы) шлака (первая стадия) в межзеренное пространство поверхностного слоя куска извести на глубину до 0,01 м. Качество и активность той части шлака, которая является растворителем извести, в значительной степени зависит от полимеризации монтичеллита исходного шлака, т.е. от количества и качества RO-фазы. Увеличение оксидов марганца в обычных пределах в RO-фазе способствует ускорению объемной диффузии шлака в межзеренное пространство извести и в объем зерна оксида кальция, в то время как оксиды железа являются главным физико-химическим реагентом процесса ассимиляции периферийной и объемной зон зерен извести. Отвод продуктов начального взаимодействия зерен извести с RO-фазой (ферритов кальция, кальциомагнетита, вюстита с примесью марганца и кальция) производится в межзеренное пространство извести, которое в зоне растворения увеличивается за счет резорбции и уменьшения размеров зерен оксида кальция. Последующая диффузия компонентов шлака, контактирующего с известью, осуществляется благодаря легкоплавкому вторичному продукту ассимиляции киршштайниту, обогащенному фосфатными комплексами и образовавшемуся при взаимодействии исходного шлака с расплавом межзеренного пространства.

Вторая стадия ассимиляции с образованием химических соединений происходит между известью, обогащенной оксидами железа, и вторичным продуктом киршштайнитом с образованием в объеме силикатов и силикофосфатов, затрудняющих рассматриваемый процесс. Однако в отличие от силикофосфатов переменного состава, образующихся в объеме зоны растворения, двухкальциевый силикат обычно наименее активен и обнаруживается на поверхности куска извести или зерен оксида кальция.

Таким образом, киршштайнит, обогащенный фосфором, не задерживает ассимиляции извести при низком содержании кремния в чугуне, т.е. относительно более высоком отношении P/Si.

УДК 669.334.12+622.343.014+553.43.041

А.И. Иванов, Г.В. Галевский, В.В. Руднева

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## К ВОПРОСУ ОСВОЕНИЯ УДОКАНСКОГО МЕДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ И СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРЕДПРИЯТИЯ (СООБЩЕНИЕ 1)

В статье дана краткая характеристика Удоканского медного месторождения, его значимость и программа освоения. Дана общая технологическая схема переработки медной руды Удоканского месторождения. Также приведена структура Удоканского горно-металлургического предприятия.

### Значимость Удоканского месторождения

Российская Федерация имеет ухудшающийся баланс обеспеченности медным концентратом отечественных производственных мощностей. Первый заместитель министра промышленности, науки и технологий России Андрей Свинаренко считает, что «разработка Удоканского месторождения является важнейшей задачей, решение которой должно позволить улучшить ситуацию с обеспечением российских металлургов медным концентратом» [1].

В настоящее время основным претендентом на Удоканское месторождение в России считается Уральская горно-металлургическая компания (УГМК), где разработан проект, предусматривающий строительство горно-металлургического предприятия с мощностью обогатительного комбината 15 млн. тонн руды при выпуске 150 тыс. тонн меди в концентрате и 115 тыс. тонн катодной меди ежегодно [1-2].

По мнению генерального директора УГМК А. Козина, освоение Удокана станет гарантией стопроцентной загрузки медеплавильных мощностей компании. Для Читинской области разработка месторождения даст мощнейший толчок к развитию всей социальной инфраструктуры за счет дополнительной загрузки железнодорожного транспорта, прежде всего Байкало-Амурской магистрали. Губернатор Читинской области Р. Гениатулин заявил: «Если лицензию получит УГМК, то Читинская область от этого только выиграет, ведь это компания с большим количеством производств, выпускающих готовую продукцию. Имея пять переделов, от руды до медных радиаторов и кабеля, компания соответственно будет платить налоги в несколько раз больше, чем любая другая иностранная компания,

намеревающаяся продавать медный концентрат. В случае же перехода Удоканского месторождения к иностранной компании отечественная медная промышленность окажется в условиях жесточайшего сырьевого кризиса» [3].

Кроме УГМК, основными претендентами на месторождение являются казахстанская компания «Казахмыс», контролируемая Южно-Корейским концерном «Samsung», «Норильский никель», ряд московских фирм. К Удоканскому медному месторождению проявляет интерес чилийская корпорация «Codelco», являющаяся крупнейшим в мире производителем меди [4-5].

#### Общая характеристика

Удоканское месторождение меди расположено на севере Читинской области в Каларском районе. Всего в двадцати трех километрах от Удокана проходит Байкало-Амурская магистраль. Здесь располагается поселок Новая Чара. В 2001 году в непосредственной близости от месторождения завершено строительство железной дороги Чара-Чина [6].

Удоканское месторождение уникально по своим запасам и содержит около 20 миллионов тонн меди. Оно представляет собой пласт медистых песчаников, который на склонах гор выходит на поверхность. Мощность пласта местами превышает 100 метров, он вытянут на 10 километров в длину и почти 5 километров в ширину. Около 70 % руды может быть добыто открытым методом. Запасы месторождения представлены в таблице [7].

Среднее содержание меди в балансовых запасах составляет 1,56 %. На месторождении выделены три типа руд: сульфидные, смешенные и окисленные с содержанием окисленной меди соответственно до 30, от 30 до 70 и более 70 %. В запасах промышленных категорий (B+C1) сульфидные руды составляют 44,8, смешенные – 38,2, окисленные – 17 %.

Таблица – Запасы месторождения по состоянию на 1999 год

Показатели	Руда	Медь	Сера сульфидная	Серебро
Балансовые запасы, тыс.тонн, в том числе по категориям				
B	170630	3000	-	-
C <sub>1</sub>	565796	8222	2136	7.35
C <sub>2</sub>	504147	6745	1769	4.56
Забалансовые запасы, тыс.тонн, в том числе по категориям				
C <sub>1</sub>	529529	2046	459	2.49
C <sub>2</sub>	63797	267	59	0.46

Удоканское месторождение при всей своей уникальности и, на первый взгляд, привлекательности на самом деле является сгустком проблем,

которые только может создать природа. Отдаленность, сложный рельеф местности (перепад высот на месторождении 800 м), сложные горно-технические условия, резко континентальный климат с продолжительной холодной зимой, высокогорье (2000 м над уровнем моря), сейсмичность (9 баллов), вечная мерзлота, сложные инженерно-геологические условия залегания грунтов – вот с чем придется столкнуться при строительстве Удоканского предприятия. [7]

#### Программа освоения месторождения

Программа освоения Удоканского месторождения меди разработана специалистами Уральской горно-металлургической компании. Она сформирована на основе всей имеющейся геологической, технической, экономической информации с привлечением ведущих специалистов и организаций Читы, Москвы, Казахстана, дальнего зарубежья. При разработке использовались современные компьютерные технологии моделирования и проектирования, позволившие проработать большое количество вариантов и найти оптимальные решения.

Уральская горно-металлургическая компания при содействии Администрации Читинской области выполнила значительный объем подготовительных работ по освоению Удоканского месторождения. По результатам проделанных работ сделан вывод, что наиболее благоприятным для разработки первоочередного участка является северо-западный фланг месторождения. При этом учитывалось: рельеф местности, расположение рудоперерабатывающего комплекса, транспортная доступность к рабочим горизонтам карьера, возможность складирования пустых пород и забалансовых руд. Благодаря труду читинских геологов месторождение хорошо изучено, пройдено более 113 километров подземных выработок, большое количество канав, пробурено 70 километров подземных и поверхностных скважин, которые вскрыли рудные тела в меденосном горизонте. Для геохимического анализа отобрано более 81 тысячи проб, которые легли в основу подсчета запасов. В пределах меденосного пласта находится большое количество рудных тел, содержащих в среднем полтора процента меди. На северо-западном фланге выделено 102 геологических балансовых и 96 забалансовых блоков. По данным опробования рассчитан ряд блочных моделей, в частности блочная модель содержания общей меди, необходимая для расчетов параметров обогащения.

Выбор местоположения промплощадки при строительстве Удоканского рудоперерабатывающего предприятия продиктован следующими соображениями:

- максимальная ее приближенность к границам месторождения и железнодорожной станции;
- максимальное сокращение инженерных коммуникаций;
- минимум затрат на подготовку строительства.

В состав предприятия входят:

- карьер;
- отвалы пустых пород;
- обогатительная фабрика;
- хвостохранилище;
- завод по производству водоземлюльсионных ВВ;
- вспомогательные объекты инженерно- и социально-бытового назначения.

Вскрытие месторождения намечено осуществлять в нагорной части месторождения с 2170 м до 1600 м системой общих капитальных полутраншей смешанного заложения с петлевой формой трассы. Ширина проезжей части главных откаточных дорог составит 16 м. Ширина подошвы капитальных полутраншей – 28 м. Величина руководящих уклонов зависит от величины абсолютных отметок и интенсивности грузопотока и находится в пределах 8-12,5 %. Вскрытие глубинной части карьера с 1600 м до 1430 м намечается осуществить системой групповых траншей внутреннего заложения по спиральной форме трассы. Вскрытие нижних горизонтов намечено осуществить скользящими съездами.

Система разработки первоочередного участка Удоканского месторождения принята транспортная, с вывозкой вскрышных пород во внешние отвалы. Она отличается от ранее выполненных ТЭО тем, что вовлекается в разработку часть участка «Секущий» с целью увеличения производственных мощностей до 15 миллионов тонн руды в год, а также использованием при проектировании геоинформационной модели, которая позволила рационализировать систему разработки, увеличить эффективность и улучшить ритмичность работы оборудования при ведении вскрышных и добычных работ.

Основными элементами системы являются:

- высота добычного уступа 10 м;
- высота породного уступа 20 м;
- потери балансовых руд в пределах 3-5 %;
- разубоживание 10-12 %;
- угол откоса рабочего уступа 76 °, нерабочего – 63 °;
- угол откоса неработающих бортов карьера со стороны висячего бока при высоте бортов от 800 м до 200 м находится в пределах 36-45 °;
- ширина рабочей площадки 60 м при высоте уступа 20 м и 40 м при высоте уступа 10 м.

Горно-геологические условия разработки Удоканского месторождения требуют применения высокопроизводительного оборудования в северном исполнении большой единичной мощности. Дефицит электроэнергии и большие темпы понижения горных работ, особенно в нагорной части месторождения, предполагают использование бурового и выемочно-погрузочного оборудования, оснащенного дизельными двигателями. Для

бурения взрывных скважин предполагается использовать станки шарошечного бурения с диаметром рабочего инструмента 229-381 мм. На основных выемочно-погрузочных работах должны работать экскаваторы с емкостью ковша более 20 и фронтальные погрузчики с емкостью ковша 12-16 куб. м. Транспортировку руды и породы предполагается осуществлять автосамосвалами грузоподъемностью 180-220 тонн и более.

На основании геоинформационной модели с использованием компьютерных технологий построен карьер в конечном контуре и выполнен горно-геометрический анализ карьерного поля. По результатам горно-геометрического анализа построен календарный план отработки карьера и ряд графиков на ближайшие 20 лет:

- график производительности карьера по руде и горной массе, коэффициент вскрыши. График рассчитывается из получения 150 тысяч тонн меди на конечном переделе;
- график качества добываемой руды: содержание меди и степень окисления;
- график получения попутных компонентов серебра и серы;
- график предполагаемого содержания меди в концентрате и извлечения меди в концентрат [6].

Удоканское горно-металлургическое предприятие

Удоканское горно-металлургическое предприятие должно включать 4 основных передела:

- 1) горнодобывающий комплекс;
- 2) обогатительный передел;
- 3) гидрометаллургический передел:
  - отделение выщелачивания,
  - отделение экстракции;
- 4) электролизный передел.

Общая технологическая схема переработки медной руды Удоканского месторождения представлена на рисунке.

Технологическая схема обогащения предусматривает рудоподготовку (дробление и измельчение); флотацию руды; дофлотацию кека после выщелачивания; сгущение, фильтрование и сушку готового сульфидного концентрата. Руда с усреднительного (шихтовального) склада фронтальными погрузчиками подается в корпус дробления, где в конусной дробилке производительностью 1700 м<sup>3</sup>/н дробится до крупности –250 мм. Предусмотрено измельчение руды до крупности –3,0 мм. Затем руда ленточным конвейером направляется на склад, а оттуда пластинчатым питателем в главный корпус.

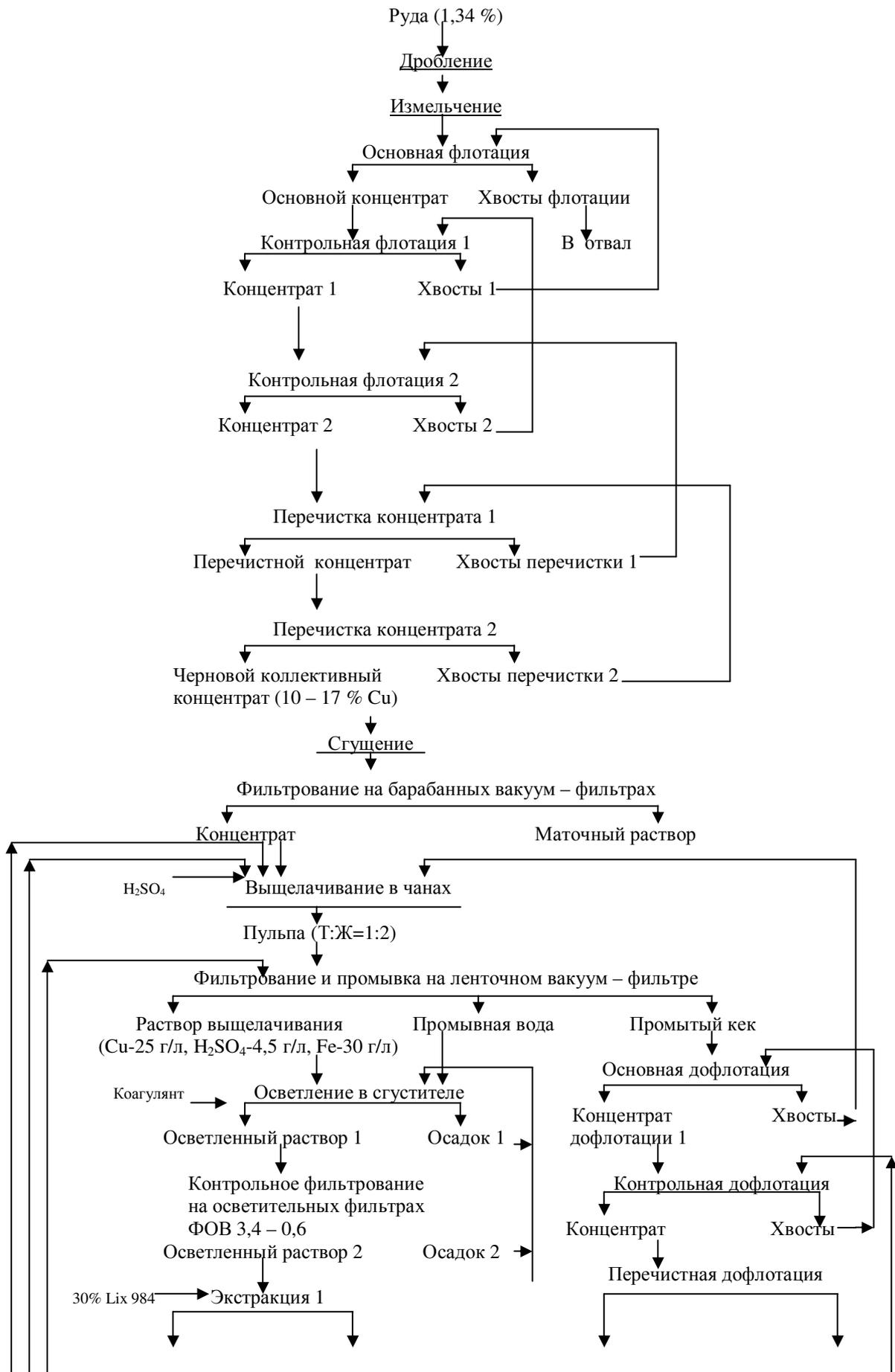
При флотации руды (содержание меди 0,9-1,5 %, степень окисленности 38-63 %) получается черновой коллективный концентрат (выход 7,7%), содержащий 10-17 % меди. Суммарное извлечение сульфидной и окислен-

ной меди составляет 82-89 %. Рудная флотация включает основную операцию, две контрольные и две перечистки концентрата, а также операцию доизмельчения концентрата контрольных операций. Основную и контрольные операции проводят во флотомашинах с объемом камер 100 м<sup>3</sup>, перечистки в камерах объемом 16 м<sup>3</sup>. Черновой коллективный концентрат направляют на гидрометаллургическую переработку. Возвращаемый после выщелачивания кек поступает в узел дофлотации, включающий основную, контрольную и перечистные операции. Полученный после перечистных операций дофлотации сульфидный концентрат с содержанием меди 30,0 % сгущают, фильтруют, сушат и направляют на склад готовой продукции.

Получение катодной меди осуществляется в гидрометаллургическом производстве (цехе), состоящем из отделений выщелачивания, экстракции и электролиза. Коллективный концентрат флотации в количестве в виде пульпы с соотношением Т : Ж = 1 : 2 поступает в отделение выщелачивания. После сгущения и предварительного фильтрования в барабанах вакуум-фильтрах БОУ 80-3,75 концентрат выщелачивают сернокислотными растворами в чанах вместимостью 360 м<sup>3</sup>. Пульпу от выщелачивания очищают, фильтруют на ленточных вакуум-фильтрах с площадью фильтрования 100 м<sup>2</sup>, кек выщелачивания возвращают на обогатительную фабрику на дофлотацию.

Раствор выщелачивания, содержащий меди 25-26 г/л, серной кислоты 4,5-4,7 г/л и железа около 30 г/л, осветляют в сгустителе и после контрольного фильтрования, проводимого на осветительных фильтрах ФОВ 3,4-0,6, направляют на экстракцию. Процесс экстракции проводится в две стадии с использованием 30 %-ного раствора Lix 984 в керосине. После осуществления двухстадийной реэкстракции отработанным электролитом концентрация меди повышается до 50 г/л. Экстракторы типа смеситель – отстойник состоят из камер смешения объемом 80 м<sup>3</sup> и отстойников для разделения фаз размером 23,1x23,1x1,0 м.

Из богатого электролита удаляют органические примеси в начале флотации в камере Джеймсона, а затем фильтрованием с использованием нескольких фильтрующих элементов. Рафинат экстракции, содержащий меди 2 г/л и серной кислоты 40-42 г/л, возвращают на промывку кека выщелачивания. Реэкстракт (электролит) подогревают в пластинчатых теплообменниках до 40 °С и подают в электролитные ванны, снабженные стальными катодами и свинцовыми анодами. Электролиз ведут при плотности тока 280 А/м<sup>2</sup>. Катоды, на которых осаждается медь, раз в 7-8 суток выгружают из ванн и отправляют на автоматизированную линию промывки и сдирки меди. Пакеты катодной меди массой 1,5 т отгружают на склад готовой продукции. Извлечение в катодную медь на стадии гидрометаллургической переработки коллективного концентрата составляет 93 %.



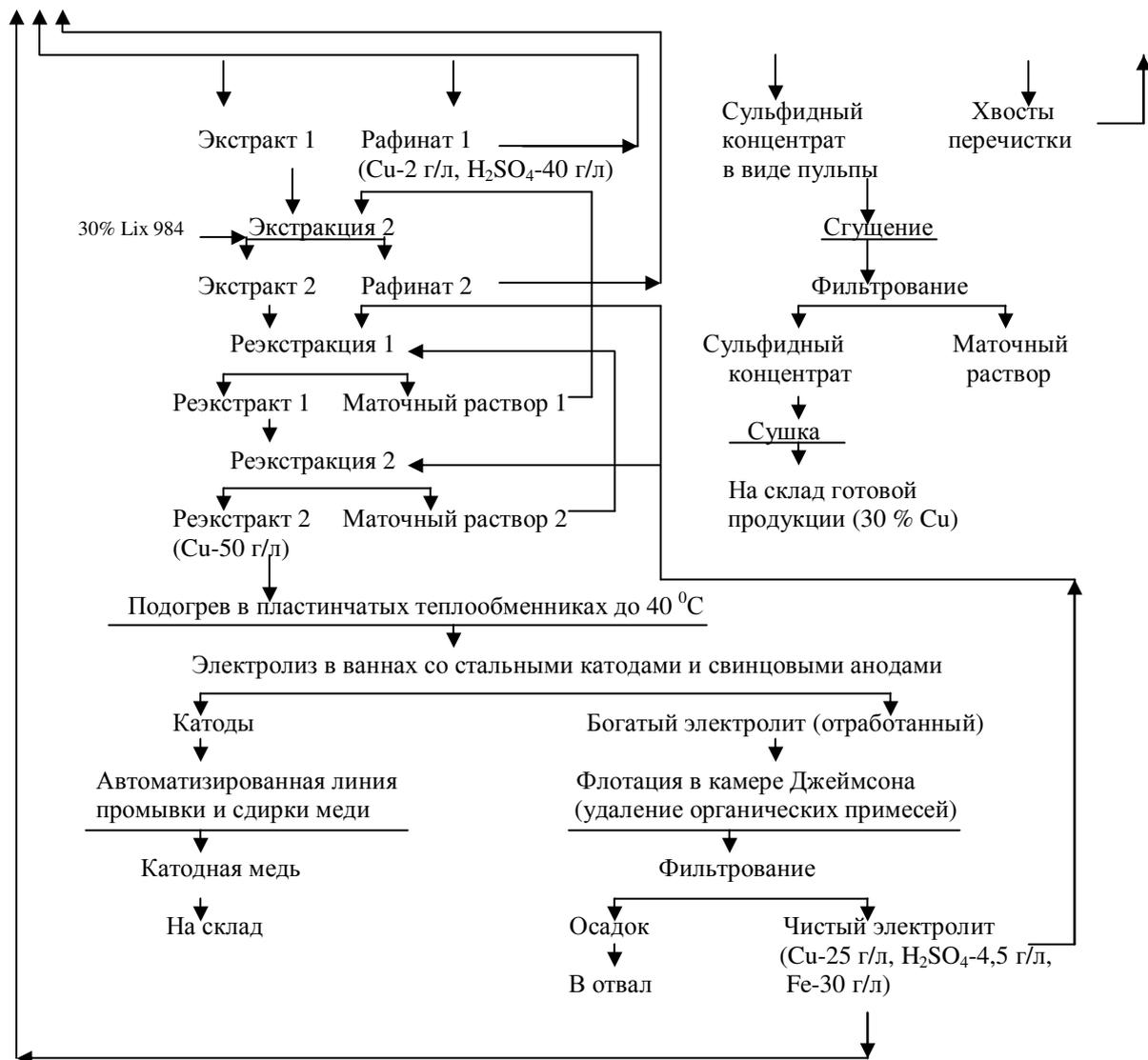


Рисунок – Общая технологическая схема переработки медной руды Удоканского месторождения

Отработанный электролит, содержащий меди 35 г/л, серной кислоты 180 г/л и железа 1,5 г/л возвращают на экстракцию и частично на выщелачивание меди [7].

#### Заключение

Таким образом, несмотря на все сложности в освоении Удоканского месторождения, оно является востребованным в наши дни. Разработка месторождения отечественной компанией станет гарантией стопроцентной загрузки медеплавильных мощностей России, т.е. не придется «замораживать» пирометаллургическое производство меди на Урале. Для Читинской области разработка месторождения положительно повлияет на развитие экономики в целом. В случае же перехода месторождения к иностранной компании отечественная медная промышленность окажется в условиях жесточайшего сырьевого кризиса. Серьезная программа освоения место-

рождения предлагается Уральской горно-металлургической компанией. При разработке этой программы использовались современные компьютерные технологии моделирования и проектирования, позволившие проработать большое количество вариантов и найти оптимальные решения.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Новости «черной промышленности» России и СНГ // Новости Интернета. – 10.11.03.
2. Стратегия развития Уральского федерального округа // Новости Интернета. – 18.09.03.
3. Николаева Т.В. Свердловская и Читинская области за закрытый конкурс на разработку Удоканского медного месторождения / Т.В. Николаева // Новости Интернета. – 26.11.02.
4. УГМК претендует на Удокан // Новости Интернета. – 25.03.04.
5. Чилийцы заинтересованы Удоканским медным месторождением // Новости Интернета. – 26.11.02.
6. Колобков О.М. Программа освоения Удоканского месторождения меди / О.М. Колобков // Новости Интернета. – 2002.
7. Денисов М.Е. Проект строительства Удоканского горно-металлургического предприятия / М.Е. Денисов // Цветные металлы. – 1999.– № 9.

УДК 669.334.12+622.343.014+553.43.041

А.И. Иванов, Г.В. Галевский, В.В. Руднева

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## К ВОПРОСУ ОСВОЕНИЯ УДОКАНСКОГО МЕДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ И СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРЕДПРИЯТИЯ (СООБЩЕНИЕ 2)

В статье описана аппаратно-технологическая схема выщелачивания гидрометаллургического передела Удоканского горно-металлургического предприятия. Так же представлен один из вариантов проекта отделения выщелачивания Удоканского горно-металлургического предприятия.

### Гидрометаллургический передел (отделение выщелачивания)

В ранее проведенных исследованиях рудоподготовка предусматривала двухстадийное измельчение руды: в первой стадии – полусамозмельчение до крупности 35 % – 0,074, во второй – шаровое измельчение (65 % – 0,071 мм) в мельницах объемом соответственно 500 и 230 м<sup>3</sup>. В обеих стадиях классификация осуществляется в гидроциклонах диаметром 660 мм [1].

Основными отличиями новой технологии является сернокислотное выщелачивание всей руды после сухого дробления и измельчения крупностью -3,0 мм и флотация измельченного кека выщелачивания. Испытания по всем переделам новой технологии показали высокие результаты. Минералого-аналитические исследования руд и продуктов переработки Удоканских руд в процессе испытаний обеспечивались ООО НВП «Центр-ЭСТАгео» и испытательной лабораторией «Гинцветмет-Аналитика» ФГУП «ГИНЦВЕТМЕТ».

Эффективность разработанной комбинированной технологии определяется технологическими особенностями медных руд Удоканского месторождения и продуктов их переработки.

Необходимость использования именно комбинированной технологии для переработки медных руд Удоканского месторождения определяется следующими особенностями руды:

- большие колебания степени окисления меди в пределах рудных тел не позволяют осуществлять селективную добычу и отдельную переработку сульфидных, смешанных и окисленных руд;
- использование коллективной флотации для смешанных руд с предварительной сульфидизацией поверхности окисленных минералов при-

водит к получению коллективного концентрата низкого качества, проблемам переработки коллективного концентрата, сложным схемам флотации и невысокому извлечению;

- извлечение меди из окисленных и сульфидных минералов выщелачиванием осложняется различной их растворимостью и упорностью сульфидных минералов меди даже при действии сильных окислителей.

Выщелачивание меди из дробленной руды крупностью  $-3,0$  мм основывается на следующих технологических особенностях:

- основная масса руд представлена кварцевидными песчаниками, которые при нарушении целостности руды раскалываются преимущественно по рудным трещинам, вследствие чего прожилки минералов меди оказываются на поверхности. При выемке и дроблении руды большая часть минералов меди вскрыта и доступна для выщелачивающих растворов;
- характер оруденения, текстурно-структурные особенности руды, вскрытие минералов меди и крупная вкрапленность значительной части медных минералов позволяют эффективно проводить выщелачивание дробленной руды;
- измельчение руды не приводит при выщелачивании к ожидаемому увеличению извлечения меди даже при увеличении расхода серной кислоты, но при этом значительно повышается потребление кислоты пустой породой (при снижении крупности руды с  $-3+0$  мм до  $-0,1+0$  мм расход кислоты возрастает в 2-3 раза);
- обезвоживание кека выщелачивания дробленной руды осуществляется с удельной производительностью по твердому значительно выше, чем измельченной руды, и достигает  $2,5 \text{ т/м}^2 \cdot \text{ч}$  при влажности осадка 20%.

Целесообразность использования в начале технологической схемы сернокислотного выщелачивания руды определяется следующими технологическими свойствами руды:

- руда характеризуется свойствами, определяющими высокую проводимость растворов – трещиноватость породы, жильный тип оруденения, развитие окисленных форм меди по трещинам, повышенная пористость магнетита и гидроксидов железа, присутствие слоев гидрослюд, которые при смачивании увеличиваются в объеме и из-за контраста температур способствуют дезинтеграции породы;
- низкое содержание оксида кальция и присутствие оксидов калия и натрия в малорастворимых соединениях при высоком содержании кремнезема в руде позволяет производить выщелачивание меди с невысоким расходом серной кислоты;
- физико-механические свойства минеральных фаз меди в руде определяют переход в процессе дробления значительной доли окисленных

фаз меди в шламы и соответственно высокому извлечению их при выщелачивании;

- содержащиеся в рудах окисленные минералы меди легко растворяются серной кислотой. Большая часть сульфидных минералов меди в руде является вторичными сульфидами, которые также частично выщелачиваются серной кислотой. После 5-10 минут серноокислотного выщелачивания смешанные руды приобретают свойства, характерные для технологического сорта сульфидная, за это время выщелачивается 58-70 % окисленных минералов меди. После выщелачивания руды в течение 60-90 минут происходит резкое снижение содержания окисленных минералов (на 70-90 %), частично выщелачиваются вторичные сульфиды меди – халькозин, ковеллин и борнит, содержание халькопирита остается неизменным;
- отсутствие вредных примесей и низкое содержание железа в руде позволяет получать из растворов выщелачивания методом жидкостная экстракция – электроэкстракция (SX-EW) катодную медь высокого качества [2].

Ниже предлагается один из вариантов проектирования отделения выщелачивания.

Перечень оборудования и его характеристики представлены в таблице 1. Аппаратурно-технологическая схема выщелачивания изображена на рисунке 1.

Таблица 1 – Перечень оборудования и его характеристики

№ поз.	Наименование и характеристика	Количество
1	2	3
1	Конвейер В = 1000 мм, L = 85м, N = 10кВт	1
2	Конвейер реверсивный В = 1000 мм, L = 12.8 м, N = 5.5 кВт	1
3	Аппарат с эллиптическим днищем емкостью 3.2 м <sup>3</sup> для серной кислоты из углеродистой стали	2
4	Питатель ленточный В = 1000 мм, L = 10 м, N = 5.5 кВт	2
5	Аппарат, V = 360 м <sup>3</sup> , для приготовления пульпы выщелачивания D = 8м, H = 7.5 м	2
6	Перемешивающее устройство к аппарату поз. 5 N = 110кВт	2
7	Насос центробежный, производительностью 850 м <sup>3</sup> /ч, напор 20 м для подачи пульпы руды на выщелачивание N=110кВт	2
8	Аппарат, V = 360 м <sup>3</sup> , для выщелачивания руды D = 8м, H = 7.5 м	6
9	Перемешивающее устройство к аппарату поз. 8, N = 110кВт	6
10	Аппарат, V = 360 м <sup>3</sup> , для пульпы выщелачивания D = 8 м, H = 7.5 м	2
11	Перемешивающее устройство к аппарату поз. 10, N = 110кВт	2
12	Насос центробежный, производительностью 850 м <sup>3</sup> /ч, напор 20 м для подачи пульпы выщелачивание на фильтрацию N=110кВт	2
13	Пульподелитель	2

Продолжение таблицы 1

1	2	3
14	Ленточный фильтр, площадь фильтрации 100 м <sup>2</sup> , для фильтрации и промывки кека выщелачивания (в т.ч.вакуум - насос) N = 250 кВт	4
15	Бак, V = 360 м <sup>3</sup> , для фильтра и промывных вод фильтра поз.14	4
16	Насос центробежный, производительностью 850 м <sup>3</sup> /ч, напор 20 м для подачи растворов выщелачивания на осветление N = 90кВт	4
17	Аппарат с эллиптическим днищем и перемешивающим устройством емкостью 32 м <sup>3</sup> , для кека выщелачивания N = 22 кВт	4
18	Насос центробежный, производительностью 850 м <sup>3</sup> /ч, напор 20 м для подачи пульпы выщелачивания на нейтрализацию N = 110 кВт	4
19	Чан контактный, V = 6.3 м <sup>3</sup> , для известкового молока, N = 7.5 кВт из углеродистой стали	1
20	Насос центробежный, производительностью 12.5 м <sup>3</sup> /ч, напор 12.5 м для подачи известкового молока на нейтрализацию N = 3 кВт	1
21	Чан контактный, V = 100 м <sup>3</sup> , для нейтрализации кека выщелачивания, N = 45 кВт из нержавеющей стали	4
22	Насос центробежный, производительностью 850 м <sup>3</sup> /ч, напор 20 м для кека выщелачивания после нейтрализации N = 110 кВт	4
23	Аппарат, V = 360 м <sup>3</sup> , для кека выщелачивания после нейтрализации D = 8 м, H = 7.5 м из нержавеющей стали	4
24	Перемешивающее устройство к аппарату поз. 23, N = 110кВт	4
25	Насос центробежный производительностью 520 м <sup>3</sup> /ч, напор 30 м для перекачки кека выщелачивания на флотацию N = 90 кВт	4
26	Сгуститель, D = 21 м, в комплекте для осветления растворов выщелачивания, N = 7.5 кВт	1
27	Насос центробежный, производительностью 3 - 5 м <sup>3</sup> /ч, напор 10 м для шлама сгустителя поз.26, N = 1.5 кВт	1
28	Распределитель пульпы к сгустителю поз.27	1
29	Аппарат, V = 1 м <sup>3</sup> , для шлама и коагулянта	1
30	Бак, V = 400 м <sup>3</sup> , с внутренними устройствами для рафината экстракции D = 8.3 м, H = 7.5 м	2
31	Насос центробежный, производительностью 1100 м <sup>3</sup> /ч, напор 20 м для подачи рафината экстракции на выщелачивание N = 100 кВт	2
32	Распределитель рафината на выщелачивание	1
33	Распределители H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , оборотной воды, известкового молока	3
34	Бак, V = 100 м <sup>3</sup> , для оборотной воды	1
35	Насос центробежный, производительностью 12.5 м <sup>3</sup> /ч, напор 12.5 м для подачи оборотной воды на репульпацию N = 3 кВт	1

В отделение выщелачивания медный черновой коллективный концентрат поступает по ленточному конвейеру из обогатительного передела в виде пульпы. Посредством пластинчатых питателей концентрат подается в аппараты для приготовления пульпы выщелачивания V=360 м<sup>3</sup>. При помощи центробежных насосов пульпа поступает в каскад аппаратов для выщелачивания. Полнота выщелачивания достигается при установке шес-

ти таких аппаратов  $V=360 \text{ м}^3$ . Применение каскада обусловливается следующими соображениями: при перетеке самотеком из аппарата в аппарат пульпе хватает времени для полного выщелачивания (разделение сульфидной и окисленной меди). Установка же насосов в цепочке аппаратов привела бы к уменьшению времени выщелачивания и, следовательно, к необходимости установки дополнительных баков и насосов. Таким образом, усложняется процесс выщелачивания и увеличивается срок окупаемости.

Каждый аппарат для выщелачивания снабжен мешалкой. Предлагается установить пропеллерные мешалки, тем самым, обеспечив достаточную скорость вращения и возможность непосредственного присоединения мешалки к электродвигателю, что приведет к уменьшению механических потерь и к уменьшению расхода электроэнергии.

Из каскада аппаратов выщелоченная пульпа поступает в аппараты для пульпы выщелачивания,  $V=360 \text{ м}^3$ . Далее пульпа подается на фильтрование в ленточных фильтрах, площадью фильтрации  $100 \text{ м}^2$ . После фильтрования фильтрат и пром.воды подаются в баки,  $V=360 \text{ м}^3$ , откуда посредством центробежных насосов фильтрат поступает в сгуститель,  $D=21 \text{ м}$ , для осветления. Затем осветленный раствор направляется в отделение экстракции. Вторым продуктом фильтрования, кек, после распульпации в аппаратах,  $V=32 \text{ м}^3$ , нейтрализации в контактных чанах,  $V=100 \text{ м}^3$ , подается в аппараты для нейтрализованного кека,  $V=360 \text{ м}^3$ , и оттуда уже направляется на дофлотацию в обогатительный передел с целью получения сульфидного медного концентрата [1].

### Проектирование реакторов

Из-за отсутствия стандартных аппаратов возникает необходимость в их специальном проектировании [3], выполняемом с учетом следующих условий:

1. Реактор, как правило, оснащается перемешивающим устройством, встроенным теплообменником или рубашкой для регулирования температуры, люком для осмотра, штуцерами для ведения технологического процесса (загрузка реагентов, выгрузка пульпы или растворов, выпуска газовой фазы), штуцерами для размещения контрольно-измерительных приборов, предохранительных клапанов.

2. Исходные данные должны включать: назначение аппарата, тип (вертикальный, горизонтальный, система перемешивания), объем, материал, режим работы (непрерывный, периодический), производительность аппарата, параметры (температура, давление, гидродинамический режим, продолжительность пребывания, коэффициент заполнения), физико-химические свойства среды (состав, плотность, теплоемкость, вязкость, теплопроводность).

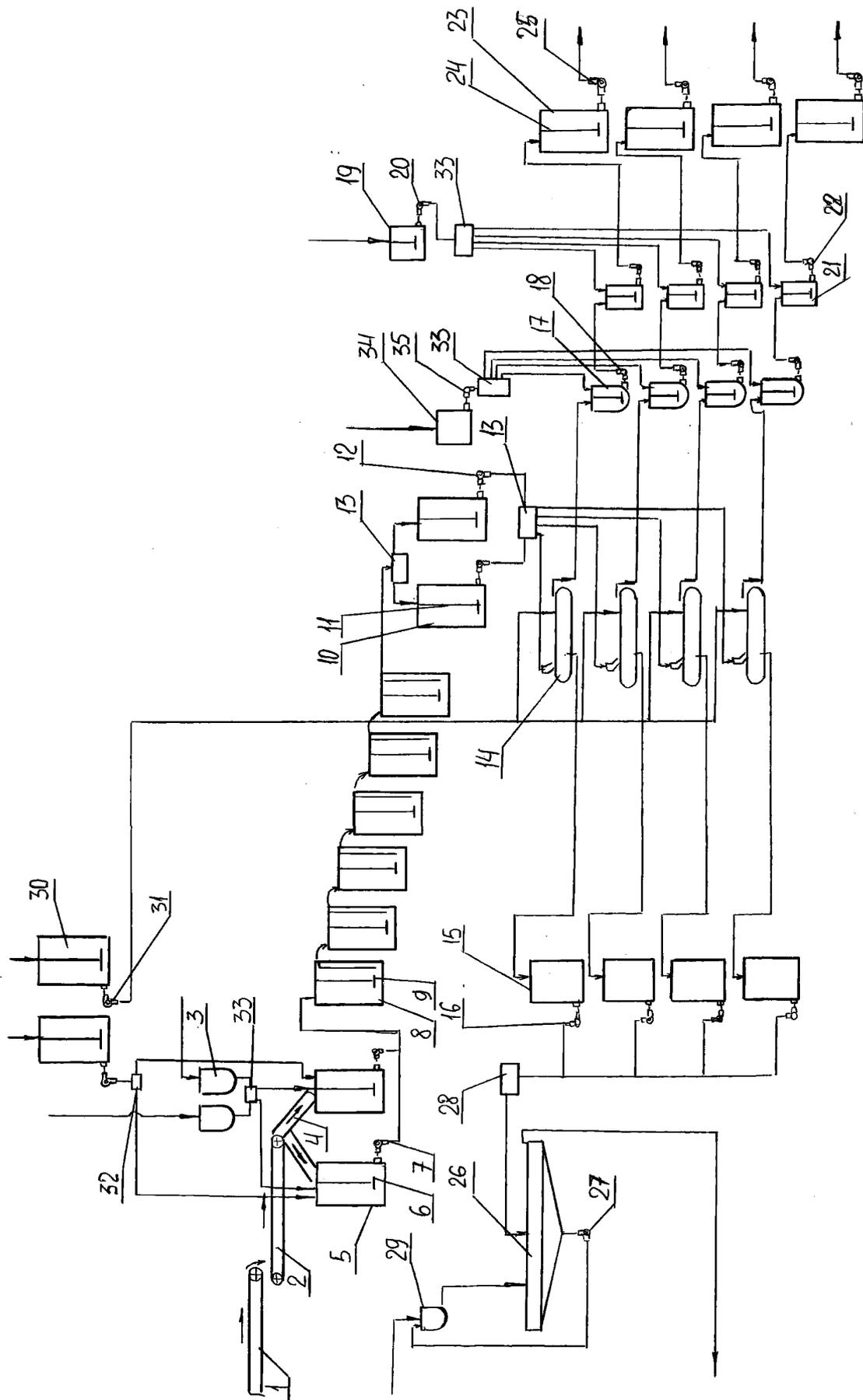


Рисунок 1 – Аппаратурно-технологическая схема выщелачивания

3. Расчет на прочность включает определение толщин обечайки, крышки, днища корпуса, необходимости укрепления штуцеров отверстий, их взаимного расположения, выбор и проверку опор реактора. Методика расчетов предписывается ГОСТами «Сосуды и аппараты»: 14249-89. – «Нормы и методы расчета на прочность», 24755-89. – «Нормы и методы расчета на прочность укреплений отверстий», 26202-84. – «Нормы и методы расчета на прочность обечаек и днищ от воздействия опорных нагрузок».

4. Расчет перемешивающего устройства включает определение мощности привода, выбора подшипников и уплотнений, проверку вала на виброустойчивость, жесткость, прочность.

5. Расчет предохранительных устройств, выбор запорной арматуры.

6. Выбор схемы (встроенный теплообменник, паровая рубашка и др.) и расчет системы обогрева или охлаждения реактора [3].

Выбор толщин обечайки, крышки, днища корпуса

Так как проектируемый аппарат работает без избыточного давления и имеет большой объем чана –  $360 \text{ м}^3$ , то толщина стальной обечайки принимается равной 25 мм. Для надежности стенки чана укрепляются кольцами жесткости.

Днища, также как и обечайки, являются одним из основных элементов гидрометаллургических аппаратов. Форма днищ может быть эллиптическая, полушаровая, в виде сферического сегмента, коническая и цилиндрическая. Конические и плоские днища выполняются с отбортовкой на цилиндр и без отбортовки, а эллиптические только с отбортовкой. Цилиндрические днища представляют собой часть цилиндрической обечайки, которая ограничивает обечайку корпуса аппарата того же диаметра при соединении их друг с другом под прямым углом (рисунок 2 [4]).

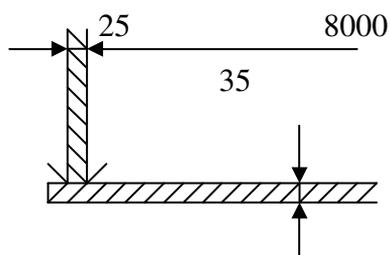


Рисунок 2 – Соединение днища с обечайкой

Цилиндрические днища целесообразно применять в аппаратах неотвественного назначения, работающих без избыточного давления, под наливом. Применяются отбортованные и неотбортованные днища. При  $D > 5600$  мм отбортованные днища не применяются. Так как в проектируемом аппарате

диаметр равен 8000 мм, то следует принять неотбортованное днище толщиной 35 мм [4].

Крышки присоединяются к корпусу аппарата с помощью фланцев, которые металлоемки, особенно при больших диаметрах и поэтому являются нежелательными. Таким образом, чан проектируется без крышки, так как аппарат работает без избыточного давления и подогрева.

#### Выбор перемешивающего устройства

Наибольшее распространение в металлургии и промышленности получило перемешивание с введением в перемешиваемую среду механической энергии из внешнего источника. Механическое перемешивание осуществляется с помощью мешалок, которым сообщается вращательное движение либо непосредственно от электродвигателя, либо через редуктор или клиноременную передачу [5].

Наиболее распространенными механическими перемешивающими устройствами являются:

- мешалки лопастного типа (якорные, рамные, листовые);
- пропеллерные мешалки;
- турбинные мешалки.

Основные достоинства лопастных мешалок – простота устройства и невысокая стоимость изготовления. К недостаткам мешалок этого типа следует отнести низкое насосное действие мешалки (слабый осевой поток), не обеспечивающее достаточно полное перемешивание во всем объеме аппарата. Эти мешалки непригодны для перемешивания в протоке, например, в аппаратах непрерывного действия. Применяются при вязкости  $\leq 1 \text{ Па}\cdot\text{с}$ , окружная скорость  $\omega=2-3 \text{ м/с}$ .

Рабочей частью пропеллерной мешалки является пропеллер – устройство с несколькими фасонными лопастями, изогнутыми по профилю гребкового винта. Наибольшее распространение получили трехлопастные пропеллеры. Вследствие более обтекаемой формы пропеллерные мешалки при одинаковом числе Рейнольдса потребляют меньшую мощность, чем мешалки прочих типов. К достоинствам пропеллерных мешалок так же следует отнести относительно высокую скорость вращения и возможность непосредственного присоединения мешалки к электродвигателю, что приводит к уменьшению механических потерь, а также возможность перемешивания в больших объемах. Вместе с тем пропеллерные мешалки отличаются сложностью конструкции и сравнительно высокой стоимостью изготовления, а также образованием застойных зон в аппаратах с плоским днищем.

Для пропеллерных мешалок принимают следующие соотношения основных размеров: диаметр мешалки  $d=(0,2 - 0,5)D$  чана, шаг винта  $s=(1,0 - 3,0)D$ , расстояние от мешалки до дна сосуда  $h=(0,5 - 1,0)d$ , высота уровня жидкости в сосуде  $H=(0,8 - 1,2)D$ . Число оборотов достигает 40 в секунду,

окружная скорость 15 м/с. Как правило, пропеллерные мешалки применяются для перемешивания жидкостей вязкостью  $\leq 2$  Па·с для растворения, быстрого перемешивания и гомогенизации больших объемов жидкости.

Турбинные мешалки обеспечивают интенсивное перемешивание во всем объеме аппарата, но для перемешивания больших объемов жидкости менее пригодны, чем пропеллерные. Число оборотов колеблется от 2 до 5 в секунду, окружная скорость от 3 до 8 м/с.

Число оборотов любой мешалки зависит от окружной скорости и диаметра мешалки, т.е. для аппаратов больших объемов при увеличении их диаметра число оборотов падает. Число оборотов определяется по формуле.

$$n = \omega / \pi \cdot d_m,$$

где  $n$  – число оборотов, об/мин;  $\omega$  – оптимальная окружная скорость мешалки, м/с;  $d_m$  – диаметр мешалки, м.

Для полного выщелачивания необходимое число оборотов составляет 100 об/мин. Лопастные мешалки при одном и том же объеме аппарата имеют больший диаметр, меньшую окружную скорость и не смогут обеспечить необходимого числа оборотов. Следовательно, при перемешивании в аппаратах  $V=360$  м<sup>3</sup> целесообразно применять пропеллерные мешалки [5].

Аппарат для выщелачивания с механическим перемешиванием представлен на рисунке 3, а обозначения его конструктивных элементов в таблице 2 [6].

### Проектирование здания отделения выщелачивания

Так как гидрометаллургическое производство предполагает использование большого количества разнообразного и громоздкого оборудования, необходимо предусмотреть здание соответствующих размеров. При проектировании отделения выщелачивания необходимо также учесть сыровые климатические условия и сейсмичность района.

Промышленные здания в сейсмических районах в сочетании с просадочностью и мерзлым состоянием грунтов рекомендуется проектировать со стальным несущим каркасом и облегченными ограждающими конструкциями. Рамы каркасов могут быть с жесткими нижними и шарнирными верхними узлами или со всеми жесткими узлами. Одноэтажные здания лучше проектировать по первому типу, так как в этом случае здание менее чувствительно к неравномерным осадкам и позволяет более полно использовать гибкость системы для снижения сейсмических нагрузок.

При применении отдельных фундаментов связь между ними для восприятия сдвигающих усилий от сейсмического воздействия обеспечивают распорками – связями. Вместо распорок – связей для обеспечения жесткости могут быть использованы фундаментные балки.



Таблица 2 – Основные обозначения конструктивных элементов аппарата для выщелачивания

№ поз.	Обозначения	Кол.
1	Электродвигатель АО2, N=110 кВт, n=2470 об./мин.	1
2	Переходник по МН 5859 – 66	1
3	Муфта по МН 5872 – 66	1
4	Вал промежуточный	1
5	Стойка по МН 5859 – 66	1
6	Переходник по МН 5855 – 66	1
7	Муфта по МН 5871 – 66	1
8	Уплотнение по МН 5866 – 66, по МН 5870 – 66	1
9	Двугавр I N20	2
10	Вал перемешивающего устройства	1
11	Патрубок для ввода пульпы	1
12	Пропеллерная мешалка	1
13	Патрубок для вывода пульпы	1
14	Кольцо жесткости	3
15	Стальная обечайка	1
16	Перегородка стальная	1
17	Уголок L200	44
18	Днище стальное	1

В этом случае их необходимо крепить к фундаментам соответствующим образом – сваркой закладных элементов. Над стыками фундаментных балок симметрично им укладывают арматурные сетки длиной 2 м из стержней диаметром 8...10 мм, а места соединения покрывают бетоном.

Ограждающие конструкции могут быть выполнены в виде заполнения, самонесущих стен и навесных панелей. Предпочтение при выборе ограждающих конструкций каркасных зданий должно отдаваться легким навесным панелям. В навесных стенах помимо вертикальных предусматривают горизонтальные антисейсмические швы по всей длине стены на уровне низа каждого навесного участка. Толщину шва принимают 15...20мм. Его заполняют эластичным материалом. Крепят навесные панели с помощью стальных пластин и уголков к колоннам так, чтобы не препятствовать горизонтальным смещениям каркаса [7-8].

Отделение выщелачивания представляет собой одноэтажное двухпролетное безфонарное здание простой прямоугольной формы, с размерами в плане 144х60 м. Ширина пролетов 30 м. Шаг колонн по наружным и внутренним осям 12 м. Высота от чистого пола до низа несущих конструкций составляет 36 м.

Основным видом внутрицехового транспорта являются мостовые электрические краны, по одному в каждом пролете. Грузоподъемность

кранов составляет 15 т. Для передачи из пролета в пролет каких-либо грузов предусмотрена передаточная тележка. Для эвакуации людей и въезда автомобильного транспорта в здании предусмотрены ворота в количестве пяти, в том числе одни ангарного типа шириной 12 м для ввоза крупногабаритного оборудования. Здание отапливаемое ( $t=18^{\circ}\text{C}$ ), с естественным и искусственным освещением.

Конструкция здания выполняется по каркасной схеме (стальной каркас). Несущим остовом здания служат поперечные рамы и связывающие их продольные элементы. Статическая работа каркаса рамно-связевая. Поперечная рама каркаса состоит из стоек (колонн), жестко заделанных в фундамент, и металлических ферм, являющихся несущими конструкциями покрытия, опертых на стойки каркаса. Соединение колонн со стропильными конструкциями шарнирное (рисунок 4). В продольном направлении жесткость обеспечивается постановкой вертикальных крестовых связей.

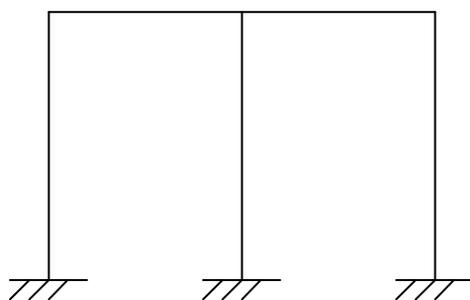


Рисунок 4 – Каркасная рамно-связевая конструктивная схема

Металлический каркас состоит из фундамента, фундаментных балок, колонн, подкрановых балок, стропильных конструкций (фермы с параллельными поясами), плит покрытия, стеновых панелей. Может быть применена следующая конструкция покрытия: гравий, втопленный в битумную мастику; слой рулонного материала «Техноэласт» (искусственный каучук – стирол-бутадиен-стирол); выравнивающая стяжка; плитный утеплитель 100; обмазочная пароизоляция; стальная плита покрытия [7-8].

С учетом климатических условий рекомендуется применять в качестве ограждающих конструкций теплостойкие панели типа «сэндвич» для удержания тепла в здании. Панели такого типа достаточно легкие, что предопределяет их использование в сейсмическом районе. Трехслойные панели типа «сэндвич» состоят из стальных облицовочных профилированных листов и вспененного в полости между ними утеплителя из пенополиуретана. Сцепление вспененной массы с облицовкой достигается после ее затвердения. Верхний и нижний торцы панелей гладкие. Боковые грани имеют одну форму паза, другая гребня. Неглубокая профилировка облицовочных листов, расположенная в шахматном порядке с внешней и внутренней стороны, придает определенную жесткость панели в вертикальном направлении. Исходя из ширины прокатного листа 1,5 м номинальная дли-

на рядовой панели составляет 1,2 м. Толщина панели 0,1 м, высота от 1,2 до 6 м [8].

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Денисов М.Е. Проект строительства Удоканского горно-металлургического предприятия / М.Е. Денисов // Цветные металлы. – 1999. – № 9.
2. Технологические особенности медных руд Удоканского месторождения и продуктов их переработки / Панин В.В., Воронин Д.Ю., Крылова Л.Н. (МИСИС, Москва), Башлыкова Т.В., Дорошенко М.В. (НВП «Центр Эстагео», Москва) // Новости Интернета. – 15.04.04.
3. Набойченко С.С. Расчеты гидрометаллургических процессов / С.С. Набойченко, А.А. Юнь. – М.: «МИСИС», 1995. – 428 с.
4. Лащинский А.А. Конструирование сварных химических аппаратов: Справочник / А.А. Лащинский. – Л.: Машиностроение, 1981. – 382 с.
5. Касаткин А.Г. Основные процессы и аппараты химической технологии / А.Г. Касаткин. – М.: Химия, 1971. – 784 с.
6. Лащинский А.А., Толчинский А.Р. Основы конструирования и расчета химической аппаратуры: Справочник / А.А. Лащинский, А.Р. Толчинский. – Л.: Машиностроение, 1970. – 752 с.
7. Архитектура гражданских и промышленных зданий: Учебник для вузов. Том 5. Промышленные здания / Под ред. Л.Ф. Шубина. – М.: Стройиздат, 1986. – 335 с.
8. Технология возведения зданий и сооружений: Учебник для вузов / В.И. Теличенко, А.А. Лapidус, О.М. Терентьев и др. – М.: Высшая школа, 2002. – 320 с.

# **ПОРОШКОВАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ И КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ**

УДК 661.655.685

О.А. Полях, Г.В. Галевский

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ УЛЬТРАДИСПЕРСНОГО ПОРОШКА КАРБИДА КРЕМНИЯ В КАЧЕСТВЕ КОМПОНЕНТА КОМПОЗИЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ

Разработаны требования, предъявляемые к компонентам композиционных электроосаждаемых покрытий и термостойкой конструкционной керамики. Показана целесообразность применения ультрадисперсного порошка карбида кремния со специальным комплексом свойств, полученного в результате направленного плазменного синтеза, в составе композиционных материалов.

Карбид кремния обладает набором свойств, которые позволяют рассматривать его в качестве возможного компонента композиционных материалов: высокой твердостью, жаропрочностью, термической и химической стойкостью, низкой плотностью и малым коэффициентом температурного расширения. Специфические свойства ультрадисперсного состояния обеспечивают достижение улучшенных служебных характеристик традиционных композиционных материалов: повышение износостойкости, прочности и т.д., – и реализацию технологических преимуществ их получения. Ультрадисперсное состояние и ряд своеобразных физико-химических свойств карбида кремния достигаются в результате синтеза его в потоке плазмы. Особенности свойств обусловлены недостаточной завершенностью процессов формирования кристаллической решетки, когда образование конденсированных продуктов из газовой фазы происходит в течение весьма короткого времени ( $10^{-2} \dots 10^{-4}$  с), а также «замораживанием» тепловых колебаний атомов в решетке при высокой скорости охлаждения конечных продуктов в плазменном реакторе. Вследствие этого частицы диаметром  $0,01 \dots 0,1$  мкм характеризуются повышенным отклонением атомов от идеальных положений в решетке, что приводит к значительному возбуждению приповерхностных слоев и существенным изменениям их энергии и определяет резкое повышение активности частиц в высокодисперсном состоянии. Эта активность особенно сильно проявляется в процессах спе-

кания и изменении таких свойств, как склонность к агрегированию, электропроводность, коррозионная и термоокислительная устойчивость.

Целью настоящей работы является определение эффективности применения ультрадисперсного порошка (УДП) карбида кремния в качестве компонента композиционных электроосаждаемых покрытий и термостойкой неоксидной керамики.

Разработка требований к порошку карбида кремния как компоненту электроосаждаемых композиционных материалов

Композиционные покрытия обеспечивают поверхностное упрочнение конструкционных деталей и инструментальной оснастки или восстановление их быстроизнашивающихся частей. Ни один из освоенных в настоящее время способов получения композиционных покрытий не является универсальным и выбор каждого из них определяется характером поставленных задач: особенностями работы упрочняемой детали или инструмента, их габаритами и сложностью формы, микрорельефом рабочих поверхностей и т.д. Эти же факторы зачастую определяют фазовый состав покрытий. Однако в большинстве случаев предпочтение отдается тугоплавким твердым, износо- и окалиностойким оксидам, карбидам, боридам, нитридам, силицидам и их композициям, обеспечивающим высокие физико-технические свойства поверхности. Уровень дисперсности используемых для формирования покрытий порошковых материалов определяется, главным образом, технологическими особенностями способа и может быть существенно различным. При реализации электрохимического метода, позволяющего повысить эксплуатационные свойства обычных гальванических покрытий на основе никеля, железа, хрома, меди и других металлов за счет проведения кристаллизации металла в присутствии упрочняющей фазы, прослеживается четкая тенденция к необходимости повышения ее дисперсности [1], что объясняется зависимостью свойств композиционных материалов от размера и формы дисперсных частиц, расстояния между ними, а также особенностями в формировании дислокационной структуры. Заращивание сравнительно крупных дисперсных частиц размером до 10 мкм приводит к образованию неоднородной механической смеси частиц с металлом, вызывая неоднородную деформацию последнего, что ухудшает коррозионные свойства композиционного материала. Поэтому при использовании ультрамалых дисперсных частиц можно ожидать повышение однородности структуры и, следовательно, эксплуатационных характеристик композиционных материалов: защитной способности, твердости и износостойкости.

Анализ опубликованных результатов позволяет сформулировать ряд требований к материалам для композиционного упрочнения, выполнение

которых обеспечивает в полной мере реализацию преимуществ их высокодисперсного состояния:

- предельно достижимый уровень дисперсности, обычно не превышающий в настоящее время 0,01...0,08 мкм [2], предопределяющий создание микроравномерного распределения частиц в матрице, устойчивость суспензий, из которых происходит осаждение покрытий и наиболее полное проявление частицами активности (химического взаимодействия с матрицей, развития диффузионных процессов, упрочнения материала и повышение его коррозионной стойкости);
- форма частиц, близкая к сферической, способствующая формированию покрытий с минимальными внутренними напряжениями [3];
- однородность по фазовому составу, определяющая идентичность поведения частиц в электролите и покрытии, локальную воспроизводимость эксплуатационных свойств покрытия;
- однородность по химическому составу, предполагающая минимальное содержание примесей, в первую очередь, металлов, свободного углерода и бора, способных вызвать не всегда преодолимые технологические трудности [1];
- состояние поверхности частиц (газонасыщенность, наличие оксидных пленок и т.д.), оказывающее существенное влияние на развитие в электролите-суспензии таких негативных процессов, как жидкостная коалесценция [4];
- высокая коррозионная устойчивость, обеспечивающая постоянство состава суспензий и технологических параметров электроосаждения;
- высокая термоокислительная устойчивость, обеспечивающая такую важную эксплуатационную характеристику покрытия, как окалиностойкость [5];
- экологическая чистота порошков, предполагающая минимальное при их использовании газовыделение вредных соединений (хлора, цианистых соединений, бороводородов и других), образующихся при синтезе высокодисперсных порошков и активно сорбируемых ими [6].

Представляется, что получение всего комплекса требуемых свойств может быть обеспечено лишь при их направленном формировании в процессе синтеза, что свидетельствует о необходимости организации производства высокодисперсных материалов специального назначения - для процессов композиционного упрочнения.

Разработка требований к порошку карбида кремния как компоненту термостойкой конструкционной керамики

Разработка и освоение неоксидной керамики на основе неметаллических тугоплавких соединений (карбида и нитрида кремния, нитрида алюминия, карбида бора) является сравнительно новым направлением в со-

временном материаловедении, интенсивно развиваемым за рубежом для получения конструкционных термостойких материалов и осваиваемым в настоящее время в нашей стране. Но эти материалы становятся действительно доступными лишь при освоении технологии их твердофазного спекания, связанном с определенными трудностями вследствие высокой стабильности кристаллических решеток используемых соединений. Поэтому для данных материалов исследуются возможности активирования процессов твердофазного спекания и получения беспористых и малопористых материалов. При этом в зависимости от вида тугоплавкого соединения могут меняться требования к его фазовому и химическому составу, состоянию поверхности частиц, свойствам активирующих добавок, но во всех случаях главным требованием остается повышенная дисперсность порошков. В этом случае уплотнению порошков способствует избыточная поверхностная энергия. От уровня дисперсности в значительной степени зависит и проявление активирующего действия вводимых добавок [7]. При использовании относительно крупных частиц активирование имеет место лишь в их поверхностных слоях, что приводит к преимущественному росту контактных площадей между частицами при незначительной усадке. С повышением дисперсности спекаемых частиц, когда толщина диффузионного слоя станет соизмеримой с их радиусом, происходит активирование спекания, сопровождающееся заметной объемной усадкой.

Анализ литературных данных [7-9] позволяет сформулировать следующие основные требования, которым должны удовлетворять порошки карбида кремния конструкционного назначения:

- уровень дисперсности для спекания при нормальном давлении не ниже  $15000 \text{ м}^2/\text{кг}$  и размер частиц менее  $1 \text{ мкм}$ , обеспечивающие достижение относительной плотности  $96...98 \%$ ;
- форма частиц порошка, близкая к сферической, обеспечивающая получение для спекания формованного продукта с относительной плотностью  $68...70 \%$ ;
- состояние поверхности частиц, характеризующееся минимальной окисленностью, достигаемое при содержании кислорода менее  $2,4 \cdot 10^{-7} \text{ кг}/\text{м}^2$  поверхности порошка;
- ограниченное содержание примесей, препятствующих образованию плотной структуры,  $\%$  мас., не более: железа и свободного кремния  $0,01...0,04$ ; кремнезема  $0,7...1,0$  при удельной поверхности  $15000 \text{ м}^2/\text{кг}$ ;
- присутствие активирующих процесс спекания добавок: бора в количестве обычно не более  $3 \%$  мас. и углерода в количестве  $0,8...1,6 \%$  масс, в зависимости от содержания кремнезема.

Относительно фазового состава карбида кремния известна точка зрения ряда исследователей, считающих  $\beta\text{-SiC}$  более легкоспекающимся материалом [8]. Возможно, это связано с протекающими при спекании  $\beta\text{-SiC}$ ,

насыщенного бором, политипными переходами  $\beta \rightarrow \alpha$ , а также  $6H \rightarrow 15R \rightarrow 4H$ . Однако вопрос на сегодняшний день остается нерешенным, хотя разница в структуре спеченных материалов очевидна: спеченный  $\alpha$ -SiC имеет зернистую кристаллическую структуру, а при спекании  $\beta$ -SiC легко образуется структура, представляющая переплетение игольчатых кристаллов.

Из неметаллических тугоплавких соединений, используемых в технологии керамики в настоящее время, освоена технология синтеза высокодисперсного нитрида алюминия конструкционного назначения и композиций на его основе [10]. За рубежом для удовлетворения потребности керамической технологии в карбиде кремния освоено его производство либо синтезом их элементов в трубчатых печах, либо дополнительным измельчением и химическим обогащением микропорошков абразивного назначения [8].

Проведенный анализ состояния вопроса указывает на настоятельную необходимость освоения в промышленных или полупромышленных масштабах технологии производства карбида кремния конструкционного назначения.

Оценка эффективности применения УДП карбида кремния в качестве компонента композиционных материалов

Центром порошковых технологий СибГИУ освоен технологический процесс плазменного восстановительного синтеза УДП карбида кремния композиционного назначения и разработана соответствующая технологическая документация (ТП 40-АЖПТ-001-98, ТУ 40-АЖПТ-001-98). Плазменный синтез обеспечивает получение порошка кубического карбонитрида кремния с примесью  $\alpha$ -модификации с удельной поверхностью  $3600 \dots 3800 \text{ м}^2/\text{кг}$ , средним размером частиц  $61 \dots 65 \text{ нм}$ , содержанием основной фазы –  $90,87 \dots 93,23 \text{ \% мас.}$ , свободного углерода –  $0,61 \dots 0,95 \text{ \% мас.}$ , оксидов –  $6,49 \dots 8,15 \text{ \% мас.}$

Плазмохимический метод получения УДП карбида кремния обеспечивает достижение большинства основных требований к материалам композиционного назначения. Специфика синтеза в условиях низкотемпературной плазмы не приводит к появлению более сильнодействующих факторов, чем те, которые отвечают состоянию частиц малого размера независимо от их происхождения. Обеспечение условий охлаждения, при которых скорость образования зародышей велика, а скорость роста кристаллов мала, позволяет получать продукты в виде ультрадисперсных порошков с минимальным количеством поверхностных дефектов; выбор условий заделки дает возможность образования частиц нужного размера и формы. При реализации способов управления составом газовой фазы на стадии синтеза возможно ограничение содержания свободного углерода в карбиде

кремния для покрытий до 1,5...2,0 % мас. Уменьшение содержание железа и кремния до требуемых значений в карбиде кремния для керамики достигается лишь в результате вне реакторной обработки. Следует отметить, что на стадии синтеза карбида кремния конструкционного назначения возможно введение активирующих процесс спекания добавок: бора и углерода. Выбор оптимальных технологических вариантов плазмохимического синтеза, например, использование различных пассиваторов, позволяет уменьшить интенсивность протекания сорбционных процессов.

С целью оценки эффективности, использования синтезированного карбида кремния исследовались особенности формирования и основные свойства композиционных материалов, образующихся в системах: никель (хром) – УДП карбида кремния и никель (хром) – микропорошок (МП) карбида кремния КЗМ5. Для получения композиционных материалов использовались стандартные электролиты-суспензии, содержащие 1...5 (5...10) г/л УДП карбида кремния или 5...12 (10...22) г/л микропорошка КЗМ5. Рабочая плотность тока изменялась в диапазоне 2...4 (4...10) кА/м<sup>2</sup> в случае использования УДП карбида кремния и 1...3 (4...9) кА/м<sup>2</sup> при применении КЗМ5. Процесс осуществлялся при непрерывном перемешивании электролита, температуре 50...70 °С, рН электролита 2,2...2,5.

Сопоставительный анализ условий электроосаждения и свойств композиционных материалов с УДП и МП карбида кремния выявил ряд положительных эффектов при использовании порошков, полученных плазменным синтезом. Установлено, что насыщение композиционного слоя частицами ультрамалых размеров происходит при меньшем их массовом содержании в осажденном слое и концентрации в электролите. Максимальное значение процента включения ультрадисперсного порошка в никелевую матрицу в 3 раза меньше, чем микропорошка, и достигается при меньшей концентрации второй фазы в электролите (30 кг/м<sup>3</sup> в случае УДП и 100 кг/м<sup>3</sup> в случае МП). Это обуславливает более высокое значение предельно допустимой катодной плотности тока при использовании ультрадисперсных порошков. Композиционные слои в системе никель - УДП карбида кремния образуются при 1...4 кА/м<sup>2</sup>, верхний предел катодной плотности в электролите с КЗМ5 составляет 3 кА/м<sup>2</sup>. Увеличение допустимой катодной плотности тока способствует повышению производительности электролитов и обеспечивает возможность получения осаждаемых слоев больших толщин: при использовании ультрадисперсного порошка карбида кремния максимальная толщина слоя составляет 200 мкм, в случае КЗМ5 – 50 мкм.

Увеличение дисперсности второй фазы оказывает положительное влияние не только на условия формирования, но и на свойства получаемых композиционных материалов. Ультрадисперсные частицы карбида кремния обуславливают тонкое строение осаждаемого слоя, уменьшение его пористости и трещиноватости. Закономерным следствием подобной струк-

туры является улучшение свойств композиции: повышение твердости и сопротивления износу и коррозии. Максимальная микротвердость композиционных материалов никель (хром) – УДП карбида кремния составляет соответственно 9,2 и 10,3 ГПа, что в 1,2...1,3 раза превышает микротвердость осаждаемого слоя никель (хром) – КЗМ5. Величина токов коррозии в композиционных материалах никель (хром) – КЗМ5 на порядок превышает аналогичную характеристику материалов никель (хром) – УДП карбида кремния. Внутренние напряжения в композиционных слоях, с УДП карбида кремния в 1,2...1,4 раза меньше, чем в слоях с КЗМ5. Следует отметить, что увеличение дисперсности второй фазы обуславливает ее равномерное распределение в электроосаждаемом материале. Высокая однородность структуры композиционного слоя с ультрадисперсными частицами обеспечивает стабильность его эксплуатационных качеств.

С целью оценки эффективности использования синтезированного карбида кремния в технологии конструкционной керамики проводилось твердофазное спекание по следующему промышленно-приемлемому варианту: термообработка порошка в вакууме при 800 °С, введение пластификатора, смешивание и полусухое прессование при давлении 500 кг/см<sup>2</sup>, гидростатическое обжатие заготовок при 5000...7000 кг/см<sup>2</sup>, двухстадийный обжиг (в вакууме и аргоне при избыточном давлении 0,2 атм.) в течение 2 часов до температуры 2050...2150 °С.

Установлено, что ультрадисперсные порошки карбида кремния отличаются высокой прессуемостью (до относительной плотности 65...68 %) и стабильностью усадки при спекании (25...30 %). Понижение температуры спекания УДП обеспечивает мелкозернистую структуру компактов. Наличие в порошке карбида кремния активирующих добавок бора и углерода способствует упрощению твердофазного спекания вследствие исключения операций химического обогащения.

Таким образом, получаемый ультрадисперсный порошок карбида кремния соответствует сформулированным выше требованиям к упрочняющим компонентам композиционных материалов и успешно заменяет не только ранее использовавшиеся в технологии композиционного электроосаждения особо тонкие микропорошки абразивного назначения зернистостью МЗ...5, но и высокодисперсные материалы керамической технологии, характеризующиеся низким содержанием основных фаз, осколочной формой частиц и значительным количеством примесей.

#### Выводы

1. Проведен анализ современного состояния использования высокодисперсных порошков тугоплавких соединений в технологии композиционных материалов и сформулированы требования к упрочняющим компонентам электроосаждаемых покрытий и конструкционной керамики.

2. Показана целесообразность применения в этих направлениях ультрадисперсного порошка карбида кремния, получаемого плазменным вос-

становительным синтезом, и обладающего специальным комплексом свойств, отвечающих сформулированным требованиям и позволяющих достичь улучшенных служебных характеристик композиционных материалов и некоторых технологических преимуществ их получения.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Композиционные электрохимические покрытия на основе никеля с ультрадисперсными порошками тугоплавких соединений / Н.С. Агеенко, А.А. Корнилов, В.П. Гаврилко и др. // Применение низкотемпературной плазмы в технологии неорганических веществ и порошковой металлургии. Т.2. – Рига: Зинатне, 1985. – С. 149-153.

2. Агеенко Н.С. Исследование условий получения и свойств композиционных никелевых покрытий с карбидом кремния различной дисперсности / Н.С. Агеенко, В.Н. Дахов, Т.Е. Цупак // Тр. МХТИ им. Д.И. Менделеева. – М., 1984. – Вып. 131. – С. 64-78.

3. Сайфуллин Р.С. Неорганические композиционные материалы. – М.: Химия, 1983. – 304 с.

4. Пилянкевич А.Н. Коалесценция ультрадисперсных частиц металлов под воздействием электролитов / А.Н. Пилянкевич, В.А. Мельников // Дисперсные кристаллические порошки в материаловедении. – Киев: Изд. ИПМ АН УССР, 1980. – С. 94-98.

5. Ушаков В.М. Упрочнение деталей и инструментов композиционными покрытиями на основе хрома и сверхтвердых материалов / В.М. Ушаков, А.П. Кузнецов // Методы упрочнения деталей машин и оборудования в отрасли химического и нефтяного машиностроения. – Новосибирск: Изд. НФ НИИХиммаш, 1988. – С. 4-5.

6. Александров Н.Ф. Очистка от цианистого водорода продуктов переработки углеводородного сырья в азотной плазме / Н.Ф. Александров, Сухой, В.И. Зражевский // Плазмохимические процессы в технологии М.П. неорганических материалов. – М.: Изд. ИНХП АН СССР, 1981. – С. 139-145.

7. Неметаллические тугоплавкие соединения / Т.Я. Косолапова, Т.В. Андреева, Т.С. Бартницкая и др. – М.: Металлургия, 1985. – 224 с.

8. Masataka Y. Present state of silicon carbide powder / Y. Masataka // Ceramics Japan. – 1987. – №1. – P. 46-51.

9. Гнесин Г.А. Карбидокремниевые материалы. – М.: Металлургия, 1977. – 216 с.

10. Циелен У.А. Проблемы опытного производства тонкодисперсных нитридных порошков плазмохимическим методом / У.А. Циелен, Ф.Ф. Ваккер, Дз.Р. Янковича // Применение низкотемпературной плазмы в технологии неорганических веществ и порошковой металлургии. Т.1. – Рига: Зинатне, 1985. – С. 133-140.

УДК 66.762.11.022.66

С.И. Павленко, М.В. Луханин, Е.Г. Аввакумов\*

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк,

\*Институт химии твердого тела и механохимии СО РАН,  
г. Новосибирск

## ВЫСОКОПРОЧНАЯ И ОГНЕУПОРНАЯ КЕРАМИКА ИЗ ВТОРИЧНЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ

Разработан способ получения муллитовой и муллито-карбидной керамики из отходов производства с использованием механической активации смесей и последующей термической обработки при температуре 1200-1400 °С. Выбран режим механической активации смесей в проточном аппарате и режим обжига активированных смесей. Приведены прочностные характеристики огнеупорной керамики на основе муллита и композита муллит-карбид кремния.

### Введение

Огнеупорные материалы на основе муллита широко используются в качестве теплоизоляционного материала в самых разных отраслях промышленности. Он имеет высокие теплотехнические и прочностные характеристики и может быть получен не только из природного, но и техногенного сырья [1,2].

Целью настоящего исследования при финансовой поддержке Минобрнауки РФ по теме «Разработка концепции создания новых композиционных огнестойких бетонов и масс из вторичных минеральных ресурсов с использованием механохимии» было изучение возможностей получения муллитовой керамики из отходов материалов с помощью механохимической активации смесей и последующего отжига, отработка режимов активации в аппаратах проточного типа и отжига.

### Проведение экспериментов

Исходными материалами для изготовления муллитовой керамики служили: огнеупорная глина вскрышных пород Изыхского угольного разреза, продукт высокоглиноземистый (ПВГ) (отход Юргинского абразивного завода), карбид кремния (отход Волжского завода). По данным рентгенофазового анализа основным компонентом огнеупорной глины является

коолин, ПВГ-глинозем [2], а карбид кремния, в пределах точности метода не содержит примесных фаз.

Механохимическую активацию смесей огнеупорной глины и глинозема, взятых в стехеометрическом соотношении, соответствующем составу муллита, проводили в планетарных мельницах периодического действия и проточного типа, разработанных в ИХТТИМ СО РАН [3].

Кратковременная активация (5 мин.) в планетарных мельницах периодического действия (АГО-2, АГО-3), имеющих один и тот же принцип действия, но различающихся производительностью, существенно ускоряет синтез муллита по сравнению с неактивированной смесью. На спектрах для активированной смеси присутствуют почти все линии исходных компонентов. Рентгенофазовый анализ активированной смеси показывает только некоторые линии и с более низкой интенсивностью. Отмечено, что достаточно хорошо активируется смесь и в аппарате проточного типа.

Схема мельницы непрерывного проточного действия полупромышленного типа MICROС представлена на рисунке 1.

Главный орган мельницы включает кожух, автоматически возобновляемый движением главный вал в кожухе, и несколько валов, сцепленных во вращении главным валом. Каждый вал имеет множество колец для размола материала. Размер кольца, как орган размола, различен в зависимости от моделей. Внешние диаметры имеют 25-45 мм и толщина несколько мм. Оборудование разработано таким способом, чтобы каждые кольца свободно находились на валах, внутренний диаметр кольца значительно больше внешнего диаметра вала. Кольцо перемещается радиально на столько, на сколько позволяет центробежная сила, созданная вращением главного вала, и продолжает поворачиваться, нажимая на внутреннюю стенку кожуха. В этот момент, кольцо вращает себя вокруг вала для колец, за счет силы трения с поверхностью стенки.

Частицы проходят между автоматически возобновляемым движением колец и поверхностью стенок, а также подвергаются сжимающей силе, созданной центробежной силой кольца за счет трения, созданного кольцом вращения. Этот процесс производит пульверизацию и дисперсию частиц.

Так как кольца двигаются свободно, возникает независимый сокрушительный эффект, который передается частицам различных размеров. Структура кожуха легко сменная наряду с кольцами и другими компонентами. В результате, осмотр и обслуживание является очень легким.

Кожух оборудован так называемым жакетом, который используется, чтобы управлять нагреванием в течение помола, посылая охлажденную воду в жакет [4].

1. Главный вал
2. Вал для колец
3. Размольные кольца
4. Жакет
5. Судно выравнивания
6. Материал
7. Направление вращения
8. Кожух
9. Центробежная сила

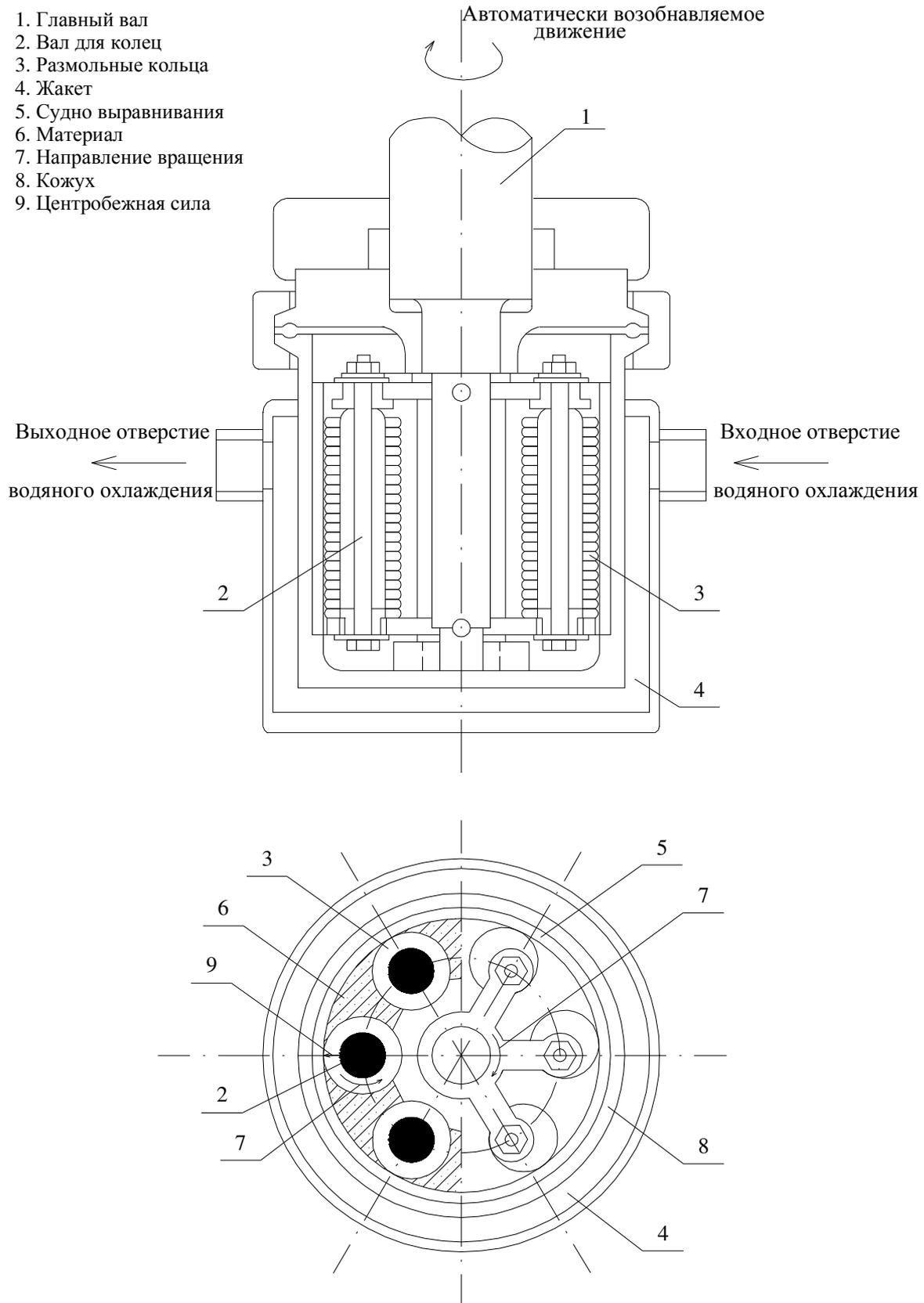


Рисунок 1 – Схема мельницы-активатора проточного действия

Поскольку указанный аппарат рассматривается нами как аппарат, пригодный для промышленной реализации предлагаемого способа получе-

ния муллита, то нами для смеси, активированной именно в этом аппарате, проведены температурные исследования. Из полученных данных следует, что синтез муллита начинается при 900 °С и завершается при температуре 1400 °С (рисунок 2).

На базе синтезированного нами муллита был получен композиционный огнеупорный материал муллит-карбид кремния. В смесь перед активацией, состоящую из огнеупорной глины и ПВГ, добавляли отход производства карбида кремния (SiC) Волжского завода (от 25 до 50 %).

Образцы после активации в проточной мельнице прессовали в пластинки (таблетки) размером 4,1x1,5x0,5 см, отжигали при различных температурах и анализировали на рентгеновском дифракторе ДРОН-3М (рисунок 3).

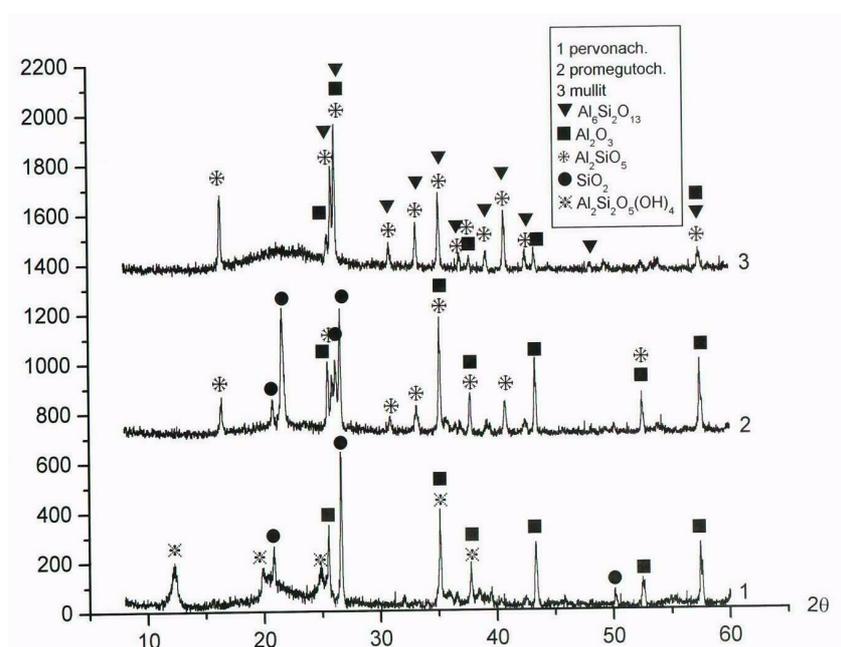


Рисунок 2 – Дифрактограммы активированных смесей в проточной мельнице: 1 – смесь исходной консистенции; 2 – отожженная при температуре 1200 °С (2 часа); 3 – при температуре 1400 °С (2 часа)

Затем по стандартным методикам определяли прочность на изгиб и на сжатие. Результаты измерений прочностных характеристик приведены в таблице.

Таблица – Прочность муллитовой и муллит-карбидной керамики на изгиб и на сжатие; МПа

Керамика	Прочность на изгиб	Прочность на сжатие
Муллит	18,4	99
Муллит +25 % отходов SiC	43,0	311
Муллит +50 % отходов SiC	26,0	184

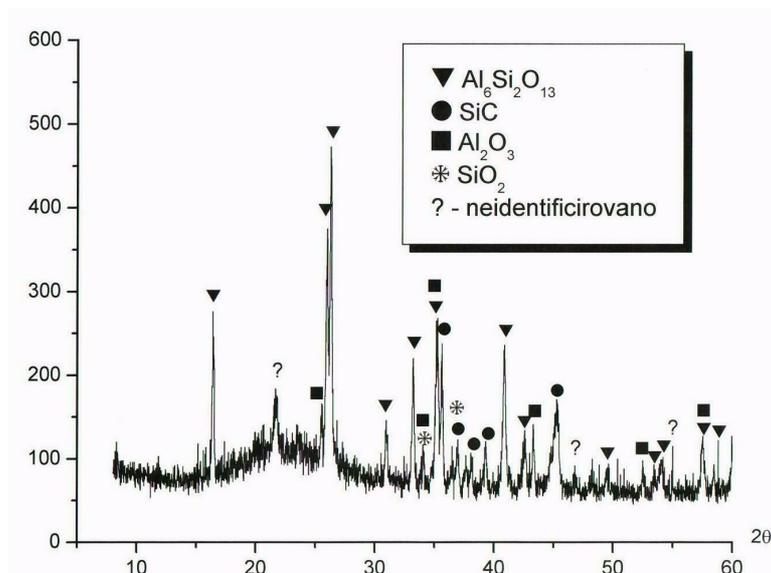


Рисунок 3 – Дифрактограмма синтезированного муллита-карбида кремния (муллит +25 % SiC, t=1400 °С)

Расчет прочности на изгиб производился по формуле:

$$\sigma_{\text{изг}} = \frac{3}{2} Pl/bh,$$

где  $P$  – усилие (кг),  $l$  – длина,  $b$  – ширина и  $h$  – высота бруска.

На сжатие по формуле:

$$\sigma_{\text{сж}} = P/S,$$

где  $P$  – усилие,  $S$  – площадь таблетки.

Как видно из таблицы, образцы керамики обладают достаточно высокими прочностными характеристиками, что позволяет рекомендовать данный способ получения огнеупорной керамики для промышленной реализации.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Техническая керамика. – М. Стройиздат, 1972. – 326 с.
2. Луханин М.В. Механохимический синтез муллита из вторичных минеральных ресурсов / М.В. Луханин, С.И. Павленко, Е.Г. Аввакумов // Огнеупоры и техническая керамика. – 2003. – № 6. – С. 39-42.
3. Разработки ИХТТИМ СО РАН для народного хозяйства. Сб. научных трудов, 2002. – 188 с.
4. Avvakumov E.G. Soft Mechanochemical Synthesis a Basis for New Chemical Technologies / E.G. Avvakumov, M. Senna, N.W. Kosova // Kluwer Academic Publishers, Hardbound, ISBN 0-7923-7431-2. – The Netherlands, 2001. – 216 pp.

УДК 669.226.266

Н.С. Анашкин\*, С.И. Павленко

\*ООО «Сталь КМК», г. Новокузнецк,

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## ОТВАЛЬНЫЕ МАРТЕНОВСКИЕ ШЛАКИ – СЫРЬЕ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ И КОМПОЗИЦИОННЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ РАЗЛИЧНОГО НАЗНАЧЕНИЯ

Приводятся разработки и практическое использование отвальных мартеновских шлаков в производстве стали, а также перспективы их переработки в строительные материалы различного назначения

Объемы отходов черной металлургии Южной Сибири и Кузбасса сосредоточены в 44 породных отвалах, содержащих 320 млн. м<sup>3</sup>: 18 отвалах сухой магнитной сепарации – 83,5 млн. м<sup>3</sup>; отвалах мокрой магнитной сепарации Абагурской и Мундыбашской АОФ более 100 млн. т.; шлаковых отвалах доменного производства КМК – 36 млн. т. и ЗСМК – 29,4 млн. т; сталеплавильных шлаков КМК – 14,4 млн. т., ЗСМК – 28 млн. т. Частичная утилизация отвального комплекса в качестве строительных материалов, в производстве цемента (доменные шлаки и др.), осуществляется в сравнительно небольшом объеме и совершенно неадекватна потенциальным возможностям комплексного использования техногенных объектов [1].

Современный технологический уровень пока еще не позволяет осуществлять массовую переработку всех отходов с целью извлечения ценных компонентов на приемлемом уровне рентабельности. Требуются огромные капиталовложения для научных и проектно-исследовательских работ по созданию новой технологии комплексной глубокой переработки вторичных минеральных ресурсов (ВМР), с целью извлечения в чистом виде всех металлов (их в отходах до 20 %), в том числе драгоценных и редкоземельных элементов и других компонентов в одном технологическом цикле. И такая технология обязательно будет в перспективе создана. Этой работой занимаются многие научные коллективы в мировой и отечественной практике и здесь необходимо объединять усилия и ресурсы многих стран. Начал заниматься этой проблемой и наш творческий коллектив в рамках федеральной целевой программы «ИНТЕГРАЦИЯ» вузовской и академической науки (ФЦП «ИНТЕГРАЦИЯ») [2-4].

В настоящее же время имеются огромные количества разработок по использованию ВМР преимущественно для производства различных

строительных материалов (щебня, песка, цемента, кирпича, керамики, заполнителей для бетонов различного назначения и др.), но их использование (особенно у нас в России) находится на крайне низком уровне (колеблется от 4 до 7 % от выхода ВМР в год). Такое отношение к использованию природных ресурсов ведет к экологической катастрофе. Настала пора заниматься решением этой весьма актуальной проблемой всем миром и во всех направлениях.

Этому требованию соответствует ужесточение норм экологической безопасности во всем мире и у нас в стране, резкое повышение энерготарифов, транспорта, стоимости природных ресурсов, земли и ренты, при низком росте заработной платы. А использование ВМР в качестве сырьевых ресурсов основного производства и организация выпуска попутной продукции будет значительно снижать издержки производства, превращать его в рентабельное. И это уже начинают понимать новые хозяева (собственники) промпредприятий.

ООО «Сталь КМК», как дочернее предприятие ОАО «Кузнецкий металлургический комбинат», приступило к самостоятельной работе 1 января 2002 года. В настоящее время предприятие работает в составе сталеплавильного цеха (мартеновское производство), обжимного цеха, электросталеплавильного цеха (ЭСЦ-1), цеха шлакопереработки и др. ООО «Сталь КМК» выпускает стальную заготовку, а также обеспечивает нагрев литой заготовки электросталеплавильного цеха ООО «Рельсы КМК». За 6 месяцев 2003 г. производство стали на предприятии составило 733,4 тыс. тонн (в т. ч. электростали – 59,5 тыс. тонн).

Наша комплексная работа посвящается разработке технологии переработки мартеновских шлаков (выпускаемых и отвальных) на ООО «Сталь КМК» с целью их использования в нескольких направлениях, а именно: сортировки и дробления шлаков с магнитной сепарацией и применения магнитной фракции в качестве сырья мартеновского производства стали; создание новых композиционных строительных материалов (заполнители различных видов бетонов), вяжущих и огнеупоров и в перспективе технологии комплексной глубокой переработки с отделением всех металлов и редкоземельных элементов в одном технологическом цикле.

В настоящей работе приводятся данные ее начальной и осуществленной на практике стадии, а именно: «Переработка и использование отвального мартеновского шлака в качестве сырья в производстве стали».

Известно, что выпускаемые доменные шлаки широко используются в строительстве и других отраслях в нашей стране и в мире. На каждом металлургическом предприятии, где есть доменное производство, действуют установки по грануляции шлаков [5], в том числе и на Новокузнецком металлургическом комбинате. Кроме выпуска шлакопортландцемента, в качестве заполнителя в различных мелкозернистых бетонах, в том числе гидротехнических.

При нарастающем дефиците доменных шлаков приобретает важное значение вопрос утилизации сталеплавильных шлаков. Широкое вовлечение этих шлаков в сферу производства сократит площади шлакоотвалов, будет способствовать сохранению окружающей среды [6].

Как известно, сталь из чугуна получается посредством окисления содержащихся в нем примесей. Для того, чтобы выплавить сталь заданной марки, в шихту вводят различные добавки. Получаемые сталеплавильные шлаки образуются в результате окисления примесей чугуна и лома, флюсов (известняка, железной и других руд, плавикового шпата и т.д.), а также продуктов разрушения футеровки плавильного агрегата. Кроме того, в них растворяются загрязняющие примеси шихты (доменный шлак, глина, песок и т.д.). Сталеплавильные шлаки содержат включения железа и других металлов, что затрудняет возможность их грануляции, дробления и размола. Однако исследования и практические опыты показывают возможность грануляции и этих шлаков [7]. Основная их часть используется в дорожном строительстве, но не в значительных объемах. Кроме того, большая часть мартеновских шлаков обладает неустойчивой структурой. Куски шлака со временем растрескиваются и часть их рассыпается в порошок. Однако, после длительного вылеживания они пригодны в качестве заполнителя для бетонов.

Для мартеновских и конвертерных шлаков этот процесс связан с присутствием в шлаке свободной извести, которая под воздействием влаги гидратируется с увеличением объема (до  $4^{\times}$  раз), что вызывает разрушение. Известь в шлаке находится обычно в разной степени пережога, поэтому процесс распада в естественных условиях может протекать длительное время. Например, на некоторых заводах Австрии мартеновские и конвертерные шлаки вывозятся на специальные площадки для четырехлетнего вылеживания и только после этого их направляют на дальнейшую переработку.

В зависимости от наличия и интенсивности продувки кислородом шлаки, образующиеся при работе мартеновских печей, характеризуются значительным колебанием содержания основных компонентов. Так содержание CaO может меняться от 25 до 50 % по массе; SiO<sub>2</sub> от 10 до 25; MgO – от 4 до 17; FeO – от 3 до 20; MnO – от 4 до 10; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – от 2 до 10; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – от 1 до 7 % по массе.

Для мартеновских шлаков характерно высокое содержание железа в виде оксидов и металлических включений – корольков, штейнов и скрапа (от 15 % до 20 %).

За 70 лет работы Кузнецкого металлургического комбината на шлакоотвале скопилось более 25 млн. т. производственных отходов, в которых содержание металлического железа составляет от 10 до 15 %, и до 22 % оксидного а также другие ценные минералы и компоненты. Целесообразным является использование этого железа в первую очередь в металлургии-

ческом (сталеплавильном) производстве. Действующее оборудование в дробильно-сортировочных установках по переработке доменного шлака непригодно для переработки сталеплавильного из-за повышенного содержания скрапа и изношенности оборудования.

Для осуществления этой цели ООО «Сталь КМК» с привлечением администрации области, ученых и проектировщиков были разработаны поэтапные мероприятия и проекты [4].

На первом этапе с целью вовлечения железа отвалного сталеплавильного шлака в оборот, в 2001 году были разработаны ТЭО строительства и проект установки по переработке отвалных шлаков, которые были утверждены и согласованы с контролирующими органами. В ноябре 2003 г. установка была введена в действие. Схема установки приведена на рисунке 1, а общий вид на рисунке 2.

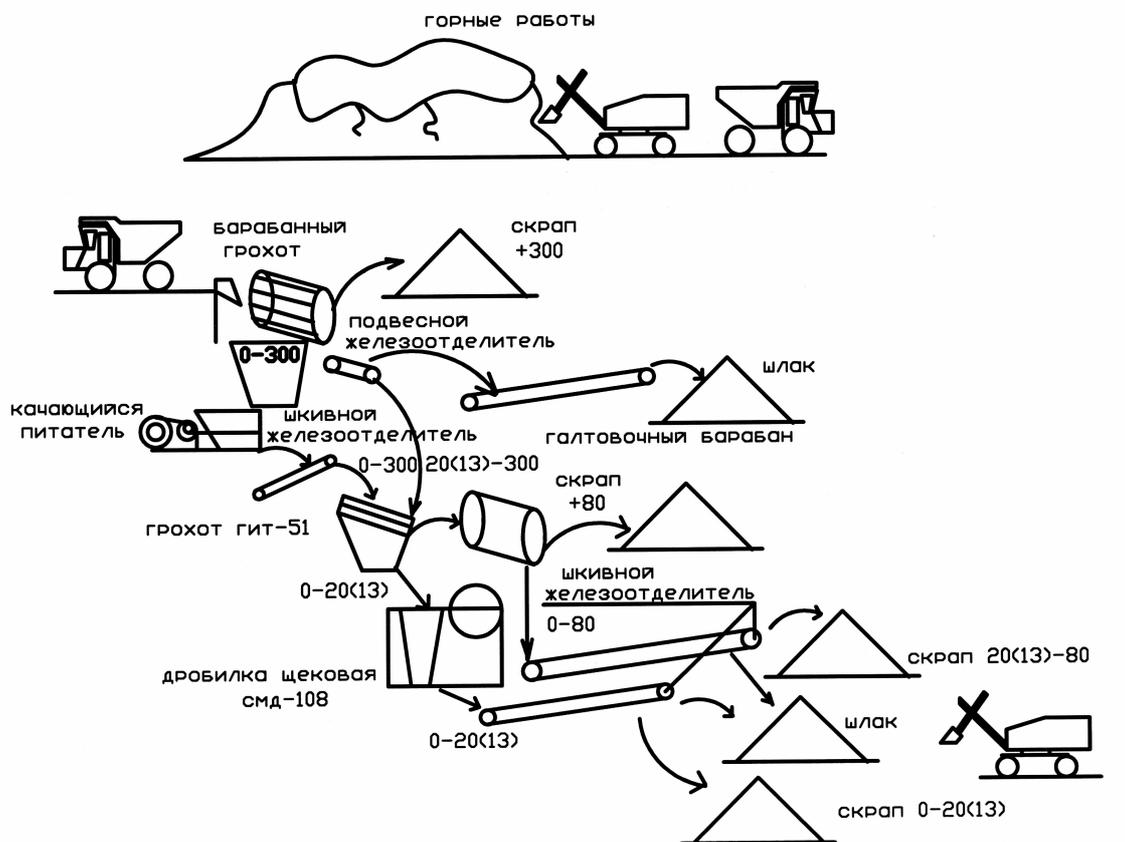


Рисунок 1 – Технологическая схема дробильно-сортировочной установки отвалных сталеплавильных шлаков ООО «Сталь КМК»

Технология переработки отвалных сталеплавильных шлаков включает:

1. Выемку отвалной массы и погрузку ее в автотранспорт, выборку крупногабаритного металла, резку его и доставку в сталеплавильные цехи;

2. Выборку негабаритных кусков шлака, разрушения их до размеров, пригодных для погрузки и транспортировки на шлакоперерабатывающую установку.



Рисунок 2 – Общий вид установки по переработке и магнитной сепарации отвального мартеновского шлака

Исходная отвальная масса шлака автосамосвалами Белаз 40 подается на приемную эстакаду шлакоперерабатывающей установки и при разрешающем сигнале разгружается в барабанный грохот, где разделяется на две фракции 0-300 и более 300 мм.

Шлак фракции более 300 мм складировается на площадке у разгрузочного конца барабанного грохота, а шлак фракции 0-300 мм подается в бункер (обогреваемый в зимний период) оснащенный питателем. Качающимся питателем шлак подается на ленточный конвейер, оборудованный шкивным и подвесным железоотделителями.

Немагнитная часть (шлак) направляется на ленточный конвейер и складировается в штабель не сортированным, а магнитная часть (скрап) подается на грохот, где рассеивается на две фракции 0-20 (0-13) мм и фракцию более 20 (13) мм. Фракция более 20 (13) мм подается на галтовочный барабан, где за счет динамических ударов и абразивного истирания очищается от шлака и разделяется на две фракции 0-80 мм и более 80 мм.

Магнитная часть (скрап) фракция > 20 (13) мм подается в щековую дробилку, где также за счет динамических ударов отделяется от шлака и подается на ленточный конвейер. На ленточных конвейерах скрап от щековой дробилки дополнительно отделяется от шлака с помощью шкивных железоотделителей и складировается по фракциям 0-20(-13) мм и 20(13)-80 мм.

Управление шлакоперерабатывающей установкой осуществляется из пульта управления (отм.+13 600). Пульт управления оборудован мнемощитом, приточной вентиляцией и звукоизоляцией.

Для контроля отгрузки продукции цеха шлакопереработки устанавливаются автомобильные тензосъемы Мост III Белаз НПФ Тенро с пультом управления, оборудованным компьютером для обработки сигналов, поступающих от силоизмерительных датчиков, сохранения и выдачи информации на принтер (с последующим подключением к общезаводской сети весов).

Скрап фракции более 20(13) мм предусматривается использовать в мартеновском и доменном производствах, скрап фракции менее 20(13) мм возможно использовать в мартеновском или агломерационном производствах.

Капиталовложения в установку составили 20 млн. руб. Расчетная экономическая эффективность 28 млн. руб.

Благодаря использованию переработанных отвальных шлаков в качестве заменителя рудного сырья (до 50 %) ООО «Сталь КМК», вместо убыточного предприятия, превратился в прибыльное. После отмагничивания металла шлак путем переработки может использоваться в качестве строительных материалов в автодорожном, гражданском и промышленном строительстве, сырья для производства цемента (или бесцементного вяжущего), строительных изделий, абразивов и удобрений в сельском хозяйстве.

Для определения дальнейшего направления использования сталеплавильного шлака ООО «Сталь КМК» по контракту с ГОУ ВПО «СибГИУ» приступило ко второму этапу: проведению НИР по созданию нового бесцементного вяжущего и бетонов различного назначения из текущего (выпускаемого) шлака и песка и щебня для дорожного строительства из отвальных шлаков немагнитных фракций (полученных на новой установке) 0..20 и 20..80 мм.

В настоящее время проведены исследования этих двух немагнитных фракций, получены заключения лицензированной лаборатории контроля качества Кузбасского центра дорожных исследований, сертификаты органа сертификации Госстроя России и Органов Госсанэпиднадзора по применению их в дорожном строительстве, в том числе: в качестве щебня для приготовления плотного асфальтобетона типа Б III марки; типа В II-III марки, пористого асфальтобетона I-II марки, и также для устройства земляного полотна

автодорог, щебеночных слоев оснований и покрытий дорог, различных отсыпок при земельных работах.

Начаты работы по созданию бесцементного вяжущего, жаростойких и водостойких бетонов из текущих и отвалных шлаков.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Официальный сайт Администрации Кемеровской области.
2. Исследование структуры и свойств вторичных минеральных ресурсов (пылевидных и шламов) с целью построения прогностических моделей разделения компонент / Н.А. Добрецов, С.Б. Бортникова, С.И. Павленко, К.М. Шакиров, Н.М. Кулагин. // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии. Сборник научных трудов. Выпуск 8: СибГИУ. – Новокузнецк, 1999 – С. 86-93.
3. Теоретические предпосылки комплексной глубокой переработки отходов горно-металлургической и теплоэнергетической отраслей (в рамках ФЦП «ИНТЕГРАЦИЯ») / С.И. Павленко, К.М. Шакиров, В.Г. Кичеев, К.М. Кулагин, Н.Л. Добрецов, Н.З. Ляхов // Сборник научных трудов «Перспективы горно-металлургической индустрии», посвященный 60-летию ректора, профессора Н.М. Кулагина. – Новокузнецк: Издательство СибГИУ, 1999. – С. 365-372.
4. Тулеев А.Г. Перспективные технологии переработки и использования природных и вторичных ресурсов в Кузбассе / А.Г. Тулеев, Н.М. Кулагин, С.И. Павленко // Труды международной научно-практической конференции «Наукоемкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов» в рамках Международной Выставки-Ярмарки «Уголь России и Майнинг-2002». 18-21 июля 2002 г. – Новокузнецк: Издательство СибГИУ. – С. 312-316.
5. Бондарев А.С. Использование отходов в промышленности строительных материалов / А.С. Бондарев, А.Н. Люсов, Ю.А. Алёхин – М.: Знание, 1983. – 61с.
6. Алехин Ю.А. Экономическая эффективность использования вторичных ресурсов в производстве строительных материалов / Ю.А. Алехин, А.Н. Люсов. – М.: Стройиздат, 1988. – 342 с.
7. Менаджиева Р.Н. Использование шлаков черной металлургии в производстве строительных материалов // Серия «Использование отходов, побочных продуктов в производстве строительных материалов и изделий. Охрана окружающей среды»: Обзорная информация. Вып. 2. – М.: ВНИИ-ЭСМ, 1986. – 56 с.

УДК 669.046.58:691

С.И. Павленко, Е.В. Филиппов, Е.А. Автушко, Н.С. Анашкин\*,  
О.П. Афиногенов\*\*

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк,

\*ООО «Сталь КМК», г. Новокузнецк,

\*\*ООО «Кузбасский центр дорожных исследований»,  
г. Новокузнецк

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВТОРИЧНЫХ ОТХОДОВ ООО «СТАЛЬ КМК» ДЛЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В ДОРОЖНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

Исследованы вторичные минеральные ресурсы (шлаковый песок фракции 0...20 мм и шлаковый щебень фракции 20...80 мм), полученные после переработки отвальных мартеновских шлаков и извлечения из них железа и скрапа (магнитной фракции) в качестве сырья для выплавки стали, с целью использования их в дорожном строительстве. Получены положительные результаты и сертификаты, собраны заявки от строителей и эксплуатационников дорог.

### Введение

В работе были проведены исследования отвального мартеновского шлака после переработки его на дробильно-сортировочной установке и извлечения из него магнитной фракции в качестве сырья для выплавки стали на ООО «Сталь КМК» [1, 2] с целью использования двух немагнитных фракций (вторичных «отходов») в виде шлакового песка 0...20 мм и шлакового щебня 20...80 мм в дорожном строительстве, эксплуатации и ремонте дорог.

Нашими предварительными исследованиями совместно с институтами СО РАН (ОИГГиМ и ИХТГиМ), ООО ИЦ СМИК «Кузбасс» и лабораторией контроля качества работ ООО «Кузбасский центр дорожных исследований» [3] установлено, что указанные вторичные отходы не могут непосредственно использоваться в цементных бетонах в качестве крупного и мелкого заполнителей ввиду завышенных потерь при прокаливании (от 7 до 12 % при норме по ГОСТ 5578-94 – 7 %) и по содержанию оксидов железа и марганца (от 12 до 13,5 % при норме до 3 %) без дополнительной химической переработки. Поэтому на данном этапе были исследованы причины появления потерь при прокаливании в отвальных шлаках (про-

шедших прокаливание в мартеновских печах) и возможности их реализации в дорожном строительстве.

### Проведение исследований

Для определения причин появления потерь при прокаливании были проведены исследования химического состава двух проб отвальных шлаков вышеуказанных фракций по ГОСТ 8269.1-97 «Щебень и гравий из плотных горных пород и отходов промышленного производства для строительных работ. Методы химического анализа». Данные приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Химический анализ двух проб отвального мартеновского шлака

№ п/п	Наименование материала	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	Ппп	SO <sub>3</sub>	S <sub>общ</sub>	в том числе	
											S <sub>сульфат.</sub>	S <sub>сульфид.</sub>
1	Фракция 0-20 мм	23,59	12,20	16,24	10,55	15,42	5,11	9,04	1,18	0,37	0,19	0,18
2	Фракция 20-80 мм	25,81	9,44	17,02	9,94	14,05	7,16	7,19	1,47	0,26	0,23	0,03
Истинная плотность фр. 0-20 – 3,54 г/см <sup>3</sup> ; фр. 20-80 – 3,62 г/см <sup>3</sup>												
FeO+MnO фр. 0-20 – 12,05 %; фр. 20-80 – 3,48 %												
Коэффициент основности: фр. 0-20 – 1,52; фр. 20-80 – 1,46												

Как видно из данных таблицы 1, несмотря на двухстадийное дробление и магнитное сепарирование, содержание оксидов железа (FeO) и марганца (MnO) высокое для цементных бетонов и превышает нормы (свыше 3 %), для дорожных покрытий оно не нормируется. Потери при прокаливании в щебне и песке для обычных бетонов не должны превышать из отвального шлака 7 % по массе (ГОСТ 5578-94), а в исследуемых шлаках они составляют 7-9 %.

Но здесь возникает вопрос, что это за потери? В ГОСТе имеются в виду органические (выгорающие) составляющие. Поэтому для выяснения истинной составляющей П.П.П. нами были проведены исследования минерального состава исходных шлаков (текущего и отвального).

Результаты рентгенофазового анализа двух проб мартеновских шлаков приведены на дифрактограммах (рисунок 1 и 2), выполненных в аналитическом центре ОИГГиМ СО РАН. Расшифровки дифрактограмм прилагаются.

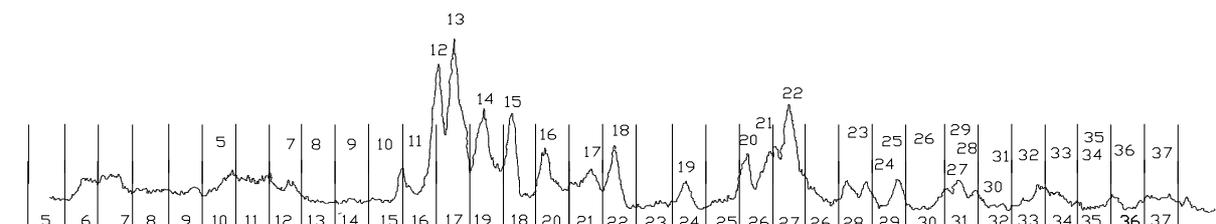


Рисунок 1 – Дифрактограмма текущего мартеновского шлака

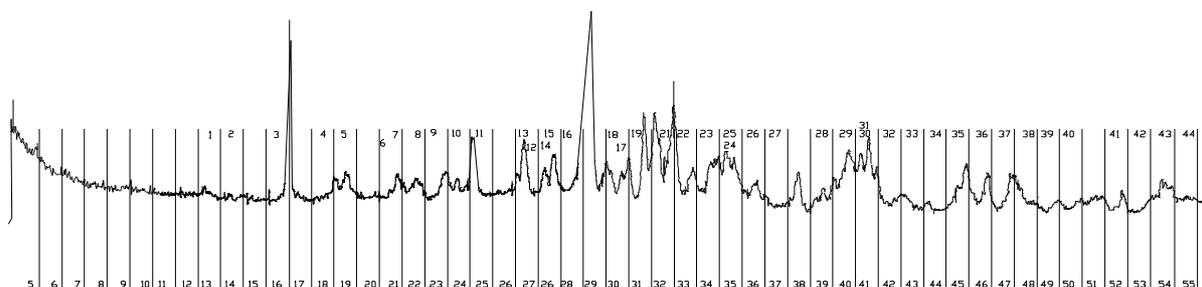


Рисунок 2 – Дифрактограмма отвального мартеновского шлака

*Текущий мартеновский шлак* в качестве основных фаз имеет двухкальциевый силикат ( $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ ), обладающий вяжущими свойствами, и алюмосиликат ( $\text{Al}_2\text{SiO}_5$ ), небольшую примесь  $\text{MnO}$  и соединение  $\text{Mn-Fe-Si-O}$ , часть магнетита ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ) и чистого железа ( $\alpha\text{Fe}$ ). В пробе присутствуют значительные кусочки железа (которые не отобраны магнитной сепарацией) и нерасшифрованная примесь. Имеется незначительное количество свободного оксида кальция ( $\text{CaO}_{\text{своб}}$ ), который необходимо связывать с помощью механохимии с кремнеземом и получать дополнительные вяжущие свойства.

*Отвальный шлак* сложен кальцитом ( $\text{CaCO}_3$ ), который образовался при карбонизации в отвалах, двухкальциевым силикатом ( $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ ), силикатом алюминия ( $\text{Al}_2\text{SiO}_5$ ), соединениями  $\text{Mn-Fe-Si-O}$ , небольшая примесь  $\text{MgMnSi}_2\text{O}_6$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , кварца ( $\text{SiO}_2$ ). Присутствует небольшая нерасшифрованная примесь.

Из данных рисунков 1, 2 и приложений к ним видно, что П.П.П. в отвальном шлаке вызывается разложением  $\text{CaCO}_3$  (кальцита) (а это не органика) на  $\text{CaO}_{\text{своб}}$  и  $\text{CO}_2$ . То есть, природа разложила неустойчивый  $\gamma$   $2\text{CaO} \times \text{SiO}_2$  на  $\text{CaO}_{\text{своб}}$  и  $\text{SiO}_{2\text{своб}}$ , далее  $\text{CaO} + \text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{Ca}(\text{OH})_2$ , затем  $\text{Ca}(\text{OH})_2 + \text{CO}_2 \rightarrow \text{CaCO}_3 + \text{H}_2\text{O}$  (восстановила равновесие).

То есть, теперь, для использования шлакового песка и щебня в обычных цементных бетонах, нужно вносить изменения (поправки) в ГОСТ. В дорожном строительстве он может использоваться беспрепятственно.

Таблица 2 – Приложение к дифрактограмме №1  
Шлак мартеновский текущий ООО «Сталь КМК»

№	2θ	θ	J	d	
1	12,16	6,08	7,278	2	Mg-Fe-Si-O
2	15,88	7,94	5,58	12	Al <sub>2</sub> SiO <sub>5</sub>
3	18,13	9,06	4,895	2	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
4	19	9,5	4,67	2	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
5	21,07	10,53	4,218	3	
6	24,22	12,11	3,674	2	Серпентин
7	27,46	13,53	3,247	1	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
8	28	14	3,186	1	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
9	29,33	14,66	3,046	2	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
10	30,17	15,08	2,963	2	Магнетит
11	31,07	15,53	2,879	5	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
12	32,11	16,05	2,788	17	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
13	32,52	16,26	2,753	21	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
14	33,42	16,71	2,681	11	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
15	34,26	17,13	2,617	10	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
16	35,26	17,63	2,545	6	Магнетит Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
17	36,62	18,31	2,453	4	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
18	37,28	18,64	2,411	8	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
19	39,38	19,69	2,228	4	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
20	41,14	20,57	2,194	7	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
21	42	21	2,151	7	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
22	42,42	21,21	2,13	13	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub> MgO
23	43,12	21,56	2,097	2	Магнетит Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
24	44,14	22,07	2,051	3	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
25	44,7	22,35	2,027	3	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
26	45,66	22,83	1,986	3	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
27	47,1	23,55	1,929	2	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
28	47,43	23,71	1,917	3	
29	48	24	1,895	2	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
30	49,35	24,67	1,846	1	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
31	49,84	24,92	1,829	2	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
32	50,28	25,14	1,814	2	
33	52	26	1,758	2	
34	53	26,5	1,727	2	
35	53,62	26,81	1,709	2	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
36	54,13	27,06	1,694	2	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
37	56,5	28,25	1,628	3	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
38	57,13	28,56	1,612	3	Магнетит Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
39	59,58	29,79	1,551	1	
40	60,68	30,34	1,526	4	
41	61,7	30,85	1,503	3	
42	62,43	31,21	1,487	2	Магнетит MgO

Таблица 3 – Приложение к дифрактограмме №2  
Шлак мартеновский отвальный ООО «Сталь КМК»

№	2θ	θ	J	d	
1	12,1	6,05	2	7,31	MgFeSiO <sub>4</sub>
2	13,2	6,6	1	6,7	
3	15,9	7,95	29	5,57	Al <sub>2</sub> SiO <sub>5</sub>
4	18	9	4	4,92	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
5	18,53	9,26	5	4,79	
6	20,5	10,25	1	4,33	
7	20,84	10,42	5	4,26	Кварц
8	21,72	10,86	4	4,09	
9	23	11,5	6	3,86	Кальцит
10	23,54	11,77	4	3,77	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
11	24,28	12,14	11	3,66	Mg-Fe-SiO
12	26,25	13,12	4	3,39	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
13	26,57	13,28	11	3,35	Кварц
14	27,48	13,74	6	3,24	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
15	27,88	13,94	8	3,2	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
16	29,66	14,83	66	3,01	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub> Кальцит
17	30,28	15,14	10	2,95	Магнетит
18	31	15,5	8	2,88	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
19	31,26	15,63	10	2,86	Кальцит
20	32	16	19	2,79	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
21	32,56	16,28	20	2,74	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
22	33,43	16,71	22	2,68	Ca <sub>2</sub> SiO
23	34,36	17,18	9	2,6	Ca <sub>2</sub> SiO
24	35,45	17,72	11	2,53	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub> Магнетит
25	36	18	12	2,494	Кальцит
26	36,34	18,17	10	2,472	Mg-Fe-Si-O
27	37,38	18,69	6	2,405	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
28	39,4	19,7	8	2,286	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub> Кальцит
29	40,62	20,31	5	2,221	
30	41,17	20,58	7	2,193	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
31	41,83	20,91	12	2,16	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
32	42,43	21,21	11	2,131	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
33	42,8	21,4	14	2,112	MgO
34	43,2	21,6	9	2,094	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub> Кальцит
35	44,43	22,21	4	2,039	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
36	45,67	22,83	2	1,986	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
37	47,13	23,56	5	1,928	Кальцит
38	47,48	23,74	10	1,914	Кальцит
39	48,48	24,24	8	1,877	Кальцит
40	49,74	24,87	8	1,833	Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>
41	51,9	25,95	2	1,761	
42	53	26,5	3	1,727	Магнетит
43	54	27	3	1,698	
44	55,1	27,55	4	1,666	
45	57,24	28,62	6	1,609	Кальцит
46	68,8	30,4	5	1,523	Кальцит
47	61,83	30,91	11	1,5	MgO
48	62,4	31,2	4	1,488	Магнетит

## Исследование на силикатный и железистый распады

Определение стойкости крупного заполнителя (в случае применения его в бетонах или в качестве дорожного щебня) и шлакового песка в качестве мелкого заполнителя против силикатного распада осуществляли по ГОСТ 9758-86 (позиция 25) «Заполнители пористые неорганические для строительных работ. Методы испытаний». Результаты испытаний:  $M_c$  шлакового щебня (в зависимости от фракционности) колеблется от 2 до 3,75 % (при норме 5 %) и  $M_c$  шлакового песка от 5 до 7,5 % (при норме 8 %).

Определение стойкости против железистого распада производили по тому же ГОСТу (позиция 26). Показатели:  $M_{ж}$  шлакового щебня 0,27 % и  $M_{ж}$  шлакового песка 0,58 % (при норме до 8 %). То есть, оба вида продукции по железистому распаду имеют огромный запас и не вызывают сомнений в их использовании в бетонах и дорожном строительстве.

Сертификационные испытания шлакового щебня и песка для дорожного строительства производили по требованиям ГОСТ 3344-85-83\*\* «Щебень и песок шлаковые для дорожного строительства. Технические условия» и ГОСТ 9128-97\* «Смеси асфальтобетонные дорожные, аэродромные и асфальтобетон. Технические условия». Результаты физико-механических испытаний по новому Межгосударственному стандарту ГОСТ 8269.0-97\* «Щебень и гравий из плотных горных пород и отходов промышленного производства для строительных работ. Методы физико-механических испытаний» приведены в таблице 4.

На щебень смешанных фракций 10-70 мм выдан сертификат соответствия Госстроя России «Щебень шлаковый для дорожного строительства», на щебень фракций 15-40 мм протокол испытаний и заключение лицензированного ООО «Кузбасский центр дорожных исследований». щебень может быть использован для приготовления плотного асфальтобетона типа Б III марки; В II – III марки; пористого асфальтобетона I – II марки. Раздельные фракции 5-20 мм и 20-40 мм могут быть использованы для устройства щебеночных слоев оснований и покрытий. Песок фракции 0-15 мм может применяться в качестве земполотна автомобильных дорог, различных отсыпок при земляных работах.

На все виды мартеновских шлаков (текущего, отвального и фракций из них) выдано санитарно-эпидемиологическое заключение Госсанэпидемслужбы РФ (№ 42 19 04 570 П 000102 08 03 от 28.08.2003 г.) о соответствии всех материалов первому классу (эффективная удельная активность  $A_{эфф}$  значительно меньше нормативного значения 370 Бк/кг), по ГОСТ 30108-94 они могут применяться без ограничений во всех видах строительства и, тем более, в дорожном (для дорог требование 740 Бк/кг). Содержание тяжелых металлов, канцерогенных и токсичных элементов определялось в аккредитованном аналитическом центре ОИГГиМ СО РАН атомно-адсорбционным методом [3] и получено положительное заключение.

Таблица 4 – Результаты сертификационных испытаний отвального мареновского шлакового щебня и песка, выпускаемых на ООО «Сталь КМК»

№ п/п	Наименование основных показателей	Нормативное значение		Фактические значения			Примечания
		щебень	песок	щебень фр. 10-70 мм	щебень фр. 15-40 мм	песок фр. 0-15 мм	
1	Насыпная плотность, кг/м <sup>3</sup>	-	-	1580	1440	1820	
2	Потери при прокаливании, %	-	-	7,19	10,5	12,2	норма 7 % для бетонов
3	Содержание пылевидных и глинистых частиц, %	до 3	5	1,8	0,7	6,2	
4	Содержание глины в комках, %	до 0,25	до 0,5	нет	нет	нет	
5	Содержание зерен слабых пород, %	до 5	до 10	4,56	4,5	7,5	
6	Содержание зерен пластинчатой (лещадной) и игловатой формы, %	до 35	-	14,5	3,2	5,2	
7	Марка по прочности 1000/800 (в сухом состоянии), (потеря массы), %	-	-	12,5	14,8	14,5	
8	Марка по прочности 1000/800 (в водонасыщенном состоянии), (потеря массы), %	-	25/35	22,08	21,62	20,55	
9	Марка щебня на истираемость, потеря массы, %	И I до 25 И П до 35	-	И П (27,13)	И I (25,15)	И I (23,70)	
10	Сцепление с органическим вяжущем, баллы	-	-	-	4 (хорошее)	4 (хорошее)	
11	Марка по водостойкости (потеря массы), %	I	I	В I (0,91)	В I (0,87)	В I (0,79)	
12	Марка по морозостойкости, циклы	F 15-300	-	F200	F100	F25	
13	Устойчивость структуры щебня против всех видов распадов	УС 1-3	-	УС2	УС1	УС3	
14	Зеровой состав Полный остаток смеси на контрольном сите, % по массе	90-100 40-70 0-10 0-0,5 -	10-30	96,3 48,6 0,9 - -	98,45 46,05 9,70 - -	- - - - 25,25	мелкий
15	Содержание примесей металла, %	5	3	-	4,8	6,2	

В результате проведенных исследований установлена возможность реализации вторичных шлаковых ресурсов ООО «Сталь КМК» для строительства, ремонта и эксплуатации автодорог.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Перспективы переработки мартеновских шлаков на ООО «Сталь КМК» / Н.С. Анашкин, М.А. Усов, С.И. Павленко, Е.В. Филиппов, У.Н. Анашкина // Материалы Дальневосточного инновационного форума с международным участием «Роль науки, новой техники и технологий в экономическом развитии регионов». 23-26 сентября 2003 г. – Хабаровск: Изд. ХГТУ, 2003. Часть II. – С. 23-30.

2. Использование отвального мартеновского шлака в качестве сырья на ООО «Сталь КМК» / А.И. Копытов, Н.С. Анашкин, М.А. Усов, С.И. Павленко, Е.В. Филиппов, У.Н. Анашкина // Сборник трудов научно-практического семинара «Проблемы и пути создания композиционных материалов и технологий из вторичных минеральных ресурсов»: 2-6 февраля 2004. – Новокузнецк: Изд. СибГИУ, 2004. – С. 5-15.

3. Исследование отходов сталеплавильного производства с целью возможности их применения в строительстве / С.И. Павленко, С.И. Меркулова, Н.В. Захарова, Е.А. Автушко, Е.В. Филиппов, У.Н. Анашкина, Н.С. Анашкин, М.А. Усов, Е.Г. Аввакумов // Сборник трудов научно-практического семинара «Проблемы и пути создания композиционных материалов и технологий из вторичных минеральных ресурсов». 2-6 февраля 2004. – Новокузнецк: Изд. СибГИУ, 2004. – С. 22-40.

В.А. Быстров

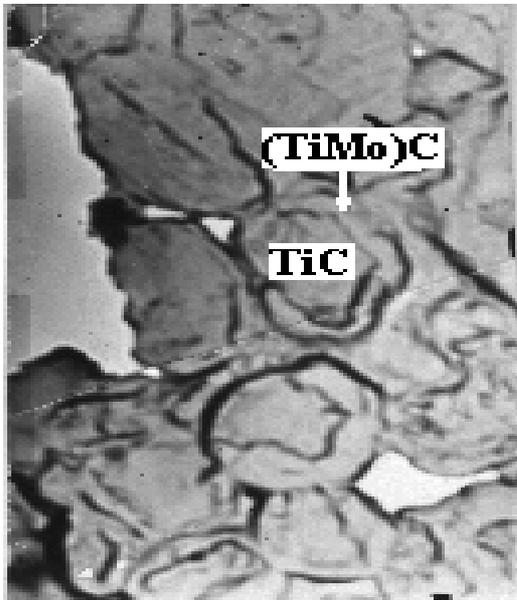
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ С БАРЬЕРНЫМ ПОКРЫТИЕМ ДЛЯ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО ИЗНОСА

Показана роль твердых частиц на основе спеченных карбидов титана типа ТН 20 при формировании свойств композиционных наплавочных материалов (КМ). Дано теоретическое обоснование закономерностей формирования структуры и свойств КМ при создании барьерных покрытий путем борирования и нанесения защитных покрытий типа TiCB и Mo<sub>2</sub>C с регулируемыми свойствами поверхности раздела твердая частица – матрица, обеспечивающих максимальную износостойкость при высокотемпературном износе. Приведены различные механизмы борирования твердых частиц, насыщенных атомов бора при электролизе буры, и их влияние на структурные изменения и образование новых фаз на поверхности раздела твердая частица – матрица, ответственной за прочностные характеристики, а следовательно, за износостойкость разработанных КМ.

Жаропрочность и износостойкость композиционных наплавочных материалов (КМ) при высокотемпературном абразивном износе определяются структурными факторами, состоянием поверхности раздела твердая частица – матрица, энергией активации и силами межатомной связи в твердых растворах. К структурным факторам относятся состояние зерен, блоков и их границ, наличие вторых фаз, искажения кристаллической решетки и плотность дислокаций. Энергия активации и силы межатомных связей определяют уровни энергии в кристаллической решетке и связанные с ними  $T_{пл}$  Me'C, константы диффузии и самодиффузии, и характеристические температуры разупрочнения. Грузин П.Л. ввел понятие предельного уровня диффузионной подвижности Me'C [1]. Он показал, что если коэффициент находится на уровне  $10^{-14} \div 10^{-13}$  см<sup>2</sup>/с, то КМ оказывает достаточное сопротивление пластической деформации, вызванной нагревом. Расчетами установлено [2], что наилучшими свойствами в убывающей степени обладают твердые частицы на основе карбидов TiC, NbC и WC. Учитывая дефицитность и дороговизну WC, низкую стойкость при абразивном износе NbC, в качестве основы твердой фазы выбран карбид титана.

Поскольку в чистом виде карбид титана, в силу высокой реакционной способности, в КМ не применяется, в работах [2, 7-10] исследовалась возможность использования в качестве износостойкой твердой составляющей КМ спеченные твердые сплавы на основе карбида титана типа ТН 20. Структура спеченного твердого сплава  $\text{TiC-Mo}_2\text{C-Ni}$ , или как еще обозначают  $(\text{Ti,Mo})\text{C-Ni-Mo}$ , после спекания приобретает «кольцевую структуру» (рисунок 1), т.е. состоит из сердцевин — карбида титана  $\text{TiC}$ , средней зоны, состоящей из твердого раствора  $(\text{Ti,Mo})\text{C}$  с небольшим количеством никеля и внешней зоны никельмолибденового твердого раствора. Такая структура, благодаря внешней никелевой оболочке, снизила реакционную способность ТН 20, повысила смачиваемость металлами группы железа, что создало предпосылки к повышению жаропрочности и износостойкости КМ при высокотемпературных видах износа.



х 16000

Рисунок 1 – Кольцевая структура спеченного твердого сплава ТН 20

Спеченные твердые сплавы обладают рядом весьма ценных свойств: высокая твердость  $86\div 92$  НРА; высокая микротвердость  $H_{\mu} = 19,5\div 22,0$  ГПа; величина модуля упругости составляет 445 ГПа; высокий предел прочности при сжатии до  $\sigma_{сж} = 6,0$  ГПа, с достаточной прочностью на изгиб  $\sigma_{изг} = 1,2\div 2,5$  ГПа и на растяжение  $\sigma_{в} = 0,5\sigma_{изг}$ . И самое благоприятное свойство среди известных карбидов – высокая ударная вязкость  $0,8\div 1,2$  МДж/м<sup>2</sup>. *Способность спеченных твердых сплавов сохранять в значительной степени указанные свойства при повышенных температурах является чрезвычайно важной характеристикой при высокотемпературном абразивном износе.* В химическом отношении спеченные твердые сплавы весьма устойчивы против воздействия кислот и щелочей, некоторые сплавы заметно не окисляются на воздухе даже при температурах  $600\div 800$  °С, что весьма ценно при высокотемпературных способах наплавки и эксплуатации.

При выборе сплава-связки необходимо учитывать её взаимодействие с твердыми частицами в процессе наплавки. Прочность сцепления твердых частиц с матрицей, обеспечивающая высокую износостойкость КМ, предотвращая твердые частицы от вырывания и выкрашивания из тела матрицы при воздействии абразивных частиц, достигается регулированием процессов взаимодействия на поверхности раздела твердая частица — матри-

ца. В случае частичного растворения твердых частиц в матрице на поверхности раздела не должно образовываться новых фаз, склонных к охрупчиванию, причем толщина переходной зоны должна быть минимальной. Полностью избежать взаимодействия практически не удастся, однако регулировать этот процесс предлагают двумя путями: подбор компонентов КМ нерастворимых или допустимо растворимых друг в друге; нанесение защитного (барьерного) покрытия на твердые частицы [3]. Первый путь вносит ряд серьезных ограничений, особенно в части получения достаточно износостойкой и жаропрочной матрицы. Второй путь представляется более плодотворным, поскольку наносимое барьерное покрытие предохраняет твердую частицу от перегрева и окисления и служит барьером при взаимодействии с перегретым жидким металлом, способствует легированию матрицы и улучшает смачиваемость твердых частиц сплавом-связкой.

Таким барьерным покрытием может служить образование боридного слоя на поверхности спеченных твердых частиц в результате диффузии бора в твердые частицы. Образование и рост боридов по диффузионному механизму происходит по закономерностям реактивной диффузии [5-6], характерной особенностью которой является скачкообразное изменение концентрации бора по толщине диффузионного слоя. На поверхности при превышении предела растворимости бора в титане появляется фаза TiCB с образованием новой межфазной границы, представляющей собой карбоборид титана. На рисунке 2 приведена микроструктура КМ ТН 20 + 55X16H75C3P3, известного как ПГ-СР3 – колмоной, полученного ЭШН по слою шихты (колмоной содержит 3,2 % В). При выдержке концентрация

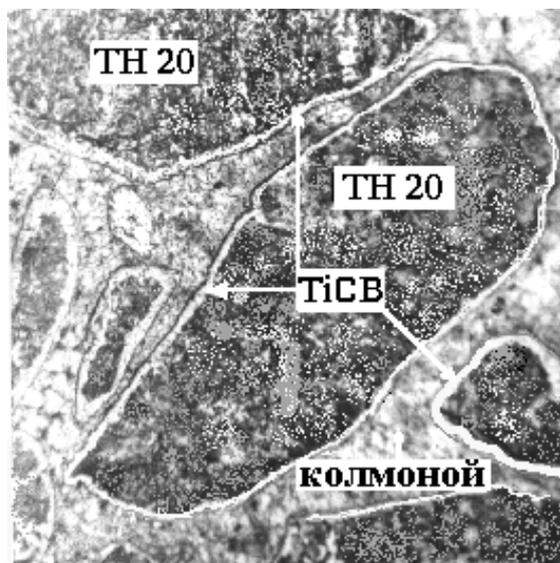
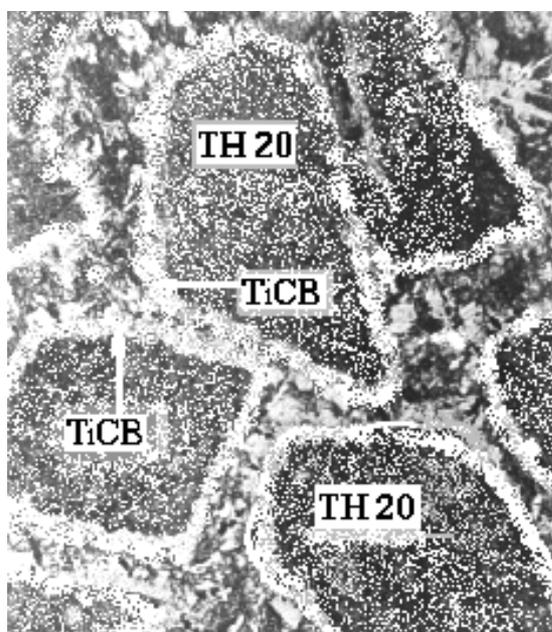


Рисунок 2 – Микроструктура КМ с осажденным бором на поверхности твердых частиц, диффундирующего из сплава-связки колмоной

бора на поверхности стремится к предельным значениям, которые определяются условиями равновесия поверхности с насыщенной средой, а составы TiCB и  $\delta$  – твердого раствора по бору на границе раздела в изотермических условиях остаются неизменными. В этих условиях интенсивность роста борида на границе раздела определяется скоростью диффузии бора в его решетке, скоростью диффузии бора в  $\alpha$  – твердом растворе и поверхностной концентрацией.

При диффузионно-кристаллизационном механизме формирования борированного слоя необходимо создание условий образования жидкокристаллического состояния при соотношении фаз, обеспечивающих со-

хранение формы детали и шероховатости обрабатываемых поверхностей, причем, количество жидкой фазы обычно не превышает 30 % [5]. Твердой фазой могут быть либо нерасплавившиеся участки матричного твердого раствора, либо твердые составляющие КМ. Температурные и концентрационные условия существования этого равновесия определяются составом шихты КМ и применяемого флюса. Обычно для осуществления борирования в состав шихты КМ вводится борсодержащая сплав-связка, например 55Х16Н75С3Р3, или в состав флюса добавляются бура ( $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ ) и борная кислота ( $\text{H}_3\text{BO}_3$ ). Введение в состав шихты порошковой проволоки для получения КМ на основе ТН 20 [10] или добавление в состав флюса борсодержащих элементов (буры и борной кислоты) приводит к образованию карбоборидов на поверхности твердых частиц, что показано на рис. 3. На поверхности карбидов четко наблюдается нетравящаяся полоска борированного слоя с повышенной микротвердостью, что благоприятно сказывается на износостойкости при высокотемпературном газообразном износе  $\text{H}_\mu (\text{Ti}_2\text{B})\text{C} = 28,9$  ГПа. Образующееся барьерное покрытие из борированного слоя на поверхности твердых частиц препятствует дальнейшему растворению твердых частиц в матрице КМ, поскольку предотвращает взаимную диффузию и миграцию жидкого расплава матрицы в твердые частицы [6, 10].



х 120

Рисунок 3 – Микроструктура КС с борированным слоем, полученным способом ЭШН с добавками в шлак буры и борной кислоты

Формирование диффузионного боридного слоя и его свойства во многом зависят от состава применяемой жидкой среды расплава. При этом наибольший интерес представляют составы расплавов, которые могут одновременно являться не только насыщающей средой, но и нагревающей, например шлаковая ванна с борсодержащими ингредиентами. Накопленный экспериментальный материал [2-10] позволяет сформулировать требования к такой среде:

- высокая насыщающая способность при поверхностном упрочнении;
- химическая нейтральность к наплавляемому КМ;
- отсутствие окисления и обезуглероживания поверхности КМ;
- минимальное взаимодействие с расплавленным шлаком при ЭШН;

- плавное изменение вязкости с изменением температуры;
- обеспечение хорошей смачиваемости твердых частиц матрицей и заливаемым металлом при получении армированных отливок [7];
- коэффициент теплового расширения материала покрытия должен обеспечивать минимальные остаточные и термические микронапряжения на границе взаимодействия твердая частица – матрица [8-9];
- экономичность используемых сред борирования и экологическая чистота.

Таким образом, образование борированного слоя на поверхности карбидов приводит к увеличению микротвердости границы раздела твердая частица – матрица до  $29\div 32$  ГПа, повышению прочности сцепления до 780 МПа, вследствие улучшения смачивающей способности бора, обладающего самофлюсующими свойствами. Улучшение этих свойств привело к повышению износостойкости КМ, работающих при высокотемпературных видах износа [7-9].

Как уже отмечалось выше, при большинстве способов наплавки происходит существенное растворение твердых частиц и обогащение матрицы продуктами растворения  $Me'C$  на  $Me'$  и  $C$ , что отрицательно сказывается на износостойкости КМ. Намечено несколько путей уменьшения растворения твердых частиц в матрице КМ, одним из которых является нанесение защитных покрытий. В работах [3-5] исследовалось эффективность действия защитного покрытия на основе никеля, нанесенного на твердые частицы методом осаждения. Отмечено, что растворения твердых частиц в матрице практически не происходит, поскольку защитное покрытие препятствует перегреву и окислению твердых частиц при воздействии высоких температур дуги. В качестве покрытия предлагается использовать сплавы на основе железа, никеля, кобальта. Однако такое защитное покрытие не приводит к повышению износостойкости КМ, поскольку такое покрытие, растворяясь в матрице при наплавке, существенно снижает её микротвердость.

Для снижения растворения частиц твердого сплава в сплаве-связке, защиты от окисления, улучшения смачиваемости твердых частиц сплавом-связкой нами проведены дополнительные исследования по нанесению покрытий на твердосплавные частицы [7-9]. При нанесении покрытий за основу был принят метод осаждения солей.

В приготовленный раствор парамолибдата аммония  $10\div 20$  % концентрации, вводятся гранулы спеченного твердого сплава на основе карбида или карбонитрида титана. Нагрев пульпы производился в реакторе с паровой рубашкой при регулируемой подаче пара. Для поддержания заданной температуры предусмотрена параллельная циркуляция воды в паровой рубашке. В процессе выпаривания воды в течение  $4\div 5$  часов образуется пересыщенный раствор, из которого выпадает соль парамолибдата аммония, которая кристаллизовалась на зернах твердого сплава, как на центрах кри-

сталлизации. Парамолибдат аммония обезвоживается (теряет четыре молекулы воды) при температурах  $90\div 110$  °С, а продуктом непосредственно предшествующим образованию трехокси молибдена является безводный парамолибдат аммония. Образовавшаяся оболочка из тетрамолибдата аммония покрывает частицы твердого сплава.

Полученные твердосплавные порошки с покрытиями из парамолибдата аммония подвергали восстановлению-карбидизации в токе водорода в печи с графитовой трубой при  $900$  °С в течение 1 часа. Тугоплавкие порошки с покрытием из  $\text{Mo}_2\text{C}$  смешивали в мельнице объемом 4 литра с порошком сплава-связки (Fe, Ni, Co) или сплава на их основе в течение 24 часов в среде спирта. После смешивания, полученную пульпу высушивали в дистилляторах и вводили пластификатор. В качестве пластификатора использовали 4 %-й раствор «СК» в бензине. Замешанную смесь подсушивали в паровом шкафу, гранулировали и прессовали под давлением  $150\div 200$  МПа. Спрессованные штабики подвергали двухстадийному спеканию: 1) в токе водорода при температуре  $500\div 600$  °С; 2) в вакуумной печи ТВВ-5 при  $1280\div 1450$  °С.

Разработанный КМ имеет предел прочности при изгибе выше  $\sigma_{\text{изг}} = 1,5\div 1,6$  ГПа, а коэффициент вариации по прочности ниже  $W = 4,3\div 6,2$ , чем известные КМ при одинаковом количестве твердых частиц и сплава-связки, при сохранении высокой твердости карбонитрида титана с защитным покрытием ( $88\div 92$  HRA). Техничко-экономическая эффективность нового КМ обусловлена двумя факторами:

1. Повышение стабильности свойств КМ приводит к значительному снижению процента брака при получении твердых частиц;
2. Повышение прочности сцепления твердых частиц с матрицей позволяет использовать наплавочный КМ при работе в более жестких условиях эксплуатации с ударными нагрузками [2, 7-10].

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Грузин П.Л. Диффузия кобальта, хрома и вольфрама в стали. В кн. Проблемы металловедения и физики металлов / П.Л. Грузин. – М.: Металлургия, 1955. – С. 475-485.
2. Быстров В.А. Теоретическое обоснование выбора твердой составляющей КМ / В.А. Быстров // Известия вузов. Черная металлургия. – 2001. – № 8. – С. 53-57.
3. Юзвенко Ю.А. Новые пути получения дуговой наплавкой композиционных сплавов особо высокой износостойкости / Ю.А. Юзвенко, Е.И. Фрумин, М.А. Пашенко // Автомат. сварка. – 1975. – № 1. – С. 49-52.
4. Жудра А.П. Новые композиционные сплавы и результаты исследования их свойств. В кн. Теоретические основы наплавки / А.П. Жудра, А.И. Белый. – Киев: ИЭС им. Е.О. Патона, 1977. – С. 151-157.

5. Гринберг Е.М. Металловедение борсодержащих конструкционных сталей / Е.М. Гринберг. – М.: МИСиС, 1997. – 198 с.
6. Фрумин Е.И. Нагрев стали в синтетических шлаках / Е.И. Фрумин. – Киев: Техника, 1973. – 130 с.
7. Быстров В.А. Исследование процессов на поверхности раздела КМ на основе карбидов титана / В.А. Быстров // Известия вузов. Черная металлургия. – 2002. – №8. – С. 28-37.
8. Быстров В.А. Высокотемпературный износ и упрочнение металлургического оборудования / В.А. Быстров // Известия вузов. Черная металлургия. – 2001. – № 10. – С. 31-38.
9. Быстров В.А. Исследование горячей микротвердости и прочностных характеристик КС на основе TiC / В.А. Быстров, Н.К. Анохина, В.И. Верёвкин // Известия вузов. Черная металлургия. – 1994. – № 8. – С. 39-42.
10. А.с. 792742 СССР, МКИ<sup>3</sup> В23К 35/36. Шихта порошковой проволоки. / Ю.Ф. Абрамов, В.А. Быстров, А.В. Быстров и др. – № 2809924/25-27. Заявл. 11.07.79. Опубл. 27.02.03; Б/И № 6. – С. 473.

## **ФИЗИКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ**

УДК 669.018.351.87

Д.Н. Алешин, А.М. Глезер\*, С.В. Коновалов, В.Е. Громов,  
В.В. Пискаленко

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк,

\*Центральный научно-исследовательский институт черной  
металлургии им. И.П. Бардина, г. Москва

## СОЗДАНИЕ В ВЫСОКОКРЕМНИСТОМ ЖЕЛЕЗЕ МЕЛКОКРИСТАЛЛИЧЕСКОЙ СТРУКТУРЫ

Проведены исследования по установлению влияния скорости затвердевания расплава в изложнице и модифицировании химического состава в сплавах Fe-Si с целью получения мелкокристаллической структуры материала.

В настоящее время растущие требования к повышению экономичности работы трансформаторов и электрических машин требуют получения новых электротехнических материалов, применение которых в сердечниках трансформаторов и других деталях электрических машин приводило бы к снижению потерь на вихревые токи и магнитный гистерезис, а так же к подавлению акустических шумовых эффектов, связанных с магнитострикцией. Данная цель может быть достигнута за счет использования в магнитопроводах материалов повышенного качества, в частности – электротехнической листовой стали с высоким содержанием кремния.

Сплавы железа с кремнием обладают уникальным комплексом электромагнитных свойств: низкие потери на перемагничивании и близкая к нулю магнитострикция, высокие магнитная проницаемость и электросопротивление. При определенных режимах обработки может достигаться высокая прямоугльность петли гистерезиса и очень низкое значение коэрцитивной силы. Эти характеристики сплавов делают их очень перспективными электротехническими материалами для применения в изделиях с пониженным уровнем шума и при работе в области повышенных и высоких частот. Использование указанных сплавов в электротехнических приборах и устройствах приводит к значительному (почти на 30 %) снижению потерь по сравнению с обычно применяемыми сталями Fe-6 % Si [1].

Известно, что сплавы Fe-Si с высоким содержанием кремния (около 6 %) имеют склонность к образованию крупнозернистой структуры. Между тем, известно, что снижение температурного порога хладноломкости  $T_{xp}$  возможно путем уменьшению размера зерна в этих сплавах [2], что позво-

ляет осуществлять пластическую деформацию при более низких температурах.

В работе [3] путем экстраполяции установленной зависимости  $T_{\text{хр}}$  от размера зерна было показано, что смещение порога хладноломкости в область отрицательных температур и тем самым успешная реализация пластической деформации сплава Fe-6 % Si при комнатной температуре возможна при снижении размера зерна до нескольких микронов. Надо отметить, что здесь учитывается не только размер первичных зерен поликристаллического материала, но и эффективный размер зерен, соответствующий размеру хорошо сформированных субзерен внутри первичного зерна.

Создать подобную структуру можно, например, в результате горячей или теплой прокатки в отсутствие процессов динамической рекристаллизации. Для создания в высококремнистом железе хорошо сформированных субзерен размером 1-5 мкм необходима деформация со значительными обжатиями в интервале температур 500-600 °С. Последнее достижимо только тогда, когда размер зерна перед операцией теплой прокатки не превышает 50-100 мкм [1]. Таким образом, задача сводится не только к снижению эффективного размера зерна перед холодной прокаткой, но и к созданию мелкозернистой структуры на стадии, предшествующей теплой прокатке таких сплавов.

В данной работе с целью снижения размера зерна в сплаве железа с 6 % Si перед теплой прокаткой применено два способа получения мелкозернистой структуры материала:

- 1) Регулирование скорости затвердевания расплава в изложнице.
- 2) Модифицирование химического состава.

В качестве модификатора был использован церий, введение которого в расплав приводит к образованию дисперсных частиц, играющих роль дополнительных центров кристаллизации расплава. Выплавка заготовок сплава Fe-6 % Si для последующей деформации проводилась в вакуумной печи в тигле из  $Al_2O_3$ . Шихтой служило карбонильное железо и кремний марки Кр-0. В качестве раскислителя использовался SiCa. Регулирование скорости затвердевания расплава в металлическом кокиле проводилось за счет изменения толщины стенок кокиля и за счет изменения температуры разливки.

Было установлено, что температура разливки играет более важную роль, нежели толщина стенок кокиля, и что зона транскристаллизации слитка уменьшается с понижением температуры разливки. Без использования модификатора путем повышения скорости кристаллизации удалось снизить размер зерна в слитке до 100 мкм вместо обычно наблюдаемого размера 300-400 мкм. Дополнительное введение в расплав церия позволило снизить размер зерна в слитке до 50 мкм. Размер слитка после выплавки (15x80x100 мм) специально был выбран таким, чтобы избежать операцииковки, в результате которой могло произойти резкое неконтролируемое

увеличение размера зерна. По этой же причине была исключена операция горячей прокатки.

Теплая прокатка сутунок проводилась на стане дуо при температуре начала прокатки 600 °С. Прокатка осуществлялась до толщины 2,5 мм без промежуточного подогрева в три прохода. За счет охлаждения холодными валками и остывания раската в процессе прокатки последний проход осуществлялся при температуре 550-570 °С. Было установлено, что мелкозернистость образцов способствует повышению технологичности сплава: образцы с размером зерна 50 мкм имеют ровные кромки и не обнаруживают трещин. Напротив, подкат с исходным размером зерна 100 мкм имеет рваные кромки и обнаруживает некоторое количество трещин.

При анализе методами просвечивающей электронной микроскопии микроструктуры сплава Fe-6 % Si с исходным размером зерна 50 мкм после теплой прокатки обнаружены достаточно совершенные субзерна, сформировавшиеся в процессе высокотемпературной деформации, размером не более 3-4 мкм. Такое структурное состояние позволяло надеяться на успешное осуществление операции холодной прокатки, которая проводилась с предварительным подогревом до 300 °С на толщину 0,7 мм в четыре прохода без промежуточных подогревов. Действительно, в результате проведенных экспериментов были получены холоднокатаные полосы сплава Fe-6 % Si, имевшие удовлетворительную геометрию и качество поверхности.

Таким образом, показано, что модифицирование церием, устранение операцийковки и горячей прокатки как нежелательных технологических операций, а также осуществление теплой прокатки в соответствующих условиях позволяют увеличить технологичность высококремнистого железа при холодной прокатке. В основе полученного результата лежит снижение размера зерна после выплавки и эффективного размера зерна после теплой прокатки соответственно до 50 и до 3-4 мкм.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Глезер А.М. Упорядочение и деформация сплавов железа / А.М. Глезер, Б.В. Молотилев. – М.: Металлургия, 1984. – 168с.
2. Трефилов В.И. Физические основы прочности тугоплавких металлов / В.И.Трефилов, Ю.В. Мильман, С.А. Фирстов. – Киев: Наукова Думка, 1975. – 315с.
3. Медведев М.В. Атомное упорядочение и вязко-хрупкий переход в сплавах на основе железо-кремний / М.В. Медведев, А.М. Глезер, В.Е.Громов // Материаловедение. – 2002. – № 8. – С. 36-42.

УДК 669.14:621.317:539.4

С.В. Коновалов, В.В. Грачев, А.В. Громова, В.Я. Целлермаер,  
Э.В. Козлов\*

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк;

\*ГОУ ВПО «Томский государственный архитектурно-строительный  
университет», г. Томск

## ФОРМИРОВАНИЕ ДИСЛОКАЦИОННЫХ СУБСТРУКТУР В СТАЛИ АУСТЕНИТНОГО КЛАССА ПРИ УСТАЛОСТИ

В работе проведены исследования методами электронной микроскопии дислокационных субструктур в нержавеющей аустенитной стали 45Г17ЮЗ, формирующихся и эволюционирующих в процессе многоциклового усталости. Установлен градиентный характер структуры на уровне дислокационного ансамбля. Получены зависимости, связывающие количественные параметры субструктуры и число циклов нагружения.

Циклическое нагружение деталей машин, конструкций и других металлических изделий, постепенно приводящее к их усталостному разрушению является чрезвычайно распространенным. В силу того, что деформация любого вида (в том числе, циклическая) – многоуровневый процесс, исследования эволюции дефектной структуры металлов и сплавов – необходимый компонент для глубокого понимания природы усталости [1-3]. К настоящему времени имеется значительное число работ, посвященных изучению дислокационной субструктуры, формирующейся при усталостных испытаниях различных материалов [4-6]. Анализ этих данных позволяет провести определенную классификацию наблюдаемых дислокационных структур и последовательностей их эволюции с ростом числа циклов нагружения. Однако, несмотря на большое количество исследований дислокационной субструктуры при усталости, следует констатировать, что наиболее детально изучены чистые металлы. Очень мало работ, посвященных ГЦК-сталям. Другой момент, который необходимо отметить, – это, как правило, качественный характер исследований. Очень важные для понимания физической природы деформации и разрушения при усталости, количественные измерения параметров дефектной субструктуры выполнены весьма ограниченно. Таким образом, актуальными на сегодняшний день являются количественные результаты анализа эволюции дислокационной субструктуры. Проведенный в данной работе анализ эволюции де-

фектной субструктуры в широко распространенной стали аустенитного класса 45Г17Ю3 при многоциклового усталости позволяет понять физику процесса и возможные механизмы повышения сопротивляемости металла разрушению.

Объектом исследования являлась аустенитная сталь 45Г17Ю3 стандартного химического состава в состоянии поставки. Усталостные испытания проводились по схеме циклического несимметричного консольного прогиба. Использовались образцы для испытаний на усталость, вид которых не отличался от приведенных в [4-6]. Среднее верхнее значение напряжения цикла нагружения составляло  $\sim 20$  МПа, а частота нагружения образцов – 20 Гц. Исследования дислокационных субструктур и определение их количественных характеристик осуществлялись методом просвечивающей электронной микроскопии тонких фольг [2, 7, 8].

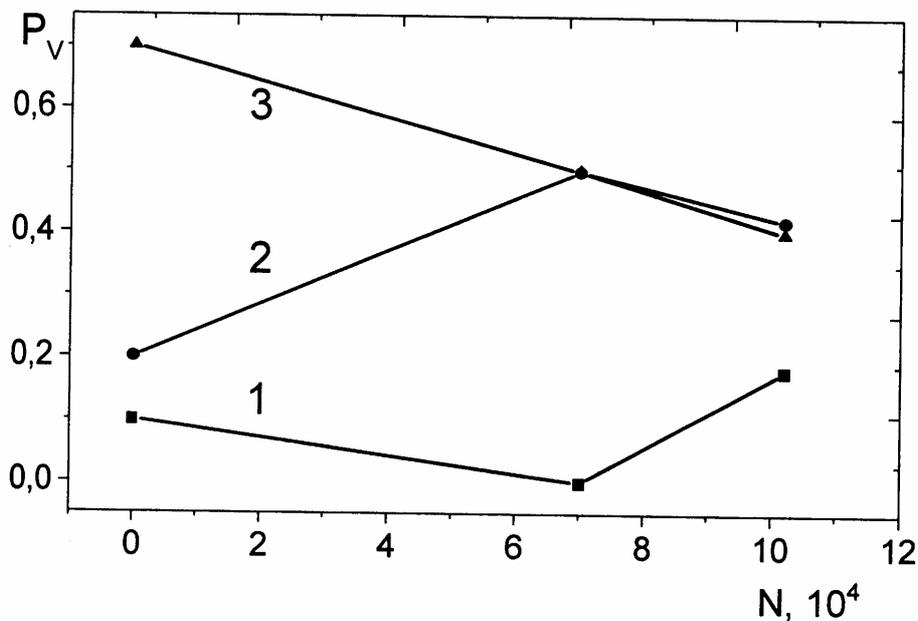
Электронно-микроскопическими исследованиями стали 45Г17Ю3 в исходном состоянии показано, что дефектная подсистема представлена следующими типами дислокационных субструктур: а) дислокационный хаос; б) неразориентированная сетчатая и разориентированная сетчатая субструктуры; в) фрагментированная субструктура. Соотношение объемных долей указанных субструктур, соответственно 1:2:7. Такой набор дислокационных субструктур сформирован, очевидно, в процессе высокотемпературной прокатки стали. Как показал количественный анализ исходной дислокационной субструктуры, наибольшей плотностью дислокаций характеризуется сетчатая субструктура, максимальным уровнем кривизны-кручения кристаллической решетки – фрагментированная субструктура.

В процессе многоциклового ( $N_1 \approx 7 \cdot 10^4$  циклов) усталостных испытаний дислокационный хаос переходит в сетчатую дислокационную субструктуру. Неизменной при этом остается объемная доля фрагментированной субструктуры. Циклическая деформация исследуемой стали сопровождается ростом скалярной плотности дислокаций от  $1,3 \cdot 10^{10}$  до  $1,8 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$  в сетчатой субструктуре, от  $0,5 \cdot 10^{10}$  до  $1,1 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$  – во фрагментированной. Увеличение скалярной плотности дислокаций в сетчатой субструктуре сопровождается формированием слабозориентированных полос. Последние являются анизотропными фрагментами с внутренней дислокационной структурой.

Усталостные испытания существенно увеличивают амплитуду кривизны-кручения кристаллической решетки участков с сетчатой дислокационной субструктурой. Возрастает и упругая и пластическая составляющие полей напряжений. Несколько иначе проявляется циклическая деформация во фрагментированной субструктуре: скалярная плотность дислокаций внутри фрагментов существенно ( $\sim$  в 2 раза) увеличивается, однако кривизна-кручение кристаллической решетки – снижается. По-видимому, это связано с релаксацией упруго-пластических напряжений (созданных в процессе горячей прокатки стали) при повторном нагружении в условиях

смены вида деформации. Подобный характер эволюции дислокационных субструктур отмечен ранее, в частности, в цепочке технологических операций при обработке углеродистых сталей: холодная прокатка → холодное волочение → холодная осадка [2].

Разрушение стали 45Г17ЮЗ при усталостных испытаниях наступает после  $N_2 \approx 10,2 \cdot 10^4$  циклов нагружения. Исследования материала непосредственно в области разрушения выявили присутствие дислокационных субструктур трех типов – хаотической, сетчатой и фрагментированной. Относительные объемные доли субструктур: дислокационный хаос  $\sim 0,18$ ; сетчатая субструктура  $\sim 0,42$ ; фрагментированная  $\sim 0,40$ . Исходная субструктура дислокационного хаоса в процессе усталостного испытания на определенном этапе полностью исчезает (рисунок 1). Вместе с тем, к моменту усталостного разрушения в образце уже имеется некоторый объем материала с хаотической дислокационной субструктурой ( $P_v \approx 0,18$ ). Видимо, эта субструктура сформирована непосредственно за счет циклической деформации.



1 – субструктура дислокационного хаоса; 2 – сетчатая субструктура;  
3 – фрагментированная субструктура

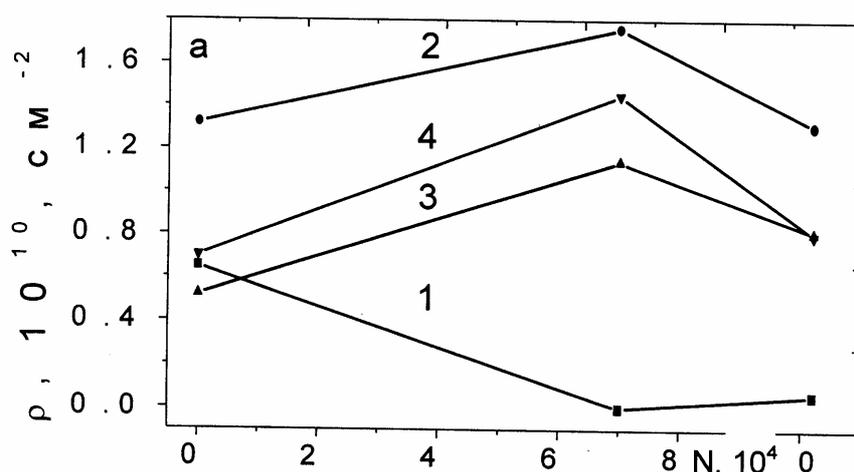
Рисунок 1 – Зависимость объемных долей дислокационных субструктур, формирующихся в стали 45Г17ЮЗ в процессе испытаний на усталость, от числа циклов нагружения

Сетчатая дислокационная субструктура, сформированная на этапе предварительной прокатки исходного материала, в ходе усталостных испытаний устойчиво эволюционирует – ее объемная доля в области максимальной амплитуды нагружения достигает на промежуточной стадии усталости значения 0,5. Рост объемной доли сетчатой субструктуры обусловлен превращением хаотической субструктуры, а также формированием

дислокационной субструктуры в зернах, в исходном состоянии практически свободных от дислокаций. Незначительное уменьшение объемной доли сетчатой субструктуры, выявленное в зоне разрушения связано с фрагментацией указанной субструктуры. Таким образом, эволюция дислокационной субструктуры в исследуемой стали при усталости развивается по следующей схеме: дислокационный хаос → сетчатая субструктура → фрагментированная субструктура.

В процессе усталостных испытаний фрагментированная дислокационная субструктура перестает быть преобладающей (как в исходном состоянии стали), несмотря на протекающее превращение сетчатой субструктуры во фрагментированную. Если в исходном состоянии объемная доля фрагментированной субструктуры составляла  $\sim 0,7$ , то на промежуточном этапе усталостного испытания (после  $N_1 \approx 7 \cdot 10^4$  циклов – 0,5, а после разрушения ( $N_2 \approx 10,2 \cdot 10^4$ ) – 0,4.

На рисунке 2 приведены результаты анализа изменения скалярной плотности дислокаций при многоцикловых усталостных испытаниях.



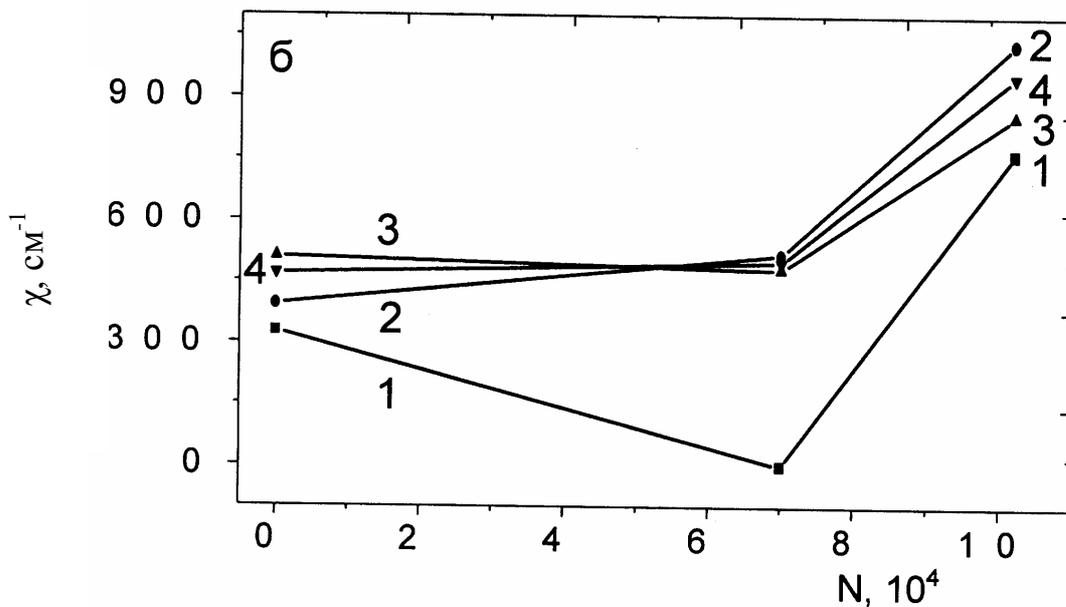
1 – субструктура дислокационного хаоса; 2 – сетчатая субструктура;  
3 – фрагментированная субструктура; 4 – в среднем по всему материалу

Рисунок 2 – Зависимость скалярной плотности дислокаций в различных дислокационных субструктурах стали 45Г17ЮЗ от числа циклов нагружения

Разрушение образцов сопровождается в зоне протекания этого процесса формированием дислокационной субструктуры, средняя скалярная плотность дислокаций в которой равна исходному значению. Причем, плотность дислокаций в субструктуре хаоса существенно ниже, в сетчатой – примерно равна, во фрагментированной несколько выше соответствующих значений, определенных в исходном состоянии. Видно, что скалярная плотность дислокаций немонотонно изменяется в процессе испытаний. При анализе субструктуры промежуточного состояния, формирующегося после числа циклов нагружения  $N_1$  установлен существенный рост плотно-

сти дислокаций как в сетчатой, так и во фрагментированной субструктурах.

Данные по изменению амплитуды кривизны-кручения кристаллической решетки в процессе циклической деформации приведены на рисунке 3. Видно, что амплитуда полей напряжений, формирующихся в структуре материала в зоне разрушения, в 1,5...3 раза (и усредненная по всему объему, и для каждого типа субструктур) превышает соответствующий параметр исходного состояния. На промежуточной стадии нагружения при  $N_1$  циклов амплитуда кривизны-кручения кристаллической решетки материала изменяется незначительно (рисунок 3). Характер эволюции данной характеристики дислокационной субструктуры исследуемой стали может быть связан с особенностями трансформации исходной субструктуры, сформированной горячей прокаткой; вероятно, он указывает на критический момент в субструктурной эволюции, после прохождения которого материал необратимо переходит к разрушению.



1 – субструктура дислокационного хаоса; 2 – сетчатая субструктура;  
3 – фрагментированная субструктура; 4 – в среднем по всему материалу  
Рисунок 3 – Зависимость амплитуды кривизны-кручения кристаллической решетки стали 45Г17Ю3 от числа циклов нагружения

Обнаружено, что циклическая деформация стали 45Г17Ю3 сопровождается формированием микродвойников в зоне разрушения. Микродвойники создаются, главным образом, в сетчатой дислокационной субструктуре, т.е. в субструктуре с наибольшими значениями скалярной плотности дислокаций и кривизны-кручения кристаллической решетки (рисунки 2, 3). На промежуточной стадии усталостных испытаний (при  $7 \cdot 10^4$  циклов) микродвойники не выявлены, несмотря на то, что скалярная плотность

дислокаций в стали в этом состоянии выше, чем отмеченная на момент разрушения. В качестве одной из причин двойникования в исследуемом материале при циклической деформации, можно назвать высокий уровень дальнедействующих полей напряжений, достигающий наибольших значений в сетчатой дислокационной субструктуре (рисунок 3).

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что в стали 45Г17ЮЗ формируется дислокационная субструктура трех типов – дислокационный хаос, сетчатая субструктура, фрагментированная субструктура. Наряду с этим, присутствуют микрообласти материала практически свободные от дислокаций. В результате выполненных исследований установлен сложный характер эволюции перечисленных субструктур при многоциклового усталости. В процессе усталостных испытаний исследуемой стали вместо венной субструктуры формируются анизотропные фрагменты. Общая схема эволюции дислокационных субструктур: дислокационный хаос → сетчатая субструктура → фрагментированная субструктура. Установлено коррелированное снижение значений скалярной плотности дислокаций и амплитуды кривизны-кручения кристаллической решетки, происходящее при удалении от зоны максимальной амплитуды циклического нагружения образца.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Структурные уровни пластической деформации и разрушения / В.Е. Панин, Ю.В. Гриняев, В.И. Данилов и др. – Новосибирск: Наука, 1990. – 252 с.
2. Физика и механика волочения и объемной штамповки / В.Е. Громов, Э.В. Козлов, В.И. Базайкин и др. – М.: Недра, 1997. – 293 с.
3. Козлов Э.В. Эволюция дислокационной субструктуры и термодинамика пластической деформации металлических материалов / Э.В. Козлов, В.А. Старенченко, Н.А. Конева // Металлы. – 1993. – №5. – С. 152-161.
4. Эволюция дислокационных субструктур при усталости / Н.А. Конева, О.В. Соснин, Л.А. Теплякова и др. – Новокузнецк: СибГИУ, 2001. – 105 с.
5. Соснин О.В. Эволюция структурно-фазового состояния аустенитных сталей при усталости / О.В. Соснин. – Новосибирск: Наука, 2002. – 211 с.
6. Соснин О.В. Эволюция зеренной и дефектной структуры при малоциклового усталости аустенитной стали / О.В. Соснин // Проблемы машиностроения и надежности машин. – 2003. – № 6. – С. 31-35.
7. Конева Н.А., Козлов Э.В. // Известия вузов. Физика. – 1996. – № 2. – С. 89-106.
8. Конева Н.А. Развороты кристаллической решетки и стадии пластической деформации // Экспериментальное исследование и теоретическое описание дисклинаций / Н.А. Конева, Д.В. Лычагин, Л.А. Теплякова, Э.В. Козлов. – Л.: ФТИ. 1984. – С.161-164.

УДК 669.018.351.87

М.П. Ивахин, Ю.Ф. Иванов\*, О.В. Соснин, Э.В. Козлов\*\*,  
С.В. Коновалов, В.Е. Громов

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк,

\*Институт сильноточной электроники СО РАН, г. Томск,

\*\*ГОУ ВПО «Томский государственный архитектурно-  
строительный университет», г. Томск

## РОЛЬ ЭЛЕКТРОСТИМУЛИРОВАНИЯ В ФОРМИРОВАНИИ ГРАДИЕНТНОЙ СТРУКТУРЫ ЗАКАЛЕННОЙ СТАЛИ 60ГС2<sup>2</sup>

Методами дифракционной электронной микроскопии тонких фольг выполнены исследования по установлению градиентности структуры закаленной углеродистой стали 60ГС2, подвергающейся усталостным нагрузкам в условиях электростимулирования.

В последние десятилетия благодаря достижениям в области физики высоких плотностей энергии интенсивно развиваются новые методы модификации металлических материалов, основанные на применении таких внешних энергетических воздействий как концентрированные потоки энергии, при воздействии которых реализуются сверхбыстрые нагрев, плавление, испарение, затвердевание и закалка материала, генерируются волны напряжений и ударные волны и др. методы. Еще одним методом, исследование которого началось в конце прошлого века является метод импульсного токового воздействия, воздействие которым на стальные детали, подвергающиеся усталостным нагрузкам приводит к увеличению ресурса выносливости последних [1]. Однако, до конца не понятна природа токового воздействия, нет единой теории влияния электрического тока на эволюцию субструктуры и фазового состава сталей различных структурных классов.

В данной работе рассмотрено влияние импульсного токового воздействия (электростимулирования) на параметры дефектной субструктуры кристаллов мартенсита и частиц карбидной фазы по мере удаления от поверхности максимального нагружения закаленной углеродистой стали 60ГС2 и проанализировано формирование градиентной структуры, характеризующейся закономерным изменением вышеуказанных величин. Рас-

---

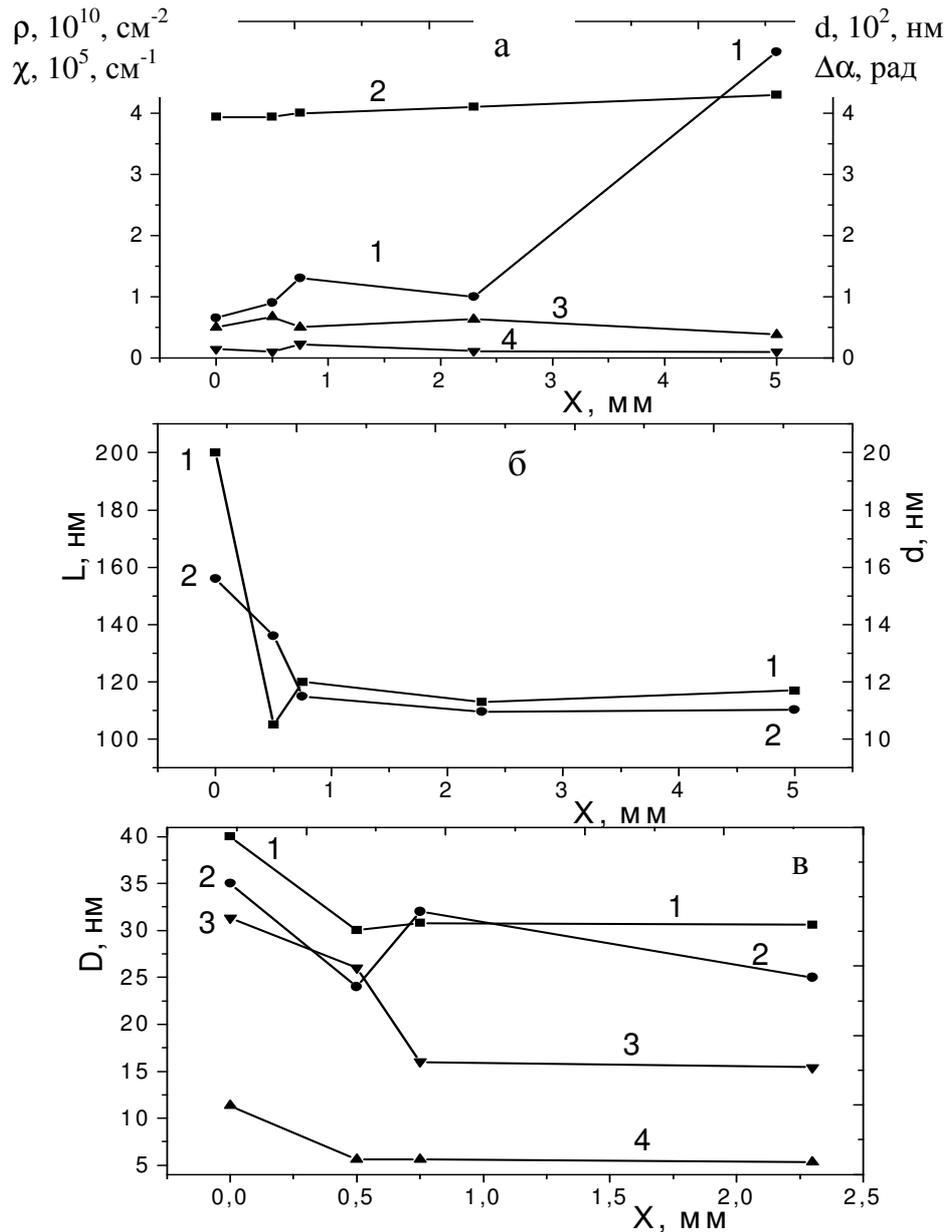
<sup>2</sup> Работа выполнена при финансовой поддержке в форме гранта Т02-05.8-2673 МО РФ по фундаментальным исследованиям в области технических наук

смотрена эволюция свойств на промежуточной стадии усталостного нагружения (120000 циклов) при которой проводилась электростимуляция образцов импульсным электрическим током (длительность воздействия 15 с) с частотой 70 Гц. Форма и размеры образцов, методика усталостных испытаний, ультразвукового контроля для построения зависимости скорости ультразвука от числа циклов нагружения с целью определения числа циклов, при котором проводилось электростимулирование и методы исследований не отличались от описанных в [1,2].

Закалка стали 60ГС2 привела к полиморфному превращению с образованием кристаллов пакетного и пластинчатого мартенсита. Объемная доля остаточного аустенита составляет 8-10 %; располагается остаточный аустенит преимущественно вдоль границ кристаллов пакетного. Последующий низкотемпературный отпуск, проведенный с целью снятия закалочных напряжений, способствовал снижению скалярной плотности дислокаций с  $\sim 10^{11} \text{ см}^{-2}$  (закаленное состояние) до  $3,8 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$  (состояние отпуска) и выделению и росту частиц цементита, расположенных внутри и по границам кристаллов мартенсита. Частицы игольчатой морфологии, в основном, наблюдались в кристаллах пластинчатого мартенсита. Объемная доля их  $\sim 4$  % структуры стали, средние поперечные размеры  $L=117$  нм, продольные –  $D=17$  нм. В кристаллах пакетного мартенсита частицы цементита обнаруживаются гораздо реже, объемная доля их значительно ниже ( $\sim 0,27$  % структуры стали), средние размеры существенно меньше ( $L = 39$  нм,  $D = 10,3$  нм).

Усталостное нагружение до 120000 циклов приводит к изменениям дефектной субструктуры материала, которые фиксируются лишь на уровне субструктуры кристаллов мартенсита. Уровень зеренной структуры и внутризеренный уровень, связанный с наличием пакетов и кристаллов мартенсита, остались практически неизменными.

Изменения дефектной субструктуры стали проявляются во фрагментации кристаллов пакетного мартенсита. По мере приближения к плоскости максимального нагружения средние размеры фрагментов существенно уменьшаются (рисунок 1а, кривая 1). Формирование фрагментов сопровождается некоторым изменением величины скалярной плотности дислокаций, амплитуды кривизны-кручения кристаллической решетки и азимутальной составляющей угла полной разориентации элементов субструктуры кристаллов пакетного мартенсита. Данные характеристики дефектной субструктуры уменьшаются по мере приближения к зоне максимального нагружения образца (рисунок 1а). В пластинчатом мартенсита фрагментированная структура на промежуточной стадии усталостных испытаний не формируется, однако эволюция дефектной субструктуры протекает подобным образом.



На (а) обозначено:  $d$  – средние размеры фрагментов (кривая 1),  $\rho$  – величина скалярной плотности дислокаций (кривая 2),  $\chi$  – амплитуда кривизны-кручения кристаллической решетки (кривая 3),  $\Delta\alpha$  – азимутальная составляющая полного угла разориентировки элементов субструктуры (кривая 4); на (б):  $L$  – средние продольные (кривая 1) и  $d$  – поперечные (кривая 2) размеры частиц цементита игольчатой морфологии, расположенных в кристаллах пластинчатого мартенсита; на (в):  $D$  – средние размеры частиц цементита, расположенные на границах зерен (кривая 1), пакетов (кривая 2), кристаллов пластинчатого (кривая 3) и пакетного (кривая 4) мартенсита

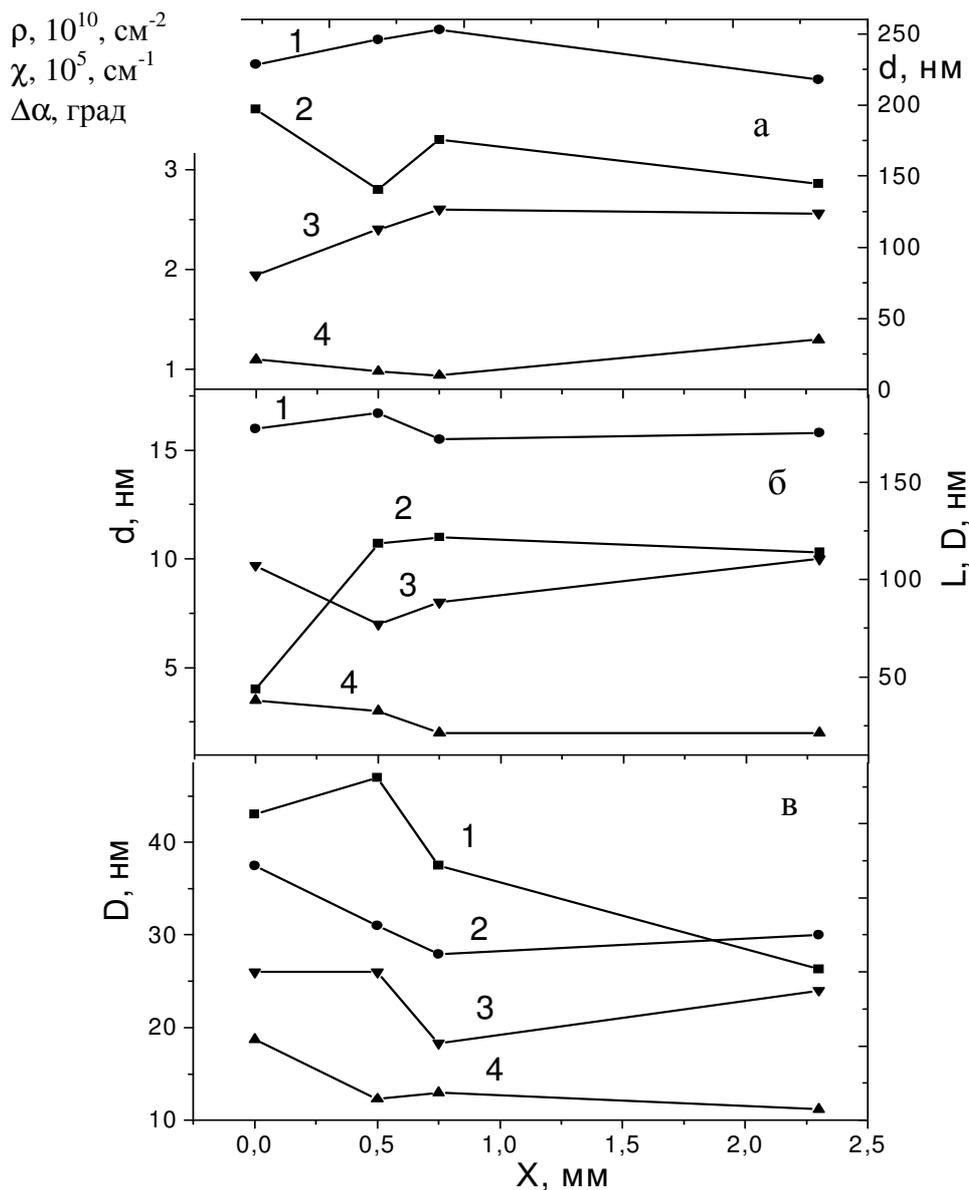
Рисунок 1 – Зависимость параметров дефектной субструктуры кристаллов мартенсита (а), частиц цементита, расположенных в объеме пластин (б) и на внутрифазных границах (в) от расстояния до плоскости максимального нагружения  $X$ . Промежуточная стадия усталостных испытаний

Усталостные испытания стали приводят к существенным изменениям продольных и поперечных размеров частиц цементита игольчатой морфологии, обнаруженных в исходном состоянии стали. По мере приближения к плоскости максимального нагружения средние размеры частиц увеличиваются (рисунок 1б). Эволюция частиц цементита, расположенных на границах кристаллов мартенсита и пакетов, приводит к изменению не только их средних размеров, но и морфологии. Прослойки цементита, выделившиеся вдоль границ кристаллов мартенсита на стадии низкотемпературного отпуска, преобразуются в строчки частиц сферической формы, размеры которых устойчиво увеличиваются по мере приближения к плоскости максимального нагружения (рисунок 1в).

Импульсное токовое воздействие также не сопровождается значимым разрушением морфологии мартенситной структуры. Предпочтительными местами их образования, как и в случае усталостно деформированного образца, являются стыки границ зерен, пакетов и пластин мартенсита.

Значимые изменения дефектной субструктуры образца фиксируются лишь на уровне дислокационной подсистемы кристаллов мартенсита. В случае пакетного мартенсита перестройка дислокаций сопровождается фрагментацией кристаллов. Из представленных на рисунок 2а (кривая 3) результатов следует, что средние размеры фрагментов уменьшаются по мере приближения к плоскости максимального нагружения образца. Пространственная форма фрагментов изменяется в широких пределах: от среднеанизотропных ( $k=L/D=4$ ) до изотропных ( $k=1$ ). При анизотропной форме фрагментов исходная структура мартенситных кристаллов просматривается вполне отчетливо. В случае формирования изотропных фрагментов параллельность границ кристаллов мартенсита нарушается. Пластинчатый мартенсит на данной стадии испытания стали практически не фрагментируется. Снижение средних размеров фрагментов сопровождается уменьшением скалярной плотности дислокаций (рисунок 2а, кривая 1) и ростом азимутальной составляющей угла полной разориентации элементов субструктуры (рисунок 2а, кривая 2). Данные факты свидетельствуют о том, что электростимулирование сопровождается перестройкой границ фрагментов, повышая степень их разориентации. Амплитуда кривизны-кручения кристаллической решетки изменяется незначительно (рисунок 2а, кривая 4).

Сопоставляя результаты, полученные при анализе эволюции дефектной субструктуры усталостно нагруженной стали (рисунок 1а) и стали, подвергнутой электростимулированию (рисунок 2а), можно отметить, что в результате импульсной токовой обработки увеличились средние размеры фрагментов и амплитуда кривизны кручения кристаллической решетки, заметно снизилась величина азимутальной составляющей угла полной разориентации и практически не изменилась скалярная плотность дислокаций.



Обозначено: на (а)  $\rho$  – скалярная плотность дислокаций (кривая 1);  $\Delta\alpha$  – азимутальная составляющая полного угла разориентации элементов субструктуры (кривая 2);  $d$  – размеры фрагментов (кривая 3);  $\chi$  – амплитуда кривизны-кручения кристаллической решетки (кривая 4); на (б) – поперечные ( $d$ ) (кривая 1) и продольные ( $L$ ) (кривая 2) размеры частиц цементита, расположенных в кристаллах пластинчатого мартенсита, по границам ( $d$ ) (кривая 3) и в стыках ( $D$ ) (кривая 4) фрагментов; на (в):  $D$  – размеры частиц цементита, расположенных на границах зерен (кривая 1), пакетов (кривая 2), кристаллов пластинчатого (кривая 3) и пакетного (кривая 4) мартенсита

Рисунок 2 – Зависимость параметров дефектной субструктуры стали (а), средних размеров частиц цементита, расположенных в кристаллах мартенсита (на дислокациях и границах фрагментов) (б) и на внутрифазных границах (в) от расстояния до плоскости максимального нагружения  $X$ . Электростимулирование на промежуточной стадии усталостных испытаний

Эволюция дефектной субструктуры протекает на фоне перестройки карбидной фазы. Электростимулирование сопровождается существенным измельчением данных частиц и приводит к изменению их морфологии. Если в исходном материале частицы цементита, образовавшиеся в кристаллах мартенсита, имели игольчатую форму с коэффициентом анизотропии  $k \sim 11$ , то после электростимулирования  $k$  изменяется в пределах от  $\sim 2,5$  до  $7,7$ . При этом по мере приближения к плоскости максимального нагружения средние продольные размеры частиц цементита и величина коэффициента анизотропии существенно снижаются (рисунок 2б). Последнее указывает на то, что растворение частиц цементита игольчатой морфологии приводит к их глобуляризации. Данный процесс протекает путем разбиения игольчатой частицы на несколько частиц округлой формы [3].

Электростимулирование стали сопровождается образованием частиц цементита по границам и в стыках фрагментов. Частицы имеют округлую форму; средние размеры их незначительно возрастают по мере приближения к плоскости максимального нагружения (рисунок 2б, кривые 3 и 4). Важно отметить, что в стали, находящейся в исходном состоянии, в пакетном мартенсите частицы цементита наблюдаются преимущественно по границам кристаллов, в объеме кристаллов они фиксируются весьма редко. Выделение частиц цементита по границам фрагментов при электростимулировании может указывать как на вынос атомов углерода с границ кристаллов пакетного мартенсита в объем в процессе деформирования, так и на присутствие атомов углерода в исходном материале в атмосферах Коттрелла и ядрах дислокаций.

Электростимулирование усталостно нагруженной стали сопровождается активизацией процесса образования частиц карбидной фазы вдоль внутрифазных границ. Как правило, частицы имеют округлую форму. Средние размеры частиц, независимо от типа границы, на которой они располагаются, существенно увеличиваются по мере приближения к плоскости максимального нагружения (рисунок 2в). Наиболее выражен данный эффект в объеме материала толщиной  $\sim 0,8$  мм, прилегающем к плоскости максимального нагружения. Следует отметить, что частицы цементита на внутрифазных границах формировались еще при низкотемпературном отпуске закаленной стали. При этом выделения, расположенные вдоль границ кристаллов мартенсита и пакетов часто имели форму тонких прослоек. Усталостное нагружение привело к разрушению карбидных прослоек и формированию частиц глобулярной морфологии. Средние размеры глобул превышают средние поперечные размеры прослоек карбидной фазы. Электростимулирование стали, как следует из сопоставления результатов, приведенных на рисунке 1в и рисунке 2в, способствовало дальнейшему огрублению частиц цементита.

Таким образом, показано, что усталостное нагружение закаленной на мартенсит стали 60ГС2 приводит к формированию градиентной структуры. Последующая импульсная токовая обработка сопровождается релаксацией дефектной субструктуры и коагуляцией частиц карбидной фазы и сохраняет градиентный характер структурно-фазового состояния материала, сформировавшегося в результате усталостных испытаний.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Электростимулированная малоцикловая усталость / О.В. Соснин, В.Е. Громов, Э.В. Козлов и др. – М.: «Недра коммюникейшинс ЛТД», 2000. – 208 с.
2. Соснин О.В. Эволюция структурно-фазовых состояний аустенитных сталей при усталости / О.В. Соснин. – Новосибирск: Наука, 2002. – 211 с.
3. Иванов Ю.Ф. Эволюция карбидной подсистемы закаленной на мартенсит стали 38ХН3МФА при низкотемпературном отпуске / Ю.Ф. Иванов // Известия вузов. Физика. – 1993. – № 5. – С.74-78.

УДК 669.046:620.179.16

О.С. Лейкина, Ю.Ф. Иванов\*, В.Е. Громов, Э.В. Козлов\*\*,  
В.В. Пискаленко

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк;

\*Институт сильноточной электроники СО РАН, г. Томск;

\*\*ГОУ ВПО «Томский государственный архитектурно-  
строительный университет», г. Томск

### ЭВОЛЮЦИЯ СТРУКТУРЫ И ФАЗОВОГО СОСТАВА УСТАЛОСТНО-НАГРУЖЕННОЙ СТАЛИ 08X18H10T В ПРОЦЕССЕ ТОКОВОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ<sup>1</sup>

В результате проведенных электронно-микроскопических дифракционных исследований установлено, что усталостное нагружение приводит к увеличению скалярной плотности дислокаций, формированию дефектов упаковки и микродвойников, а также полиморфному  $\gamma \rightarrow \epsilon$  мартенситному превращению. В работе показано, что токовое воздействие приводит к увеличению скалярной плотности, к растворению частиц в матрице и повторном выделении их вдоль границ в виде тонких прослоек, залечиванию микротрещин. Эти процессы являются определяющими в увеличении ресурса работоспособности стали при усталости.

Усталостная прочность и долговечность являются важными критериями оценки работоспособности и ресурса многочисленных деталей и конструкций. Их роль особенно возрастает для современных высоконагруженных ответственных изделий, подвергающихся воздействию циклических нагрузок. Однако прогнозирование усталостного разрушения металлов и сплавов, на сегодняшний день, остается проблематичным. Это связано с тем, что сопротивление усталости зависит от целого ряда факторов: вида и условий нагружения, напряженного состояния образца или детали, асимметрии цикла нагружения, масштабного фактора, температуры, структурного состояния материала, влияния среды и состояния поверхности и др.

Для установления закономерностей накопления повреждений при усталости и физической природы явления на разных его стадиях важное

---

<sup>1</sup> Работа выполнена при финансовой поддержке грантом Министерства образования А03-3.17-455

значение имеет знание эволюции дислокационных субструктур. Однако, наряду с этим не маловажной остается проблема увеличения усталостного ресурса. Предложенный нами метод токового воздействия позволяет продлить рабочее время изделий до 30 %. Данная работа посвящена исследованию эволюции структурно-фазового состояния в процессе усталости и после токового воздействия.

В работе исследования проводили на стали марки 08X18H10T, подвернутой термообработке: нагрев до 1000 °С, выдержка 10 минут, охлаждение в воду. Размеры образцов и схема усталостного нагружения не отличались от описанных ранее [1]. Анализ дефектной субструктуры и фазового состава стали на различных стадиях испытания проводили методами дифракционной электронной микроскопии тонких фольг. Фольги готовили путем электролитического утонения пластинок, вырезанных из зоны стабильного роста усталостной трещины параллельно продольной оси образца. Методики количественной обработки и приготовления фольг подробно обсуждены в [2].

Для увеличения усталостного ресурса использовался метод токового воздействия. Параметры токового воздействия были следующими: частота токового импульса была 70 Гц, продолжительность 8 минут, разогрев образца при этом не превышал температурный предел для фазовых превращений в данной стали, т.е. не превышала 300 °С. В работах, проведенных ранее [1], установлено, что наибольший электропластический эффект наблюдается в том случае, если токовое воздействие проводить в определенной точке усталостных испытаний.

В исходном состоянии исследуемая сталь представляет собой поликристаллический агрегат на основе ГЦК кристаллической решетки ( $\gamma$ -Fe). Дефектная субструктура зерен характеризуется набором дислокационных субструктур, сформировавшихся в результате предварительной термомеханической обработки заготовки. В материале наблюдаются зерна, содержащие хаотически распределенные по объему дислокации (структура дислокационного хаоса) (рисунок 1а,б) и зерна, имеющие «упорядоченную» (организованную определенным образом) дислокационную субструктуру. Основной дислокационной субструктурой является хаотическая, занимающая ~0,75 объема материала. Скалярная плотность дислокаций, усредненная по объему материала, составила  $\rho \sim 1,5 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$ .

Представленные на рисунке 1 (а, б) электронно-микроскопические изображения дефектной субструктуры стали показывают, что в большинстве случаев дислокации, мало- и большеугловые границы декорированы частицами второй фазы. Взаимодействие частиц с дислокациями, субграницами и границами зерен, несомненно, стабилизирует структурно-фазовое состояние стали. С другой стороны, взаимодействие дислокаций, особенно, скользящих, с частицами второй фазы часто приводит к формированию вокруг последних дислокационных клубков.

Микродифракционный анализ с привлечением методов темнопольного анализа и последующего индирования микроэлектроннограмм позволил установить тип частиц второй фазы. Наблюдаемые в стали в исходном состоянии частицы относятся к карбидам. В исследуемой стали выявлены карбидные частицы двух типов: частицы карбида хрома типа  $M_{23}C_6$  состава  $(Fe, Cr)_{23}C_6$  и частицы карбида титана состава  $TiC$ . Основным карбидом стали исходного состояния являются частицы  $TiC$ . Средние размеры частиц составляют  $62,4 \pm 5,6$  нм. Данные частицы имеют округлую, в отдельных случаях ограниченную (в виде пластин или многоугольников) форму. Располагаются частицы карбида титана на границах и в объеме зерен. Частицы карбида  $M_{23}C_6$ , как правило, имеют глобулярную форму и наблюдаются чаще всего на границах зерен. Данные частицы имеют сравнительно большие размеры, изменяющиеся в пределах 100-500 нм. Относительная объемная доля частиц карбида  $M_{23}C_6$  мала.

Усталостное разрушение образца наступает после  $N_2 \sim 170000$  циклов нагружения. Основными элементами дефектной субструктуры зерен разрушенного образца являются дислокационная субструктура и микродвойники деформационного происхождения. Преобладающим типом дислокационной субструктуры является сетчатая (рисунок 1 в,г), в существенно меньшей степени присутствует клубково-сетчатая и ячеисто-сетчатая субструктуры. Средняя по объему материала плотность дислокаций  $\rho \sim 4,8 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$ , что более чем в два раза выше средней плотности дислокаций исходного состояния.

Микродвойники деформационного происхождения в разрушенном материале наблюдаются практически в каждом зерне (рисунок 1 в,г). Деформационное двойникование стали сопровождается полиморфным превращением. Индирование микроэлектроннограмм, полученных с участков фольги, содержащих микродвойники, позволило выявить рефлексы  $\epsilon$ -фазы.

Основной карбидной фазой разрушенного материала также являются частицы карбида титана состава  $TiC$ . Усталостное нагружение стали сопровождается коагуляцией частиц карбидной фазы. В разрушенном образце данный процесс получил свое дальнейшее развитие – средний размер частиц увеличился до  $121,6 \pm 9,3$  нм, существенно расширился спектр размеров частиц.

Исследование образцов подвергнутых токовому воздействию и дальнейшему усталостному нагружению дали следующие результаты. Эти образцы выдерживали до разрушения 250000 циклов, т.е. увеличение усталостного ресурса составило 32 %. Электростимулирование стали, прошедшей усталостные испытания, привело к изменениям дефектной субструктуры и карбидной подсистемы материала, которые заключались, во-первых, в замещении субструктуры дислокационного хаоса «упорядоченным» типом дислокационной субструктуры, во-вторых, в растворении частиц, расположенных в матрице и повторном выделении их вдоль внутрифазных границ в виде тонких прослоек, в-третьих, в залечивании микротрещин, сформировавшихся в усталостно нагруженном материале вдоль межфазных границ раздела кар-

бид/матрица. Последующее усталостное разрушение стали привело к увеличению скалярной плотности дислокаций до  $5,4 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$ . Последнее привело к дальнейшей эволюции дислокационной субструктуры стали (рисунок 1 д,е). Объемная доля сетчатой субструктуры увеличилась до ~92 % за счет клубково-сетчатой субструктуры (остальное – ячеисто-сетчатая дислокационная субструктура).

Усталостное нагружение стали и последующее разрушение образца сопровождается коагуляцией частиц карбида титана. Наблюдается существенное (в 1,6 раза) увеличение средних размеров частиц карбидной фазы до 176,6 нм.

Коагуляция частиц карбидной фазы несет в себе серьезную опасность усталостной долговечности стали. Как правило, вдоль межфазной границы раздела частица/матрица для частиц, средние размеры которых превышают ~0,5 мкм, в процессе усталости формируются микротрещины, способные, при благоприятных условиях, привести к разрушению образца.

#### *Заключение.*

В результате проведенных электронно-микроскопических дифракционных исследований установлено, что сталь 08X18H10T в исходном состоянии является многофазным разномасштабным поликристаллическим материалом. Усталостное разрушение образцов привело к инициированию дополнительного механизма деформации стали – микродвойникования и к коагуляции частиц карбида титана. Промежуточное токовое воздействие и последующее циклирование привело: во-первых, к залечиванию микротрещин, наблюдавшихся в усталостно нагруженном материале, во-вторых, к формированию субзерен, расположенных вблизи границ зерен, в-третьих, к росту старых зерен путем перемещения участков границ, при этом частицы, расположенные на границах или в матрице на пути перемещающейся границы, являются стопорами для зарождения и распространения микротрещин. Все эти факторы привели к тому, что усталостный ресурс исследуемого материал увеличился на 32 %.

*Считаем своим приятным долгом выразить признательность доценту Коновалову Сергею Валерьевичу за помощь в проведении экспериментов и обсуждении результатов.*

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Соснин О.В. Эволюция структурно-фазовых состояний аустенитных сталей при усталости / О.В. Соснин. – Новосибирск: Наука, 2002. – 211 с.
2. Утевский Л.М. Дифракционная электронная микроскопия в металлведении / Л.М. Утевский. – М.: Металлургия, 1973. – 584 с.
3. Чернявский К.С. Стереология в металлведении / К.С. Чернявский. – М.: Металлургия, 1977. – 280 с.
4. Мартин Дж., Доэрти Р. Стабильность микроструктуры металлических систем / Дж. Мартин, Р. Доэрти. – М.: Атомиздат, 1978. – 280 с.

**ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И ЭКОЛОГИЯ  
НА ПРЕДПРИЯТИЯХ**

УДК 338 (075.8)

В.А. Быстров, Н.И. Новиков\*, И.С. Оськин\*

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк,

\*Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет», г. Новокузнецк

## УПРАВЛЕНИЕ ИННОВАЦИОННОЙ АКТИВНОСТЬЮ И РАЗВИТИЕМ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Рассматриваемая ниже задача формирования рациональных программ управления инновационными потоками при внедрении электрошлаковых процессов (ЭШП) упрочнения новыми композиционными материалами (КМ) быстроизнашивающихся деталей металлургического оборудования, лимитирующих производительность основных металлургических агрегатов, основывается на поиске решения, всякий раз наиболее типичного для данной упорядоченной совокупности условий. В области принятия решений требуется выделить только те методы управления, которые полнее всех соответствуют данной конкретной ситуации.

В процессе инновационной деятельности современное металлургическое предприятие может повысить эффективность работы, лишь четко ориентируясь на производственный процесс и руководствуясь полным учетом воздействия факторов внешней и внутренней среды. Для этого необходима подробная классификация инноваций, их свойств и возможных путей разработки. Наиболее характерными показателями нововведений являются такие показатели, как абсолютная и относительная новизна, приоритетность и прогрессивность, конкурентоспособность, адаптивность к новым условиям хозяйствования, способность к модернизации, а также показатели экономической эффективности, экологической безопасности и пр. Все эти показатели новшества являются составляющими технико-организационного уровня нововведения и его конкурентоспособности. Их значимость определяется по степени влияния этих факторов на конечные результаты деятельности предприятия: на себестоимость продукции, ее качество, объем продаж и прибыли; уровень рентабельности хозяйственной деятельности. Показатели технического уровня новшества определяют технический уровень производства в целом. Для принципиально новых видов продукции, технологии и услуг особенно важен показатель их патентной и лицензионной чистоты и защиты, ибо они являются не только

интеллектуальными продуктами первого рода, т.е. обладают приоритетностью, абсолютной новизной, но и являются оригинальным образцом, на основании которого тиражированием получают новшества-имитации, копии или интеллектуальный продукт второго рода. Интеллектуальный продукт защищается правом собственности, вот почему предприятию для развития инновационной деятельности необходимо наличие патентов, лицензий, изобретений и ноу-хау.

В современных условиях производительная работа всего металлургического цикла зависит от устойчивой работы быстроизнашивающихся деталей и узлов, лимитирующих производительность крупных металлургических агрегатов. Многие детали металлургического оборудования работают в тяжелых условиях высокотемпературного абразивного и газоабразивного износа. К их числу можно отнести детали агломерационных машин; детали засыпного устройства доменных печей (ЗУДП); валки прокатных станов горячего металла и многие другие. Диапазон рабочих температур перечисленных деталей весьма широк. Так, например, детали дробильного агломерационного оборудования, соприкасаясь с раскаленным агломератом, температура которого в центре аглоспека достигает 1100 °С, могут нагреваться до 800 °С. Эксплуатационные и экономические показатели работы металлургических агрегатов во многом зависят от способности деталей сопротивляться воздействию высокотемпературного износа.

Улучшение физических свойств агломерата и стабилизация его гранулометрического состава могут обеспечить ровный, стабильный ход доменных печей, полноту протекания металлургических процессов, увеличить выплавку чугуна на 9÷11 %, снизить удельный расход кокса на 6÷9 %, улучшить качество чугуна. Каждый процент мелочи в железорудной части доменной шихты снижает производительность доменной печи на 0,6÷0,8 % и повышает расход кокса на 0,4÷0,7 %. Содержание мелочи в скиповом агломерате не должно превышать 1÷2 %. В начальный период работы дробильного органа агломашин обычно удается достигнуть таких показателей, но по мере износа бил роторных дробилок агломерата стабильность гранулометрического состава агломерата ухудшается, при этом увеличивается выход мелочи до 45 %, что требует соответствующих затрат на переработку агломерата.

Срок службы деталей засыпных устройств доменной печи (ЗУДП) на металлургических комбинатах России колеблется в широких пределах от 8 до 14 месяцев. Затраты на замену ЗУДП, в зависимости от мощности доменной печи, составляют от 2-х до 6-ти млн. руб. Длительность замены ЗУДП доходит до 72 ч. Следовательно, по этой причине на каждой доменной печи ежегодно теряется более 1 млн. руб.

Одной из важнейших мер, способствующих увеличению выпуска проката, улучшению качества металлопродукции и снижению расходов по переделу, является повышение стойкости прокатных валков – основного

рабочего инструмента прокатных станов. Статистические данные, полученные как в нашей стране, так и за рубежом, достаточно красноречивы: 6 % всей стоимости прокатного стана составляет стоимость прокатных валков; 20÷25 % времени работы стана уходит на перевалки валков; в общих расходах по переделу затраты на валки по стану горячей прокатки составляют примерно 15÷17 %.

Для повышения надежности и долговечности дробящих органов агломерата, засыпных устройств доменной печи и валков прокатных станов потребовались новые износостойкие наплавочные композиционные материалы (КМ), успешно работающие в условиях высокотемпературного абразивного износа. Среди известных КМ наибольшее применение получил сплав на основе релита ( $WC+W_2C$ ). Однако, дефицитность, дороговизна релита (620÷860 руб./кг) и технологические затруднения наплавки КМ релит + сплав на основе железа, ввиду высокой растворимости релита в сплаве-связке, побудили исследователей искать новые безвольфрамовые КМ. Поэтому разработка управления ЭШП упрочнения безвольфрамовыми КМ деталей металлургического оборудования, работающих в тяжелых условиях высокотемпературного износа, является весьма актуальной задачей.

Рассматриваемая ниже задача формирования рациональных программ управления основывается на поиске решения, всякий раз наиболее типичного для данной упорядоченной совокупности условий. В области принятия решений требуется выделить только те методы управления, которые полнее всех соответствуют данной конкретной ситуации.

Особую трудность при формировании рациональных программ управления в «малой» металлургии, к которой относится ЭШП композиционными сплавами быстроизнашивающихся деталей металлургического оборудования, вызывает факт отсутствия в металлургических процессах ЭШП не только банка рациональных траекторий управления для различных ситуаций, но и самих алгоритмов проектирования технологий. В работе рассматривается комплексная разработка программ управления на базе информации о функционировании в данных условиях аналогичных объектов с одновременным проектированием технологии ЭШП.

Основным направлением управления металлургическими процессами ЭШП в работе приняты требования снижения степени вмешательства исследовательского комплекса в нормальный ход технологического процесса и взаимодополнения, взаимообогащения процедур идентификации и управления объектами, с целью снижения издержек производства.

При формировании программ управления для  $l$ -ой наплавки в число определяющих признаков класса  $K_{i,l}$  ситуаций (см. рисунок) входят векторы: *начального состояния детали* – объекта наплавки  $X_{o,l}$ ; *ограничений по условиям эксплуатации* и по различным требованиям к свойствам наплавленного слоя и границы взаимодействия твердых частиц с расплавом сплава-связки (поверхности раздела твердая частица-матрица), ЗТВ детали

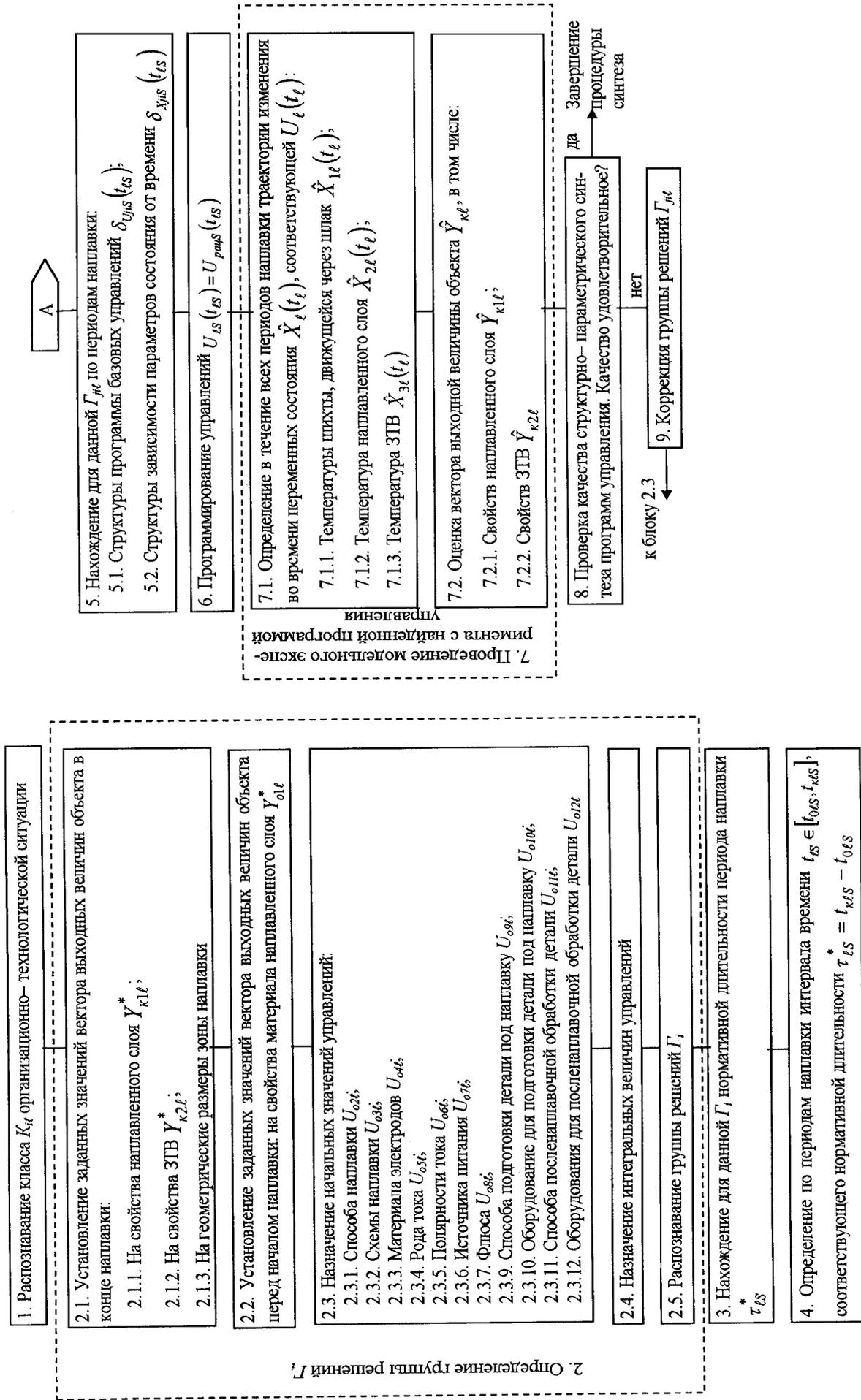


Рисунок – Общая схема синтеза рациональных программ управления наплавкой

$O_\ell$ ; *заданий со стороны заказчика* на входные характеристики наплавки (качество, стоимость, производительность, технологичность, наличие оборудования)  $Z_\ell$ ; прогнозируемого *изменения во времени внешних воздействий*  $W_\ell^H(t)$ .

Иногда в качестве *заданий* могут выступать материал наплавленного слоя  $Z_{6\ell}$ ; свойства наплавленного слоя  $Z_{7\ell}$ ; свойства результатов взаимодействия твердых частиц с матрицей КМ  $Z_{8\ell}$ , или сплавления наплавленного слоя с основным металлом наплавляемой детали  $Z_{9\ell}$ , а в качестве *ограничений по управлению* – ограничения по: способу наплавки  $U_{02\ell}$ ; схеме наплавки  $U_{03\ell}$ ; материалу электродов (наплавочный материал)  $U_{04\ell}$ ; роду источника питания электрошлакового процесса (тока наплавки)  $U_{05\ell}$ ; полярности тока  $U_{06\ell}$ .

Однако, чаще всего,  $Z_{6\ell} \div Z_{8\ell}$  и  $U_{02\ell} \div U_{07\ell}$  заказчиком не оговариваются и устанавливаются самой системой управления процессом ЭСП получения КМ. В число определяющих признаков группы решений  $\Gamma_{j\ell}$  входят: класс ситуаций  $K_{i\ell}$ ; заданные значения выходных величин объекта в конце наплавки  $Y_{k\ell}^*$ ; заданные значения выходных величин объекта перед началом наплавки  $Y_{o\ell}^8$ ; начальные значения управлений  $U_{o\ell}$ ; интегральные значения управлений  $U_\ell^u$ ; искомые программы управлений  $U_\ell(t_\ell)$ ; ограничения на область решений (например, растворимость спеченных твердых частиц в матрице КМ)  $O_\ell(t_{ji}^o)$ .

По результатам проверки соответствия ожидаемых значений вектора выходной величины объекта  $\bar{Y}_{k\ell}$  его заданным значениям  $Y_{k\ell}^*$  в блоке 9 принимаются решения об изменении управлений и группы решений  $\Gamma_{j\ell}$ . При необходимости управление и  $\Gamma_{j\ell}$  корректируются в цикле до близкого совпадения  $\bar{Y}_{k\ell} \approx Y_{k\ell}^*$ . Если наплавка предполагается на ранее созданной установке, то способ наплавки  $U_{02\ell}$ , схема наплавки  $U_{03\ell}$ , материал электродов  $U_{04\ell}$ , род тока  $U_{05\ell}$ , полярность тока  $U_{06\ell}$ , и источник питания  $U_{07\ell}$ , как правило, заранее известны. Это существенно ограничивает область решений, внося большую определенность в признаки группы решений  $\Gamma_{j\ell}$ . Материал наплавленного слоя  $U_{01\ell}$  вышестоящими системами управления, как правило, не задается. Он назначается для данного определенного класса организационно-технологических ситуаций  $K_{i\ell}$  в функции заданных значений вектора выходных величин в конце наплавки: свойств наплавленного слоя  $Y_{k1\ell}^*$ ; свойств границы взаимодействия твердая частица-матрица  $Y_{k2\ell}^*$ ; геометрических размеров зоны наплавки  $Y_{k3\ell}^*$ . В функции последних вначале находятся заданные значения вектора выходных величин перед началом наплавки на свойства материала наплавленного слоя  $Y_{o1\ell}^*$ , а в функции  $Y_{o1\ell}^*$  – сам наплавленный материал  $U_{01\ell}$ .

Поскольку выбор материала наплавленного слоя  $U_{01\ell}$  одновременно зависит и от многих прочих управлений в системе, влияющих на траекторию изменения температуры каждой точки наплавленного слоя ЗТВ во времени, то требуемые свойства  $Y_{k1\ell}^*$ ,  $Y_{k2\ell}^*$ ,  $Y_{k3\ell}^*$ , близкие к соответствующим

значениям заданий, можно получить лишь при условии определения всех прочих управлений.

Предварительное назначение материала наплавленного слоя  $U_{o1l}$  в функции  $Y_{o1l}^*$ , который в свою очередь является функцией  $Y_{k1l}^* \div Y_{k3l}^*$ , зависит от того, какими свойствами обладает тот или иной материал и какие они претерпевают изменения в ходе наплавки.

Применение системы управления новыми технологиями упрочнения быстроизнашивающихся деталей металлургического оборудования, и обеспечение этих технологий инновационными решениями в области создания новых КМ и способов электрошлаковой наплавки, позволило повысить срок службы деталей и производительность металлургических агрегатов, что обеспечило получение экономического эффекта.

Условно-годовая экономия от применения ЭШП новыми КМ, повышающими срок службы деталей в 3-4 раза, составила на 1 млн. т проката:

- за счет сокращения расхода бил роторных дробилок агломерата, в результате повышения срока их службы в 3,5 раза, при действующем расходе примерно 6,4 руб./т агломерата;
- за счет повышения срока службы ЗУДП в 2,5 раза при действующем расходе 8,4 руб./т чугуна;
- за счет повышения срока службы валков прокатного стана в 2,5 раза, при действующем расходе валков 9,5 руб./т проката:

$$\begin{aligned} \text{Э}_{y.g} &= 1000000 \cdot [6,4 \cdot (1 - 1/3,5) + 8,4 \cdot (1 - 1/2,5) + 9,5 \cdot (1 - 1/2,5)] = \\ &= 15310000 \text{ руб./год.} \end{aligned}$$

УДК 339.187.62:622

ББК 65.9(2)305.4-07

Л.В. Ноздря

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## ЛИЗИНГ КАК ФОРМА ИНВЕСТИЦИОННОГО КРЕДИТОВАНИЯ ОБНОВЛЕНИЯ ГОРНОЙ ТЕХНИКИ

В статье отражены все основные аспекты состояния и развития лизинговой схемы в России: рассмотрено современное положение рынка лизинговых услуг. Подробно описано состояние основных фондов топливно-энергетической и, в частности, горнодобывающей, промышленности, что имеет первостепенное значение при принятии решения об обновлении средств производства и при выборе способов его осуществления.

В статье раскрыты все аспекты лизинга: его положительные и отрицательные стороны, а также проблемы, тормозящие развитие лизинга в России. Представлен практический материал по применению лизинга на примере крупных горнодобывающих предприятий г. Новокузнецка: ЗАО «УК «Южкузбассуголь» и ОАО «Шахта «Полосухинская».

Переход к рыночной экономике в России поставил перед промышленными предприятиями, в частности и горнодобывающими, ряд проблем, главными из которых являются: адаптация к условиям растущей конкуренции, сокращению рынка сбыта из-за высоких цен на продукцию и проблеме неплатежей, сложностям поиска поставщиков сырья, материалов и ограниченности финансовых ресурсов. При этом современные производства для обеспечения выживаемости предприятия должны обладать рядом особых качеств: большой гибкостью, способностью оперативно изменяться в соответствии с требованиями рынка.

Технология добычи и обогащения угля усложнилась настолько, что требуется ввод новых форм контроля, организации и разделения труда. Сложившееся планирование по принципу «от достигнутого» неприемлемо, поскольку необходимо резкое повышение конкурентоспособности продукции; изменяется структура себестоимости продукции.

Намеченная программа стабилизации российской экономики предусматривает создание социально ориентированной, эффективной экономики, обеспечивающей рынок высокотехнологичной, конкурентоспособной

продукцией. Для перестройки промышленности России необходимы инвестиции, которых в настоящее время остро не хватает.

Начиная с середины 90-х нарастал износ всех групп основных фондов в отраслях народного хозяйства. Отсутствовали условия и источники осуществления капитальных вложений в реальный сектор экономики. Наиболее всего эти тенденции проявляются на уровне предприятий в отраслях с высокой фондоемкостью производимой продукции и в отраслях, особенно остро сталкивающихся с проблемой платежей и расчетов, к которым и относятся предприятия горнодобывающей промышленности.

Горнодобывающие предприятия зачастую не располагают средствами, необходимыми для восстановления либо обновления основных фондов, что приводит к снижению показателей эффективности производства и конкурентоспособности продукции. Таким образом, идет опережающий рост издержек на содержание и эксплуатацию изношенного оборудования, возникают потери рабочего времени персонала из-за простоев в ремонтах (по оценкам, непроизводительные потери рабочего времени и простои за счет этих факторов достигают 30-40 % рабочего времени).

В статистическом ежегоднике приведены коэффициенты обновления основных фондов, показывающие удельный вес вновь введенных за год основных фондов в общем объеме этих фондов на конец года. На основании этих коэффициентов можно оценить ожидаемые сроки обновления основных фондов, то есть число лет для полного обновления фондов при условии, что коэффициенты обновления в течение всего срока останутся теми же, что и в данном году. Процесс обновления фондов является полноценным, когда выбытие фондов меньше или равно их вводу. В качестве эталонного при определении коэффициентов обновления основных фондов по отраслям промышленности взят 1970 г., когда ввод основных фондов обеспечивал их полное обновление в целом по промышленности менее чем за 10 лет, а по отдельным отраслям в интервале от 8,3 до 27 лет.

Исходя из приведенных в таблице данных можно сделать вывод о необходимости увеличить инвестиции в основные фонды, с тем, чтобы выйти на нормальные объемы возмещения выбытия. На следующем этапе развития будут обеспечены условия для динамичного обновления фондов.

Структура основных фондов должна быть такой, чтобы: увеличить занятость населения в размерах, обеспечивающих решение демографических проблем; повысить удельный вес обрабатывающей промышленности, наукоемких и высокотехнологичных производств.

Это предполагает решение трех взаимосвязанных задач: а) наращивания объемов основных фондов до необходимого уровня; б) выбора приоритетов инвестиций в восстановительном периоде таким образом, чтобы получить наибольшую отдачу от ограниченных средств и перестроить в процессе восстановления структуру основных фондов с учетом целевых установок на 2025 г.; в) создания и отработки в восстановительный период

дееспособной системы управления, планирования и финансирования инвестиций в инновации, обновления основных фондов.

Таблица – Коэффициенты обновления основных фондов по отраслям промышленности (в сопоставимых ценах) [1]

Отрасль	1970г.	1990г.	2000г.	2001г.
Вся промышленность	10,6	6,9	1,5	1,6
В том числе: электроэнергетика	8,3	4	0,8	0,9
топливная	10	8,1	2,4	3,5
из нее: нефтедобывающая	11,1	9	2,9	4,2
нефтеперерабатывающая	3,7	3	2,2	3,3
газовая	8,5	6,9	0,5	1,5
угольная	10,4	8,4	2,4	2,2
черная металлургия	9,5	7,5	0,8	1,4
цветная металлургия	12,7	5,3	2,4	2,8
химическая и нефтехимическая	12,1	4,1	0,8	0,8
машиностроение и металлообработка	12,7	6,6	0,7	0,9
Средний возраст оборудования в промышленности, лет	8,4	10,8	18,7	19,4

Для прекращения процесса деиндустриализации и начала периода восстановления основных фондов в 2005 г. объемы инвестиций в основной капитал необходимо увеличить по сравнению с 2001 г. по стратегиям отраслевых ведомств и корпораций в 2,2 раза, по нашей оценке – в 2,8 раза.

Поэтому наряду с традиционными формами инвестирования представляет интерес и ее особая форма – лизинг, который в силу присущих ему возможностей может стать импульсом технического перевооружения, создания необходимых мощностей промышленных предприятий и структурной перестройки экономики в целом.

На рынке лизинговых услуг уже функционирует более 800 лизинговых компаний, которые способны помочь выжить многим предприятиям, обеспечив техническое обновление их производства. В настоящее время лизинг является наиболее эффективной формой привлечения инвестиций в промышленные предприятия горного комплекса.

На рынке капиталов достаточно финансовых инструментов для привлечения необходимых средств на расширение производства и приобретение оборудования. Лизинговая схема является одним из широко применяемых вариантов приобретения оборудования.

По мере работы, перед горнодобывающими предприятиями встает вопрос о расширении производственных мощностей, а, в связи с отработкой запасов – о строительстве новых горнодобывающих предприятий.

Практика и статистика говорят о том, что рассчитывать на собственные силы и средства при расширении бизнеса не приходится. Именно поэтому необходимо привлекать сторонние ресурсы.

Лизинг – это один из способов привлечения финансирования. Об эффективности этого способа свидетельствует его широкое применение. Правильно выстроенные отношения с лизингодателем позволяют оперативно удовлетворять текущие и стратегические потребности горнодобывающего предприятия в обновлении или приобретении основных средств [2].

Кредит для приобретения оборудования менее выгоден по сравнению с использованием лизинговых схем. По средним расчетам лизинг примерно на 20–30 % экономнее.

При лизинговой схеме все финансовые вопросы решаются не с заводом, а с лизинговой компанией. Оборудование горнодобывающее предприятие выбирает само. Одним из немаловажных позитивных моментов является возможность корректировки списка необходимого оборудования. Главное – «уложиться» в уже определенный бюджет проекта.

Лизинговая компания, как правило, сотрудничает с банками, предоставляющими финансирование для реализации лизинговых сделок. Лизинговые компании часто создаются крупными поставщиками дорогостоящей техники и оборудования, а также самими банками. Технология лизинговой сделки, ее заключения, последующего сопровождения и разрешения возможных нестандартных ситуаций требует от лизингодателя знания той отрасли, того рынка, к которому относится его клиент. Лизинговые компании узкого профиля имеют ряд преимуществ: понимание лизингодателем специфики деятельности, узкоспециализированный лизингодатель может предложить ряд дополнительных услуг, связанных с регистрацией лизинга, его таможенным оформлением, введением его в эксплуатацию и т.д.

Лизинг – трехсторонняя сделка, в которой одна из сторон (лизингодатель) обязуется приобрести имущество у другой стороны (продавца) для передачи во владение и пользование на определенный срок третьей стороне (лизингополучателю) по просьбе последней взамен выплаты аванса и периодических платежей. По окончании срока платежей и при завершении всех выплат имущество переходит в собственность лизингополучателя [3].

Действующим законодательством РФ предусмотрена льгота для участников лизинговой сделки в виде возможности применять механизм ускоренной амортизации передаваемого или приобретаемого в лизинг имущества. Эта льгота имеет два положительных последствия: механизм ускоренной амортизации позволяет в 3 раза быстрее относить стоимость приобретаемого в лизинг имущества на расходы, уменьшающие базу начисле-

ния налога на прибыль, уменьшая тем самым величину данного налога; увеличенная в 3 раза скорость списания имущества позволяет существенно экономить на выплате налога на имущество.

В связи с этим можно говорить о том, что в условиях нехватки собственных финансовых ресурсов лизинг является одним из основных финансовых инструментов, позволяющих осуществлять крупномасштабные капитальные вложения в модернизацию горнодобывающего комплекса.

Стимулировать темпы роста лизинговых операций можно, лишь устранив целый ряд тормозящих факторов, содержащихся в российском законодательстве. Одной из главных проблем, с которыми сталкиваются сейчас лизинговые компании в России, является неотработанность процедур досудебного возвращения имущества в случае неплатежей.

До момента окончания срока лизинговой сделки объект лизинга по закону находится в собственности лизинговой компании. Однако нормативные акты не предусматривают возможности досудебного изъятия имущества у недобросовестного лизингополучателя. Вернуть свою собственность лизинговая компания может только в судебном порядке.

Судебное разбирательство может длиться 3-4 месяца и больше, кроме того, довольно сложно добиться реального возврата имущества. Лизинговой компании приходится ждать своего имущества до полугода, за это время объект лизинга нередко теряет свою ликвидность.

Еще одна сложность, которая тормозит развитие лизинга в России, это – проблемы с возвратом НДС. Для того чтобы сдать некий объект в лизинг, компания должна сначала его купить и заплатить НДС государству. Вернуть НДС из бюджета – большая проблема. Это приводит к нехватке свободных денежных средств и к приостановке других проектов компании.

Недостатком законодательства в области лизинга является также невозможность повторной сдачи объекта в лизинг. В случае расторжения договора по каким-либо причинам лизинговая компания не имеет право повторно сдать объект в лизинг. Налоговые органы признают сделку лизинговой, а значит, лизинговая компания получит все причитающиеся ей льготы (возможность включения лизинговых платежей в расходы, ускоренная амортизация объекта лизинга и уменьшение налога на имущество) лишь в том случае, если она покупает объект под заказ конкретного заказчика. В случае разрыва контракта ей остается либо снова его купить и тогда уже сдавать, либо кому-то продать.

Замедление темпов роста лизингового рынка (53 % – в 2001 г., 21 % – в 2002 г.) заставляет задуматься о его зависимости от роста бюджета РФ и размера средств на поддержку лизинга – по некоторым оценкам, сегодня до 30-35 % этих средств на лизинговом рынке имеют бюджетное происхождение. Таким образом, ныне существующая система регулирования деятельности лизинговых компаний и лизинговых операций не позволяет осуществлять повторный или частичный лизинг оборудования.

В настоящее время лизинговые компании Кемеровской области предоставляют горнодобывающим предприятиям г. Новокузнецка обширный перечень услуг с дифференцированными системами оплаты и на различных условиях.

Так, например, по договору лизинга, многими шахтами ОАО УК «Южкузбассуголь» были приобретены проходческие и добычные комбайны, крупные партии металлокрепей.

По лизинговой схеме ОАО «Шахта «Полосухинская» в 2001-2003 гг. было приобретено новое оборудование общей стоимостью более 13 млн. долл.:

- 2000г.: ленточные конвейеры 1Л-1200-02, ленточное полотно 1200EP 2500/4-6/2ШТС и комплект КМ-138 К-500Ю, КСЮ-271 – срок погашения 2003г;
- 2001г.: ленточный конвейер 1ЛЛТ 1200 и вентиляционная установка ВЦГ-15 – срок погашения 2005г.;
- 2003г.: секции крепи КМ-138, станция насосная СНЕ 180/32.00.000-143, вентиляционная установка ВЦ-15, ДР-1000Ю К-500Ю, ПС-271 – срок погашения 2005г.

Размер ежемесячных лизинговых платежей составляет в основном 3,3%, по некоторым видам оборудования 2,4 % и 19,5 %. Причем в данную сумму платежей уже включено вознаграждение лизинговой компании. По сравнению с кредитом, лизинг обошелся предприятию дешевле на 14 %.

Ввод в работу нового очистного забоя и замена в действующих лавах устаревших механизмов, оборудованием, полученным по лизингу, позволило увеличить объем добычи угля, как на каждом в отдельности добычном участке, так и в целом по шахте. После ввода в работу нового механизированного комплекса добыча угля за 7 месяцев 2000г. при плане 498,0 тыс.т. увеличилась до 546,0 тыс.т., что составляет + 48 тыс.т. к плану

Таким образом, процедура лизинга становится все наиболее популярной и наиболее часто используемой формой инвестирования средств в обновление горной техники.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Российский статистический ежегодник – М., 2002.
2. Конвенция УНИДРУА о Международном финансовом лизинге. Оттава 28.05.1988.
3. Федеральный закон «О финансовой аренде (лизинге)» № Д64-ФЗ от 29.10.1998г. в редакции от 29.01.2002г., с изменениями от 24.12.2002г.

Е.Г. Майсеенок, О.А. Надеева

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ УЧЕТА И АНАЛИЗА ПРОИЗВОДСТВА И РЕАЛИЗАЦИИ ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ (НА ОАО «НОВОКУЗНЕЦКИЙ ПОЛИГРАФКОМБИНАТ»)

В статье изложены мероприятия, направленные на улучшение и совершенствование деятельности ОАО «Новокузнецкий полиграфкомбинат».

Производство готовой продукции является конечным результатом производственного процесса, который служит одним из основных источников получения прибыли. Именно поэтому данному вопросу необходимо уделять особое внимание на любом предприятии. Процесс реализации товаров посредством оптовой и розничной торговли является завершающим этапом движения готовой продукции. Изготовление продукции с целью продажи – важный этап кругооборота средств организации, по завершении которого определяются результаты хозяйственной деятельности и эффективность производства.

Целью данной работы является применение практики бухгалтерского учета и анализа производства и реализации готовой продукции в ОАО «Новокузнецкий полиграфкомбинат».

Для реализации поставленной цели были решены следующие задачи:

- дана характеристика предприятия и проанализированы организация и ведение бухгалтерского учета выпуска и реализации готовой продукции;
- разработан ряд мероприятий по улучшению организации выпуска и реализации готовой продукции: при этом особое внимание уделялось мероприятиям, направленным на совершенствование производственной деятельности и повышение конкурентоспособности.

Совершенствование деятельности организации предполагает периодический анализ выпуска и реализации готовой продукции, опираясь на результаты которого, можно наметить и реализовать дальнейшие шаги в улучшении деятельности. В качестве первого мероприятия по совершенствованию деятельности организации предложен вариант организации анализа и контроля выпуска готовой продукции с учетом отраслевой специфики, типа производства, особенностей организации и технологии изготовления продукции. В основу данной схемы положена примерная последовательность проведения внутреннего аудита на предприятия. Для осу-

ществления данного мероприятия предприятию необходимо преобразовать плановый отдел в планово-экономический, перераспределив обязанности работников планового отдела и бухгалтерии в вопросах сравнения выпуска и реализации продукции за отчетные периоды с данными прошлых лет. Создание аналитической службы (планово-экономического отдела) внутри комбината обеспечит:

- а) доступность информации при проведении аналитических процедур;
- б) возможность осуществления полного контроля за деятельностью предприятия самим предприятием, что поможет в дальнейшем регулировать развитие предприятия в нужном направлении;
- в) посредством анализа информации принятие эффективных управленческих решений;
- г) обнаружение и исправление ошибок, неточностей, некоторых отступлений при внутреннем анализе, что существенно снизит риск выявления большего количества ошибок при проведении внешней аудиторской проверки.

Основные направления комплексной проверки выпуска и реализации готовой продукции представлены на рисунке 1.

В рамках данного мероприятия проведен анализ выпуска и реализации готовой продукции, который показал, что в 2003 году произошло увеличение общего объема производимой продукции на 69 %, объемов реализации на 32 % и изменения в структуре за счет увеличением выпуска газетной и бланочной продукции.

Вторым мероприятием, направленным на совершенствование деятельности предприятия является создание отдела менеджмента качества. Сегодня качество является основой конкурентоспособности товара на рынке. В Японии руководители ведущих фирм констатируют, что компания, которая не затрачивает усилия на управление качеством, не имеет права на существование. Необходимость организации данного мероприятия обусловлена тем, что в организационной структуре полиграфкомбината отсутствует отдел технического контроля.

Для организации работы отдела менеджмента качества помимо внешних нормативных документов (законодательные и нормативные акты РФ; стандарты отрасли; государственные стандарты РФ; межгосударственные, национальные, международные стандарты – базовый уровень) необходимо разработать такую документацию, как политика предприятия в области качества, миссия, видение. Организация управления качеством на ОАО «Новокузнецкий полиграфкомбинат» должна включать:

- подбор специалистов (специалиста);
- определение обязанностей должностных лиц;
- разработку методов обеспечения качества;
- стимулирование качества;
- обеспечение контроля качества.



Рисунок 1 – Последовательность анализа и контроля выпуска готовой продукции на ОАО «Новокузнецкий полиграфкомбинат»

Предлагаемая схема организации работы отдела менеджмента представлена на рисунке 2.



Рисунок 2 – Организация работы отдела менеджмента качества на предприятии

В качестве наиболее приемлемого варианта по контролю за качеством производимой продукции для ОАО «Новокузнецкого полиграфкомбината» возможно выделение отдельной структурной единицы – специалиста по качеству, в обязанности которого будет входить:

- методическая работа по вопросам качества;
- изучение передового отечественного и зарубежного опыта по разработке и внедрению систем управления качеством;
- контроль за деятельностью подразделений предприятия по обеспечению соответствия продукции, работ (услуг) современному уровню

развития науки и техники, требованиям потребителей на внутреннем рынке;

- представление установленной отчетности.

При разработке и реализации системы качества предприятие понесет затраты, которые могут составлять до 25-30% от объема продаж. В специальной литературе отмечается, что временные рамки осуществления перечисленных выше преобразований (принципы, реализация программы по повышению качества продукции и т.д.) составляют четыре-пять лет.

В качестве рекомендации по повышению эффективности деятельности (третье мероприятие) ОАО «Новокузнецкий полиграфкомбинат» предлагается организовать издательское дело. Примерная последовательность организации издательского дела представлена на рисунке 3. Необходимо отметить, что вторая стадия организации работы издательства включает все этапы, которые должно пройти издание, прежде чем оно попадет в руки покупателя.

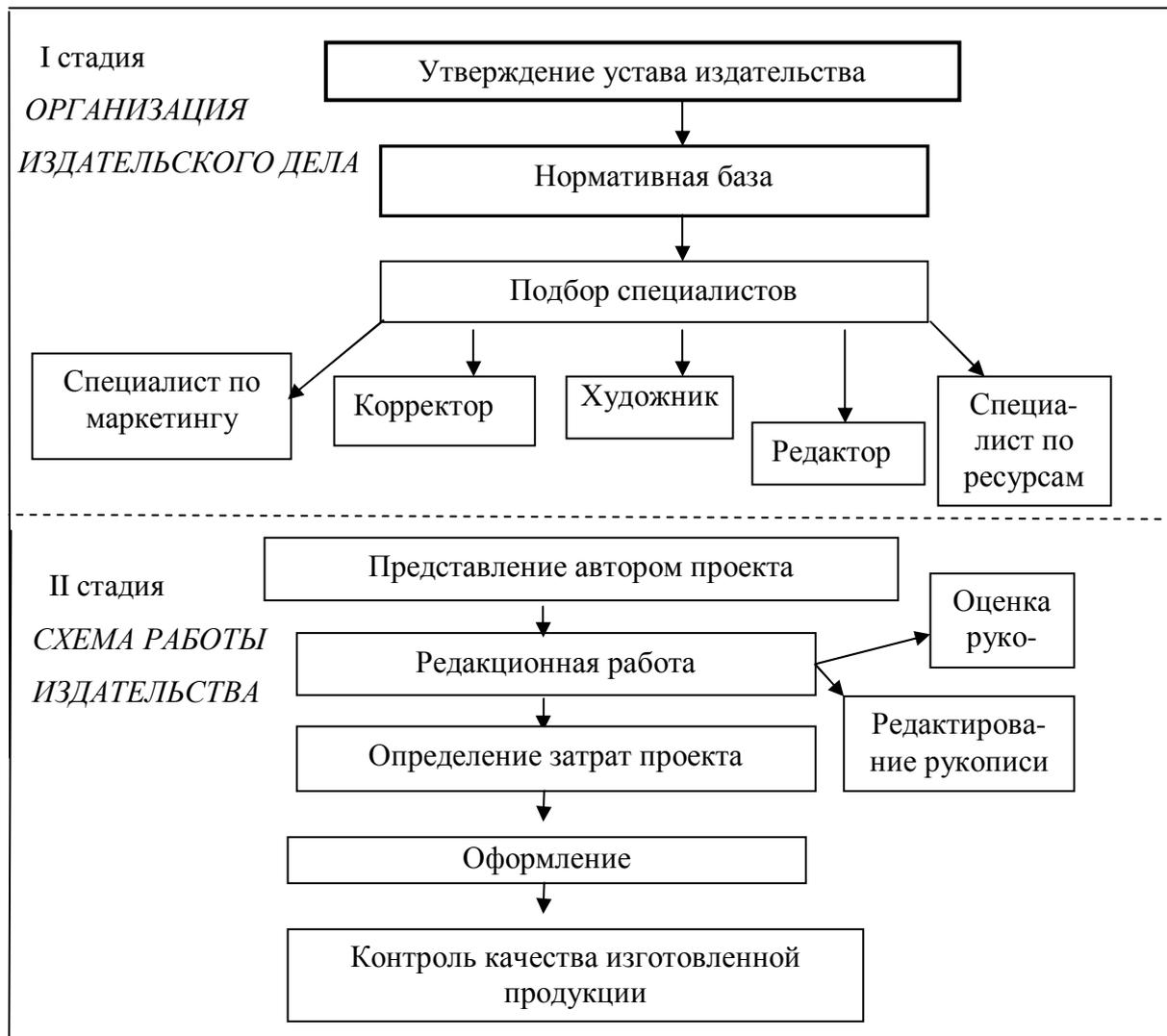


Рисунок 3 – Организация издательского дела на ОАО «Новокузнецкий полиграфкомбинат»

Для осуществления производственной деятельности издательству необходимо создать несколько отделов (или перераспределить функции между работниками экономического, планового и производственного отделов), которые будут заниматься:

а) планированием объема издаваемой продукции, в соответствии с емкостью рынка;

б) организацией маркетинговой деятельности;

в) расчетом и выбором варианта отпускной цены (функции отдела маркетинга);

г) расчетом себестоимости готовой продукции, структура которой представлена на рисунке 4. Следует отметить, что доля авторского гонорара в процентном отношении колеблется в зависимости от известности автора от 15 до 45%. Говоря о себестоимости продукции, хотелось бы предложить вариант применения позаказного метода учета, использование которого возможно лишь при осуществлении издательской деятельности;

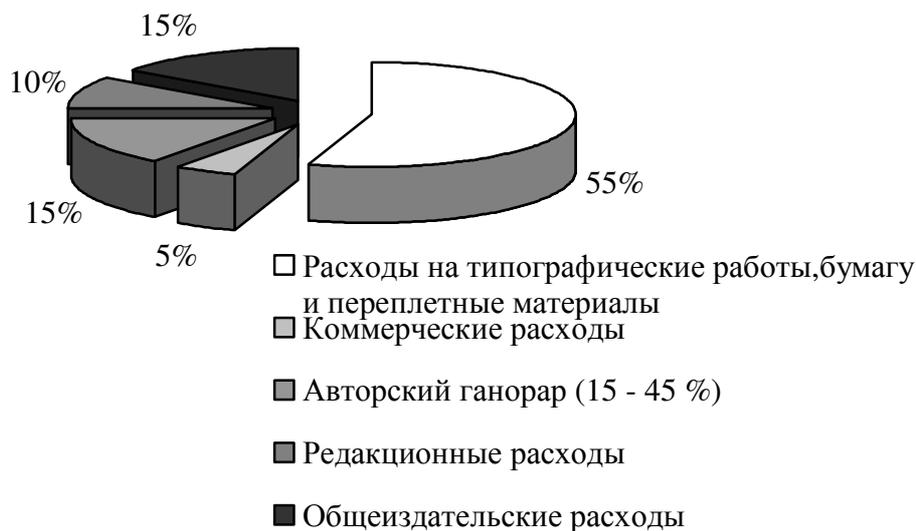


Рисунок 4 – Структура себестоимости готовой продукции

Актуальность планирования и реализации данных мероприятий объясняется необходимостью движения предприятия вперед, в соответствии с требованиями рынка, что невозможно без постоянного совершенствования как полиграфической техники, так и общей организации производства посредством проведения предложенных мероприятий.

УДК 628.51:661.71:625.142.2

Н.В. Журавлева, Т.А. Бобкова

ОАО «Западно-Сибирский испытательный центр», г. Новокузнецк

## ОРГАНИЧЕСКИЕ ЗАГРЯЗНИТЕЛИ ВОЗДУХА ПРОМЫШЛЕННЫХ ЗОН ПРИ РАБОТАХ С ПРОПИТАННЫМИ КРЕОЗОТОМ ШПАЛАМИ

Методы хроматомасс-спектрометрии и жидкостной хроматографии использованы для идентификации и количественного определения органических загрязнителей в воздухе промышленных зон при работах с пропитанными креозотом железнодорожными шпалами на ООО «Сталь КМК», где установлено наличие органических соединений, относящихся к классам углеводов и замещенных фенолов. Определено, что содержание в воздухе рабочих зон фенола ( $0,78 \text{ мг/м}^3$ ) превышает ПДК в 2,6 раза, 3-метилфенол содержится в количестве  $0,40 \text{ мг/м}^3$  ( $0,8 \text{ ПДК}$ ), 2-метоксифенол не обнаружен.

В соответствии с программой проведения аттестации рабочих мест по условиям труда на ООО «Сталь КМК» возникла необходимость в расширенных исследованиях воздуха промышленных зон при работах с пропитанными креозотом железнодорожными шпалами. Основным источником загрязнения воздуха при таких работах является применяемый антисептик для консервирования древесины, в качестве которого чаще всего используют креозот, представляющий собой сложную многокомпонентную смесь органических соединений. Каменноугольный креозот состоит в основном из фенолов, но может содержать значительные количества нафталина и антрацена и других полициклических ароматических углеводородов (ПАУ), вещества которые являются токсичными летучими органическими соединениями и поступают в воздух рабочей зоны. Отсутствие исходных данных об индивидуальном составе органических загрязнителей в атмосфере рабочей зоны при работе со шпалами требует проведения предварительных исследований с использованием идентифицирующих методов. В работе был использован метод хроматомасс-спектрометрии для идентификации органических загрязнителей в воздухе рабочей зоны. Количественное определение (ПАУ) в атмосфере выполнялось методом высокоэффективной жидкостной хроматографии (ВЭЖХ), фенолов – методом газовой хроматографии с масс-спектрометрическим детектированием (ГХ/МС). Комплексное использование высокочувствительных и селективных хроматографических методов ВЭЖХ и ГХ/МС для анализа воздуха

промышленных зон при работах с пропитанными креозотом железнодорожными шпалами выполнено впервые.

#### Экспериментальная часть

**Отбор проб воздуха.** Пробы воздуха отбирались на рабочих местах бригад ремонта железнодорожных путей ООО «Сталь КМК». Отбор проб производили двумя способами: на аэрозольные фильтры и в поглотительный раствор.

Для количественного определения фенолов в воздухе рабочего места отбор проб производился в поглотительный раствор. Воздух аспирировался 30 мин со скоростью 0,3 дм<sup>3</sup>/мин через поглотительный прибор, содержащий 10 мл 0,01 М раствора едкого натрия в воде. Поглотительный раствор (при рН=2-3) экстрагировался трижды 5 мл хлористого метилена, растворитель упаривался в токе азота до объёма 1 мл. Полученный раствор объёмом 1 мкл вводился в газовый хроматограф.

Отбор проб и обработку поглотительного раствора для идентификации органических соединений методом ГХ/МС проводился аналогично.

Для определения ПАУ аспирировалось 1,2 м<sup>3</sup> воздуха через фильтр АФА-ХА-20 со скоростью 20 дм<sup>3</sup>/мин, фильтрующий материал которого помещался в 20 мл гексана. Проба с фильтром помещалась в генератор ультразвуковых колебаний, и проводилась экстракция тремя порциями растворителя по 20 мл. Экстракты объединялись, растворитель упаривался в токе азота досуха. Остаток растворялся в 1 мл ацетонитрила, 20 мкл полученного экстракта вводилось в жидкостной хроматограф.

**Методы исследования.** Идентификация органических веществ проводилась методом хроматомасс-спектрометрии с использованием следующего оборудования: хроматомасс-спектрометр SATURN 2000 фирмы «Varian» (США), состоящий из хроматографа высокого разрешения STAR 3400 и масс-спектрометра SATURN 2000; колонки капиллярной кварцевой DB-5 ms длиной 30 м, диаметром 0,25 мм, толщиной слоя 0,25 мкм фирмы J&W Scientific (США) (фаза: 5 % дифенил – 95 % диметилполисилоксан).

Условия хроматографирования: температура испарителя 220 °С; температура колонки 40 °С (2 мин), нагрев до 270 °С со скоростью 10 °С/мин. Газ-носитель – гелий. Масс-спектры электронного удара органических соединений получали при энергии ионизирующих электронов 70 эВ и температуре ионизационной камеры 160 °С. Идентификация индивидуальных соединений осуществлялась при помощи библиотечного поиска по библиотеке масс-спектров NIST92 программного обеспечения и по временам удерживания стандартных веществ.

Измерения концентраций ПАУ, нормируемых в воздухе рабочей зоны (фенантрена, нафталина, пирена, бенз(а)пирена) выполнялись методом ВЭЖХ с регистрацией поглощения света с помощью фотодиодной матри-

цы и флуоресцентным детектированием после экстракции с фильтра гексаном и концентрирования упариванием.

ПАУ определялись с использованием оборудования: градиентный насос высокого давления серии 9012 с возможностью создания трехкомпонентного элюента; автосамплер 9300 («Varian», США); детектор на диодной матрице – POLYCHROM 9065; флуоресцентный детектор 9075; колонка хроматографическая 250x4,6 мм, упакованная сорбентом RES ELUT C18, 5 мкм, 90 А («Varian», США); предколонка 30x4,6 мм, упакованная сорбентом RES ELUT C18, 5 мкм, 90 А («Varian», США). Хроматографирование проводили в градиентном режиме: ацетонитрил – вода (от 70:30 до 100:0 за 10 мин, 100 % ацетонитрил – 15 мин). Расход растворителя – 1 см<sup>3</sup>/мин. Ввод пробы в колонку осуществлялся петлевым дозатором, с объемом петли – 20 мм<sup>2</sup>.

Параметры детектирования для детектора на диодной матрице (ДДМ): спектры снимались в интервале 190-367 нм (с шагом 4 нм); при количественном определении сигнал регистрируется при 254 нм. Параметры детектирования для флуоресцентного детектора: программирование по времени, ширина полосы возбуждения и излучения – 8 нм.

#### Результаты и их обсуждение

При исследовании проб воздуха рабочей зоны методом ГХ/МС в условиях, указанных выше, обнаружены следующие классы органических соединений (таблица 1).

Таблица 1 – Идентификация органических соединений в воздухе рабочей зоны при работе с пропитанными шпалами методом ГХ/МС

Классы соединений	Идентифицированные соединения
Метил-замещённые фенолы	2-метилфенол, 3-метилфенол, 4-метилфенол
Диметил-замещённые фенолы	2,6-диметилфенол, 3,4-диметилфенол, 2,4-диметилфенол
Замещённые нафталины	нафталин, 1-метилнафталин, 2-метилнафталин
Полициклические ароматические углеводороды	антрацен, аценафтен, бифенил, пирен, фенантрен, флуорен
Замещённые ароматические углеводороды	пропилбензол, бутилбензол, 1-этил-2-метилбензол, 1-этил-3-метилбензол, 1,3,5-триметилбензол, 1,2,3-триметилбензол, 1,2,4-триметилбензол, 1-метил-3-пропилбензол, 1-этил-3,5-диметилбензол, 1,4-диэтил-2-метилбензол, 1,3-диэтил-5-метилбензол
Алифатические углеводы	Алканы общей формулы C <sub>n</sub> H <sub>2n+2</sub> , n=9-17
Органические соединения других классов	хинолин, индол, дибензофуран, бензиловый спирт, дифениламин

Данные исследования позволяют идентифицировать индивидуальные органические соединения, присутствующие в воздухе рабочей зоны, относящиеся к следующим классам: метил-, диметилзамещенные фенолы, полициклические ароматические углеводороды, замещенные ароматические (этилтолуолы, триметилбензолы и др.) и алифатические углеводороды. Из обнаруженных в воздухе токсичных компонентов канцерогенными являются антрацен, нафталины. Из числа идентифицированных компонентов к первому классу опасности относится пирен [1, 2], ко второму классу опасности относятся фенол, фенантрен, хинолин, к третьему классу опасности – аценафтен, 2,6-диметилфенол, замещенные ароматические углеводороды. Для количественного определения данных соединений необходимо проводить дополнительные исследования.

Содержание ПАУ в пробе воздуха рабочей зоны приведено в таблице 2. Пределы определения веществ указаны при условии отбора проб воздуха 1 м<sup>3</sup>.

Таблица 2 – Содержание полициклических ароматических углеводородов в воздухе рабочей зоны при работах с обработанными шпалами

Наименование пробы	Наименование соединения	Результаты испытания, мкг/м <sup>3</sup>	ПДК, мкг/м <sup>3</sup>
Рабочее место ремонтников пути	Нафталин	0,190	20000,0
	Фенантрен	0,044	800,0
	Пирен	0,010	30,0
	Бенз[а]пирен	< 0,001	0,150

Найденные концентрации нафталина, фенантрена и пирена не превышают значения ПДК для воздуха рабочей зоны, бенз(а)пирен не обнаружен.

Количественное содержание фенолов в воздухе рабочей зоны, определенное методом ГХ/МС, приведено в таблице 3.

Таблица 3 – Содержание фенолов в воздухе рабочей зоны при работах с обработанными шпалами

Наименование пробы	Наименование соединения	Результаты испытания, мг/м <sup>3</sup>	ПДК, мг/м <sup>3</sup>
Рабочее место ремонтников пути	Фенол	0,78	0,3
	3-Метилфенол (м-крезол)	0,40	0,5
	2-Метоксифенол (гваякол)	< 0,10	5,0 (ОБУВ)

Содержание в воздухе рабочей зоны фенола превышает ПДК в 2,6 раза, 3-метилфенол содержится в количестве 0,8 ПДК, 2-метоксифенол (гваякол) не обнаружен. Для остальных фенолов, приведенных в таблице, количественное содержание не определено из-за отсутствия стандартных веществ. Анализ хроматограмм по полному ионному току показывает, что интенсивность пиков прочих фенолов сравнима с интенсивностью пиков фенола и м-крезола.

Полученные результаты могут служить основанием для служб санитарно-эпидемиологического контроля и лабораторий промышленной санитарии предприятий при разработке программ контроля индивидуальных органических соединений в воздухе рабочей зоны при производстве работ с пропитанными креозотом деревянными шпалами, а также при оценке токсичности отработанных шпал.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. ГН 2.2.5.1313-03. Предельно-допустимые концентрации (ПДК) вредных веществ в воздухе рабочей зоны. – М.: 2003. – 256 с.
2. ГН 2.2.5.1314-03. Ориентировочные безопасные уровни воздействия (ОБУВ) вредных веществ в воздухе рабочей зоны. – М.: 2003. – 54 с.

## **ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ**

УДК 378.048.45

А.В. Феоктистов, Т.В. Мусатова

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## МОНИТОРИНГ СИСТЕМЫ МЕНЕДЖМЕНТА КАЧЕСТВА В ВУЗЕ

В условиях формирования систем менеджмента качества в высших учебных заведениях актуальной становится проблема оценки качества образования, решение которой базируется на проведении системного мониторинга. В статье приведены основные положения по мониторингу системы менеджмента качества в вузе.

Сфера образования – сложный многоуровневый и многофакторный объект. Круг вопросов и задач, возникающий с такой сферой деятельности человечества, как накопление и передача опыта, знаний, умений и навыков (общих и профессиональных), достаточно обширен. К ним можно отнести доступность образования, баланс фундаментальных и прикладных знаний, соотношение теоретической и практической составляющих, проблемы лицензирования, аттестации и аккредитации. Образование как институт государственного устройства должен рассматриваться с точки зрения наиболее важного фактора развития. Качественное образование – основа социального развития и устойчивого роста всей страны. Без подъема системы образования многоплановое развитие России не представляется возможным. Механизмы социально-экономического развития, включают в себя всеобщее управление качеством жизни с обязательной реализацией программы по проведению системных мониторингов, охватывающих качество, природной среды обитания, качество здоровья и механизмов его обеспечения, качество образования, качество товаров и услуг, качество технологий, качество транспортной, энергетической, коммуникационной инфраструктур. Именно высшее образование способствует проведению модернизации технологических и социальных основ через удовлетворение потребности государства в интеллектуальном, культурном, профессиональном, физическом и нравственном развитии. Проблема качества интеллектуальных ресурсов, и, прежде всего, качества подготовки профессионалов – специалистов с высшим образованием, способных решать самые сложные проблема прогресса во всех сферах науки, техники, технологии и общественной практики, выдвинулась в число первоочередных национальных проблем во всех государствах.

Внутренние и внешние проблемы российского общества на современном этапе, назревшая необходимость вхождения российского образования в мировое образовательное пространство определили основные направления развития образования, которые заключаются в формировании систем менеджмента качества в высших учебных заведениях. В настоящее время наличие сертифицированной системы менеджмента качества является обязательным требованием при прохождении вузом комплексной оценки своей деятельности. Соблюдение этого требования позволяет ему оставаться конкурентоспособным и сохранять главенствующие позиции в современных рыночных условиях. Центральным звеном системы управления качеством в образовательном учреждении является проектирование самого образовательного процесса. В каждом вузе данный процесс достаточно индивидуален из-за специфики подходов и направлений научно-методической работы, квалификации профессорско-преподавательского состава, наличия научных школ вуза, связью с предприятиями и научными учреждениями, организацией и обеспечением самостоятельной работы студентов. Эффективность проектирования во многом зависит от обеспеченности ресурсами, в том числе кадровыми, финансовыми, информационными и материальными. С целью рационального использования ресурсов должен осуществляться запланированный и периодически осуществляемый контроль процесса предоставления образовательной услуги, предусматривающий, с одной стороны, контроль обучающихся, с другой – контроль самой системы обеспечения качества подготовки специалистов, посредством проведения мониторинга, основанного на получении объективных данных всех направлений работы вуза [1].

В самом широком смысле под мониторингом понимают процесс, включающий в себя сбор, обработку и интерпретацию, хранение и распространение информации об изучаемом объекте с целью немедленного вмешательства [2]. Практика высшей школы определила следующие направления в области образовательного мониторинга:

- смешанный мониторинг как процесс непрерывного научно-обоснованного слежения за состоянием высшего образования с целью оптимального выбора приоритетных направлений развития и выработки механизмов их реализации;
- мониторинг как самостоятельная функция управления, в рамках которой проводится выявление и оценивание проведенных управленческих действий, при этом обеспечивается обратная связь, осведомляющая о соответствии фактических результатов деятельности образовательной системы ее конечным целям;
- мониторинг качества высшего образования как комплексная система наблюдений состояния и измерений, оценки и прогноза по отношению к качеству высшего образования [3].

Мониторингом качества подготовки специалистов в Сибирском государственном индустриальном университете занимается учебно-методическое управление, в рамках которого функционируют отдел менеджмента качества образовательной деятельности и аналитический сектор. В задачи данных структурных подразделений входит: сбор информации, статистическая обработка, определение корреляции с различными нововведениями и образовательными экспериментами, анализ данных по качеству подготовки, например, выхода на сессию, итогов сессии, государственного экзамена, отчетов председателей ГАК и др. Мониторинг качества образовательного процесса ведется непрерывно: на уровне деканатов систематически собирается и анализируется информация о надлежащем выполнении графика учебного процесса. В конечном итоге, проблема оценки качества образования обучаемых сводится к проблеме создания системы средств и технологий испытаний и оценки, а также их системного мониторинга позволяющего получать количественные данные.

В связи с этим, в учреждениях высшего профессионального образования может использоваться модель квалиметрической оценки качества образования, предусматривающая определение рейтинга [4], представляющего собой трехуровневую систему:

1) Рейтинг студентов – система оценки, базирующаяся на интеграции результатов всех видов учебной деятельности студентов в вузе;

2) Рейтинг профессорско-преподавательского состава – система оценки по принятым показателям, базирующаяся на признании трудовым коллективом и администрацией вуза конечных результатов деятельности конкретного преподавателя и состоящая из трех частей:

- общественное признание (за все время работы);
- творческая активность (за последние пять лет);
- педагогическое мастерство (за последний год).

Следует отметить, что для обеспечения сравнимости результатов предусмотрено три квалификационные категории преподавателей: профессора; доценты; старшие преподаватели и ассистенты.

3) Рейтинг кафедр и факультетов – система оценки результатов деятельности кафедр и факультетов по показателям, охватывающим три основных направления: кадровый состав, учебно-методическая и научно-исследовательская работа.

В рассматриваемой модели оценку качества образования дает сам вуз (в лице отдельных его представителей). Такой способ в теории и практике менеджмента качества называется «подтверждением соответствия первой стороной». Он имеет смысл только в качестве промежуточной оценки, необходимой для осуществления обратной связи и коррекции в проведении образовательного процесса. Потребитель больше доверяет результатам проверки соответствия, проводимой им самим или его представителями (вторая сторона) или независимыми органами (третья сторона).

Данная модель оценки качества образования подтверждает возможность фактического использования современной философии и методологии управления качеством применительно к процессу предоставления образовательных услуг. Решение задачи повышения качества образования обоснованно связано с необходимостью создания комплексных систем управлением качеством образовательных услуг. Вместе с тем следует отметить, что построение подобных систем с опорой только на оценку результатов процесса образования с точки зрения современных взглядов на менеджмент качества является в определенной степени односторонним. Эффективного управления качеством можно добиться только через всестороннее управление предоставления образовательной услуги.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Качалов В.А. Проблемы управления качеством в вузах. Часть 1 / В.А. Качалов // Качество образования. – 2000. – № 5. – С. 82-85.
2. Ишкова Л.В. Теория и практика педагогической оценки в образовании старшеклассников и взрослых / Л.В. Ишкова. – С.-Пб.: 2000. – 188 с.
3. Селезнева Н.А. Качество высшего образования как объект системного исследования / Н.А. Селезнева // Лекция-доклад. Изд. 3-е. – М.: Исследовательский центр проблем качества подготовки специалистов, 2003. – 95 с.
4. Кулагин Н.М. Многоуровневая рейтинговая система университета / Н.М. Кулагин, Г.В. Галевский, А.В. Феокистов // Совершенствование систем управления качеством подготовки специалистов: Материалы Всерос. науч.-метод. конф. – Красноярск: КГТУ, 2004. – С. 153-156.

## К СВЕДЕНИЮ АВТОРОВ

Сборник научных трудов «Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии» подготавливается к печати Сибирским государственным индустриальным университетом совместно с отделением металлургии горно-металлургической секции РАЕН.

В сборник могут быть представлены работы по направлениям:

- металлургия черных и цветных металлов и сплавов;
- порошковая металлургия, композиционные материалы и покрытия;
- физика металлов и металловедение;
- экономика и управление на предприятиях;
- проблемы высшего образования.

Рукописи статей, оформленные в соответствии с нижеизложенными требованиями, направляются в Сибирский государственный индустриальный университет.

К рукописи прилагаются:

- разрешение ректора или проректора вуза на опубликование результатов работ;
- рекомендация соответствующей кафедры высшего учебного заведения или научного семинара академических институтов или отраслевых НИИ;
- рецензия, подготовленная специалистом, имеющим ученую степень, заверенная по месту работы рецензента,
- акт экспертизы, подтверждающей возможность опубликования работы в открытой печати;
- сведения об авторах (Ф.И.О. полностью, уч. степень, звание, вуз, служебный и домашний адрес, телефон).

Рукописи направляются в редакцию в одном экземпляре. Текст рукописи должен быть отпечатан на одной стороне стандартного листа белой бумаги формата А4 с полями 25 мм с каждой стороны. Объем статьи (включая аннотацию, иллюстрации, таблицы, библиографический список) не должен превышать 6-8 страниц машинописного текста, напечатанного через 1,5 интервала (40-42 строки на странице). Последнюю страницу рекомендуется занимать полностью.

Текст аннотации на русском языке объемом порядка 1/4 страницы печатается через 1 интервал и помещается после заглавия статьи. Текст аннотации должен содержать только краткое описание публикуемого материала.

Иллюстрации представляются в одном экземпляре; они должны быть выполнены тушью на белой бумаге или кальке и скомпонованы на одном или двух стандартных листах формата А4 (с полным их заполнением). Размер иллюстрации (иллюстраций) вместе с наименованием, пояс-

няющей надписью и номером не должен превышать 250x170 мм. Страницы, занятые иллюстрациями, включают в общую нумерацию страниц.

Цифровой материал оформляется в виде таблиц, имеющих заголовки и размещаемых в тексте по мере упоминания. Не рекомендуется делить заголовки таблиц по диагонали и включать графу «№ п/п».

Перечень литературных источников должен быть минимальным. Список литературы оформляется в соответствии с ГОСТ 7.1-84: а) для книг – фамилии и инициалы авторов, полное название книги, номер тома, место издания, издательство и год издания, общее количество страниц; б) для журнальных статей – фамилии и инициалы авторов, название статьи, полное название журнала, год издания, номер тома, номер выпуска, страницы, занятые статьей; в) для статей из сборника – фамилии и инициалы авторов, название статьи, название сборника, место издания, издательство, год издания, номер или выпуск, страницы, занятые статьей.

Ссылки на неопубликованные работы не допускаются. Иностранные фамилии и термины следует давать в тексте в русской транскрипции, библиографическом списке фамилии авторов, название книг и журналов приводятся в оригинальной транскрипции.

В начале статьи указывается индекс УДК (ББК). Название организации приводится полностью и размещается после фамилии авторов.

Первая страница рукописи подписывается внизу всеми авторами статьи. Число авторов не должно превышать пяти; количество публикаций одного автора – не более двух в одном выпуске.

Для создания современного облика настоящего сборника, улучшения качества печати предусмотрен компьютерный набор. Поэтому, наряду с вышеуказанными документами и отпечатанными на бумаге статьями, в адрес редколлегии необходимо выслать дискету с текстом статьи, включая таблицы и подрисовочные подписи. Набор текстового файла осуществляется в редакторе *Microsoft Word for Windows (ver. 6.0, 7.0. 97, 2000)*.

Графические объекты представляются в файлах (любого графического формата). При отсутствии такой возможности высылаются рисунки, выполненные тушью на бумаге, фотографии – в оригинале.

Срок представления материалов для следующего выпуска «Вестника горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии» – до 1 ноября 2005 г. Статьи направлять главному редактору по адресу: ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», 654007, г. Новокузнецк, Кемеровской обл. ул. Кирова, 42.

**Вестник горно-металлургической секции РАЕН.**

**Отделение металлургии**

*Сборник научных трудов*

Ответственный редактор Галевский Геннадий Владиславович

Компьютерный набор Темлянцева Е.Н.

Изд.лиц. № 01439 от 05.04.2000 г. Подписано в печать 22.09.2004

Формат бумаги 60x84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.

Усл.печ.л. 12,52 Уч.-изд.л. 13,30 Тираж 300 экз. Заказ 642

Сибирский государственный индустриальный университет

654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.

Издательство СибГИУ