

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное  
образовательное учреждение  
высшего образования  
«Сибирский государственный индустриальный университет»  
Российская академия естественных наук

*90-летию Сибирского государственного  
индустриального университета посвящается*

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

Отделение металлургии

*Сборник научных трудов*

*Издается с 1994 г. ежегодно*

Выпуск 43

Москва  
Новокузнецк  
2020

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. 43 / Редкол.: Е.В. Протопопов (главн. ред.), М.В. Темлянцев (зам. главн. ред.), Г.В. Галевский (зам. главн. ред.) [и др.]: Сибирский государственный индустриальный университет. – Новокузнецк, 2020. – 272 с., ил.

Издание сборника статей, подготовленных авторскими коллективами, возглавляемыми действительными членами и членами-корреспондентами РАЕН, других профессиональных академий, профессорами вузов России. Представлены работы по различным направлениям исследований в области металлургии черных и цветных металлов и сплавов, порошковой металлургии и композиционных материалов, физики металлов и металловедения, экономики и управления на предприятиях.

Сборник реферируется в РЖ Металлургия.

Электронная версия сборника представлена на сайте <http://www.sibsiu.ru> в разделе «Научные издания»

Ил. 89, табл. 61, библиогр. назв. 276.

*Редакционная коллегия:* Аренс В.Ж., д.т.н., проф., д.ч. РАЕН, вице-президент РАЕН, г. Москва; Райков Ю.Н., д.т.н., д.ч. РАЕН, председатель горно-металлургической секции РАЕН, ОАО «Институт Цветметобработка», г. Москва; Протопопов Е.В., д.т.н., проф., д.ч. РАЕН (главный редактор), СибГИУ, г. Новокузнецк; Темлянцев М.В., д.т.н., проф., д.ч. РАЕН (зам. главного редактора), СибГИУ, г. Новокузнецк; Галевский Г.В., д.т.н., проф., д.ч. РАЕН (зам. главного редактора), СибГИУ, г. Новокузнецк; Буторина И.В., д.т.н., проф., СПбГПУ, г. Санкт-Петербург; Волокитин Г.Г., д.т.н., проф., д.ч. МАНЭБ, ТГАСУ, г. Томск; Медведев А.С., д.т.н., проф., д.ч. МАН ВШ, НИТУ «МИСиС», г. Москва; Максимов А.А., д.т.н., проф., г. Новокузнецк; Немчинова Н.В., д.т.н., проф., ИрНИТУ, г. Иркутск; Руднева В.В., д.т.н., проф. (отв. секретарь), СибГИУ, г. Новокузнецк; Спиринов Н.А., д.т.н., проф., д.ч. АИН, УрФУ, г. Екатеринбург; Черепанов А.Н., д.ф.-м.н., проф., член РНК ТММ, ИТПМ СО РАН, г. Новосибирск; Юрьев А.Б., д.т.н., проф., СибГИУ, г. Новокузнецк.

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

ББК 34.3я4

© Сибирский государственный индустриальный университет, 2020

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ И РУКОВОДИТЕЛЯХ  
АВТОРСКИХ КОЛЛЕКТИВОВ

Бабенко А.А.	д-р техн. наук, проф., Институт металлургии Уральского отделения РАН, г. Екатеринбург
Галевский Г.В.	д-р техн. наук, проф., д.ч. РАЕН, СибГИУ, г. Новокузнецк
Козырев Н.А.	д-р техн. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк
Немчинова Н.В.	д-р техн. наук, проф., ИрНИТУ, г. Иркутск
Нохрина О.И.	д-р техн. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк
Оршанская Е.Г.	д-р пед. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк
Рожихина И.Д.	д-р техн. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк
Руднева В.В.	д-р техн. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк
Темлянцев М.В.	д-р техн. наук, проф., д.ч. РАЕН, СибГИУ, г. Новокузнецк

## Содержание

ПРЕДИСЛОВИЕ .....	7
МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ .....	8
<i>М.В. Темлянцев, Г.В. Галевский, В.В. Руднева</i> Современная металлургия: технологии, доминирующие тенденции, прогнозы .....	9
<i>Г.В. Галевский, О.А. Полях, В.В. Руднева, А.Е. Аникин</i> Молибден в современной металлургии: состояние производства и металлопродукция .....	20
<i>Г.В. Галевский, О.А. Полях, В.В. Руднева, А.Е. Аникин</i> Молибден в современной металлургии: минерально-сырьевая база и производство молибденовых концентратов .....	32
<i>И.Д. Рожихина, О.И. Нохрина, К.С. Ёлкин, М.А. Голодова</i> Современное состояние мирового и отечественного производства ферросплавов.....	47
<i>А.Е. Аникин, Г.В. Галевский, В.В. Руднева</i> Металлизация оксиджелезосодержащих отходов с использованием различных углеродистых восстановителей .....	63
<i>И.Д. Рожихина, О.И. Нохрина, И.Е. Ходосов, К.С. Ёлкин</i> Изучение состава и характеристик шлаков рафинирования кремния .....	77
<i>К.С. Ёлкин, И.Д. Рожихина, О.И. Нохрина, А.В. Сивцов, И.М. Кашлев, А.И.     Карлина, Д.К. Ёлкин</i> Анализ показателей производства кремния и ферросилиция с учетом генетических особенностей кварцитов .....	85
<i>А.А. Александров, В.Я. Дашевский</i> Термодинамический анализ растворения кислорода в никель- кобальтовых расплавах .....	95
<i>Д.А. Есенгалиев, А.З. Исагулов, С.О. Байсанов, А.С. Байсанов, О.В. Заякин</i> Термодинамика углеродо- и металлотермического восстановления марганца.....	102
<i>А.А. Бабенко, Р.Р. Шартдинов, А.Г. Уполовникова, А.Н. Сметанников,     В.С. Гуляков</i> Исследование свойств высокоосновных борсодержащих шлаков.....	108
<i>К.С. Ёлкин, И.М. Кашлев, А.И. Карлина</i> Рафинирование кремния и кремнистых ферросплавов от примесей....	113
<i>А.З. Исагулов, Д.Р. Аубакиров</i> Причины образования и предупреждение литейных дефектов в мелющих шарах .....	120



<i>Д.А. Лубяной, Р.О. Мамедов, С.В. Князев</i> Ресурсо- и энергосбережение в технологии получения стальных отливок с термовременной обработкой .....	126
<i>Т.В. Ковалева, Е.Н. Еремин</i> Повышение эксплуатационных характеристик оболочковой формы..	133
<i>А.В. Кожевников, А.С. Смирнов, Ю.В. Платонов</i> Исследование возникновения вибраций при холодной прокатке полосы.....	138
<i>Е.А. Пинаев, М.В. Темлянец, Е.Н. Темлянцева, Н.И. Кувшинникова</i> Исследование химического и фазового состава продуктов коррозии чугунных секций газосборного колокола алюминиевых электролизеров ЭкоСодерберг.....	144
<i>Н.В. Немчинова, А.А. Яковлева, А.А. Тютрин, О.П. Гудкова</i> Опробование песков прибайкалья в качестве барьерных материалов для алюминиевого электролизера.....	152
<b>ПОРОШКОВАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ И КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ.....</b>	<b>158</b>
<i>Г.В. Галевский, В.В. Руднева, А.Е. Аникин, Т.И. Алексеева</i> Исследование механизма образования карбида циркония в условиях плазменного потока азота .....	159
<i>Д.К. Ёлкин, К.С. Ёлкин, А.В. Сивцов</i> Научные и технологические основы получения «активного» карбида кремния .....	171
<b>ФИЗИКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ .....</b>	<b>175</b>
<i>А.М. Анасов</i> Явление формирования металлической связи между атомами соприкасающихся свободных поверхностей трещиноподобных дефектов при воздействии излучения оптического квантового генератора .....	176
<i>А. Х. Хакимов, Т.М. Умарова, И. Н. Ганиев, Н.Р. Эсанов</i> Анодное поведение алюминиевого-железowego сплава АЖ 2,18 с иттрием, гадолинием и эрбием, в среде электролита 0,3 %-ного NaCl .....	180
<i>Р.А. Шевченко, Н.А. Козырев, К.А. Бутакова, А.Н. Гостевская, А.А. Усольцев</i> Изучение микроструктуры сварных соединений рельсов из стали марки Э76ХФ.....	187
<i>Р.А. Шевченко, Н.А. Козырев, А.Н. Гостевская, К.А. Бутакова, А.А. Усольцев</i> Влияние режимов контактной стыковой сварки на неметаллические включения в металле рельсовой стали Э76ХФ .....	195

## ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И ЭКОЛОГИЯ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ... 201

*Л.Н. Шевелев*

Повышение энергоэффективности и экологической безопасности доменного и сталеплавильного производств ..... 202

*С.Г. Галевский*

Субъектно-ориентированный подход в оценке доходности металлургических компаний ..... 208

*С.Г. Галевский*

Оценка эффективности металлургических инвестиционных проектов на основе корректного учета рисков ..... 216

*Е.Л. Медиокритский*

Утилизация твердых бытовых отходов в польше: подходы и опыт решения вопросов ..... 226

## ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ ..... 234

*М.В. Темлянцев, Г.В. Галевский*

Подготовка кадров для современной металлургии: задачи. Инновации. Перспективы. (итоги тематической деловой встречи) ..... 235

*Е.Г. Оршанская*

Применение дистанционных технологий в процессе изучения иностранных языков в вузе ..... 239

*Р.И. Ким, Я.Ю. Хомичев, О.А. Угольникова*

Оценка физической подготовленности обучающихся как показатель эффективности физического воспитания в вузе ..... 245

*О.А. Угольникова, Р.И. Ким, Е.Е. Григораиш*

Сопоставительные нормативы для оценки физической и функциональной подготовленности женщин-борцов ..... 249

## ОТКЛИКИ, РЕЦЕНЗИИ И БИОГРАФИИ ..... 255

*Г.В. Галевский, В.В. Руднева, Д.Н. Воробьева*

Синтез алмазов: развитие теории и технологические прогнозы профессора О.И. Лейпунского (к 110-летию со дня рождения и 80-летию его великого открытия) ..... 256

*Г.В. Галевский, В.В. Руднева, Д.Н. Воробьева*

Профессор Т. Холл – ученый, технолог, конструктор (к 100-летию со дня рождения) ..... 263

## К СВЕДЕНИЮ АВТОРОВ ..... 270

## ПРЕДИСЛОВИЕ

43-й выпуск сборника научных трудов «Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии» посвящается 90-летию Сибирского государственного индустриального университета – первого вуза Кузбасса. За 90 лет своего существования вуз из узкоспециализированного металлургического института трансформировался в политехнический – индустриальный университет, а его кампус, берущий свое начало в 30-е годы от единственного здания, находящегося на улице Рудокопровой, вырос до 28 объектов инфраструктуры, расположенных на территории общей площадью более 17 Га. В настоящее время университет представляет собой современный учебно-научный комплекс, расположенный в центре Новокузнецка, в соответствии с лицензией университет может реализовывать 108 направлений подготовки по 25 УГСН. Сегодня СибГИУ включает 10 институтов (в том числе 7 выпускающих). В структуре университета 34 учебно-научные лаборатории, 11 научно-образовательных центров, 2 научных центра, 4 научно-методических центра, 4 центра инновационного консалтинга, Центр сертификации, проектно-внедренческий центр инновационных технологий, Центр коллективного пользования «Материаловедение», Центр коллективного пользования «Прототипирование и аддитивные технологии», Студенческий бизнес-инкубатор и Экспериментальная лаборатория автоматизированных энергогенерирующих технологий и опытно-экспериментальное производство. В университете функционируют 3 диссертационных совета по 9 научным специальностям. Реализация фундаментальных и прикладных исследований осуществляется в 14 научных школах. За время своего существования вуз подготовил более 95000 специалистов, из них около 30000 – это выпускники металлургических специальностей. В 2019 году университет вошел в состав Научно-образовательного центра мирового уровня «Кузбасс», созданного на основе Постановления Правительства Российской Федерации от 30 апреля 2019 г. № 537 «О мерах государственной поддержки научно-образовательных центров мирового уровня на основе интеграции образовательных организаций высшего образования и научных организаций и их кооперации с организациями, действующими в реальном секторе экономики».

Редакционная коллегия поздравляет трудовой коллектив Сибирского государственного индустриального университета со славным юбилеем, благодарит авторов за предоставленные материалы и приглашает принять участие в очередном 44-м выпуске сборника научных трудов.

**МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ  
И СПЛАВОВ**

УДК 669(06)

М.В. Темлянецв, Г.В. Галевский, В.В. Руднева

ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия

## СОВРЕМЕННАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ: ТЕХНОЛОГИИ, ДОМИНИРУЮЩИЕ ТЕНДЕНЦИИ, ПРОГНОЗЫ

Приведен обзор докладов, представленных на XXI Международной научно-практической конференции «Металлургия: технологии, инновации, качество» (23 – 24 октября 2019 г., СибГИУ, Россия, г. Новокузнецк).

An overview of the reports presented at the XXI International Scientific and Practical Conference «Metallurgy: Technology, Innovation, Industry» (October 23 - 24, 2019, SibSIU, Russia, Novokuznetsk) is given.

23-24 октября 2019 г. на площадке СибГИУ (г. Новокузнецк) состоялась XXI Международная научно-практическая конференция «Металлургия: технологии, инновации, качество», посвященная 90-летию СМИ – СибГГМА – СибГИУ. Работа конференции была организована в рамках пленарного заседания и заседаний следующих секций: фундаментальные исследования, теория, моделирование и технологии металлургических процессов; теория и технология обработки металлических материалов: литейное производство, обработка давлением, термическая обработка; теория и технология процессов сварки, порошковой металлургии и получения композиционных материалов и покрытий; тепло- и массоперенос в металлургических процессах и агрегатах; ресурсо- и энергосбережение, экология и утилизация отходов.

В работе конференции приняли участие ученые – металлурги и ведущие специалисты промышленных предприятий России, Китая, Японии, Великобритании, Германии, Бразилии, Австрии, Израиля, Польши, Казахстана, Кыргызстана, Таджикистана, Узбекистана, Украины, Беларуси, Латвии, представляющие 80 образовательных и научных организаций, промышленных предприятий из 40 городов России и зарубежья, направивших в адрес Организационного комитета 160 докладов.

Конференцию открыл д-р техн. наук, ректор СибГИУ Е.В. Протопопов, председатель Оргкомитета, огласивший приветствие участникам председателем Программного комитета академика РАН Л.А. Смирнова (г. Екатеринбург).

Ниже приведен обзор докладов, посвященных решению научных и прикладных задач в области черной металлургии, вызвавших наибольший интерес у участников конференции.

*Д-р техн. наук М.В. Темлянецв* (СибГИУ, Россия) представил научно-образовательный центр мирового уровня «КУЗБАСС» – один из пяти центров такого уровня, созданных в Пермском крае, Белгородской, Кемеровской, Ни-

жегородской и Тюменской областях в 2019 г. на основании Постановления правительства Российской Федерации от 30 апреля 2019 г. № 537 «О мерах государственной поддержки научно-образовательных центров мирового уровня на основе интеграции образовательных организаций высшего образования и научных организаций и их кооперации с организациями, действующими в реальном секторе экономики».

НОЦы представляют собой объединения потенциалов ведущих научных и образовательных организаций высшего образования с организациями реального сектора экономики, проводящие научные исследования и разработки мирового уровня, результатом которых является получение новых конкурентоспособных технологий и продуктов и их коммерциализация, осуществляющие подготовку кадров для решения крупных научно-технологических задач по приоритетам научно-технологического развития Российской Федерации.

В Кузбассе, являющемся одним из центров угледобывающей и металлургической промышленности России, создан НОЦ, объединенный концептуальной идеей «Чистый уголь – зеленый Кузбасс», включающий широкий спектр направлений, в числе которых инновационные технологии добычи и глубокой переработки твердых полезных ископаемых, металлургия, машиностроение, экология, медицина, цифровизация и информационные технологии. Одним из флагманских проектов в области металлургии является проект «Рельсы 2,5» или «Высокостойкие рельсы». Инициаторами проекта являются Сибирский государственный индустриальный университет (г. Новокузнецк), ЦНИИЧермет им. И.П. Бардина (г. Москва), АО «ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский металлургический комбинат». Основной целью проекта является создание мирового научно-технологического превосходства в производстве и эксплуатации рельсовой продукции различного назначения.

В мировой повестке проект имеет большое научно-практическое значение, направлен на создание железнодорожных рельсов с особыми эксплуатационными свойствами (повышенной хладостойкости, износостойкости, контактно-усталостной выносливости и др.), имеющих ресурс не менее 2,5 млрд. тонн брутто пропущенного груза, и включает комплекс фундаментальных теоретических и прикладных исследований в области металлургии, материаловедения, трибологии, физики прочности, технологий и оборудования для производства рельсов и их обслуживания в пути.

*Д-р техн. наук Г.В. Галевский* (СибГИУ, Институт металлургии и материаловедения, Россия) охарактеризовал состояние и перспективы развития сибирского металлургического кластера России, основу которого составляет металлургия Кузбасса. В 2018 г. в промышленном секторе Кузбасса реализовалась следующая отраслевая структура (% от выручки ПС): угольная промышленность – 51,5, черная металлургия – 24,3, энергетика – 8,5, черная металлургия (лом и металлопереработка) – 4,1, химическая и нефтехимическая промышленность – 3,1, пищевая промышленность – 2,8, цветная металлургия – 2,3, промышленность строительных материалов и металлоконструкций – 2,0, машиностроение – 1,4. Металлургия, угледобыча и переработка обеспе-

чивают общероссийские приоритеты Кемеровской области в производстве таких важнейших видов промышленной продукции, как трамвайные рельсы – 100 %, магистральные рельсы – 65 %, уголь и угольный концентрат – 58,5 %, ферросилиций – 52,6 %, прокат – 10,7 %, сталь – 9,9 %. Metallургический комплекс включает семь предприятий, географически размещенных в трех городах: Новокузнецк – АО «ЕВРАЗ ЗСМК», АО «Кузнецкие ферросплавы», АО «РУСАЛ Новокузнецкий алюминиевый завод», ООО «Западно-Сибирский электрометаллургический завод»; Гурьевск – АО «Гурьевский металлургический завод», Юрга – Юргинский ферросплавный завод – филиал АО «Кузнецкие ферросплавы». Номенклатура металлопродукции включает чугун, сталь, все виды рельсов, прокат (строительный, шары, метизы), кремний-, марганецсодержащие ферросплавы, алюминий и алюминиевые сплавы. В 2019 г. прогнозируется производство, млн. т: кокса 3,5; чугуна 6,0; стали 7,5; строительного проката 5,2; рельсов 0,85; алюминия 0,21; мелющих шаров 0,4. Общая численность занятых на металлургических предприятиях составляет 29 тыс., что составляет 2 % от трудоспособного населения Кузбасса, составляющего 1481 тыс. (55,4 % от общей численности населения Кузбасса). Общее потребление электроэнергии металлургическими предприятиями составляет 10299 млн. кВт·ч или 28,51 % от общего потребления электроэнергии по Кузбассу. При этом потребление электроэнергии металлургическими предприятиями составляет, %: АО «РУСАЛ Новокузнецкий алюминиевый завод» - 9,97, АО «ЕВРАЗ ЗСМК» - 9,4, АО «Кузнецкие ферросплавы» - 9,0, АО «Гурьевский металлургический завод» - 0,14. В течение последних 15 лет на металлургических предприятиях реализованы разнопрофильные природоохранные программы, что привело к снижению выбросов в воздушный бассейн на 70 % и забора свежей воды до 7,2 % от объема воды оборотного повторно-последовательного водоснабжения, составляющего 1,97 млрд. м<sup>3</sup>. Приоритетные направления модернизации и реконструкции металлургических предприятий включают совершенствование производства и сварки магистральных рельсов, освоение производства листовой металлопродукции на литейно-прокатном комплексе, производство длинномерных профилей волочением, переход на современную технологию электролизного производства алюминия, освоение технологий рециклинга алюминия и свинца.

*Д-р экон. наук Л.Н. Шевелев* (ЦНИИЧермет имени И.П. Бардина, Россия) представил основные направления повышения энергоэффективности производства чугуна и стали в России, оценку экономической и энергетической эффективности реализации прорывных инновационных энергосберегающих технологий в доменном и сталеплавильном производствах, инструменты стимулирования снижения выбросов парниковых газов. К приоритетам в реализации энергосберегающих технологий относятся рециклинг доменного газа (до газификации энергетических углей в газогенераторах), производство рудоугольных брикетов и использование в доменном и электросталеплавильном производствах (автоматические линии на фабрике брикетирования). В результате совокупной реализации этих технологий исключаются высоко-

углеродистые переделы (окисленные окатыши, кокс, агломерат), а также осуществляется замена дорогих покупных ископаемых видов топлива (коксующихся углей, кокса, природного газа, покупной электроэнергии) собственным дешевым вторичным энергоресурсом (восстановительным газом  $\text{CO}+\text{H}_2$ ). Прогнозные расчеты показывают, что переход на рудоугольные брикеты с рециклингом доменного газа и применение генераторного газа как аналога восстановительного газа обеспечивает снижение себестоимости жидкого чугуна на 30 % (за счет сокращения материальных и топливно-энергетических ресурсов), сокращение выбросов парниковых газов в атмосферу на 60 %, вредных веществ – на 70 %.

*Чжан Кэ* («CINF-COMPANY», Китай) представил основные направления деятельности компании: геология, добыча и обогащение руды (в т.ч. технологии разработки глубоких шахт более 1000 м, ультрабольших рудных месторождений в условиях высокогорья и арктических районов, технология контактной колонно-надувной флотации и др.), оборудование и технологии плавки и рециклинга черных, цветных и рассеянных металлов, защита окружающей среды (профилактика воды при освоении подземных рудников, очистка сточных вод от тяжелых металлов, фтора, для коммунального хозяйства), использование новых источников энергии, комплексное оборудование для автоматического управления (система измерения толщины футеровки, электронные датчики температуры и уровня жидкости, разнопрофильное лазерное оборудование и др.). В настоящее время компания занимается инженерным консультированием, проектированием, генеральным подрядом проектов, инженерными изысканиями и надзором, экологической и экономической оценкой, научными исследованиями и научно-технологическими разработками в Китае и 10 странах Европы и Азии.

*Д-р техн. наук Н.А. Спириин* (УрФУ, Россия) представил аналитическое сравнение схем теплообмена в доменной печи по мере совершенствования технологии доменной плавки. Подтверждено, что для исследования и оценки теплового состояния доменную печь как объект управления целесообразно по-прежнему делить на две тепловые зоны, верхнюю и нижнюю, граница раздела между которыми располагается в верхней части области смешанного восстановления, между уровнем начала газификации углерода кокса и горизонтом, ниже которого оксиды восстанавливаются прямым путем. На основе экспериментальных и теоретических исследований показано, что описанная схема теплообмена и в современных условиях плавки различного вида железорудного сырья, использования комбинированного дутья высоких параметров является обязательным условием устойчивости хода доменного процесса и экономичности плавки. Любые изменения технологии современной доменной плавки не должны менять этой схемы.

*Д-р техн. наук В.В. Лавров* (УрФУ, Россия) представил возможности разработанной и внедренной в опытно-промышленную эксплуатацию АО «Магнитогорский металлургический комбинат» модельной системы поддержки принятия решений (модель доменного процесса УрФУ – ММК) для



диагностики работы и прогнозирования технологических ситуаций доменных печей. Основные модельные блоки позволяют выполнить: расчет материальных и тепловых балансов; моделирование теплового, шлакового и газодинамического режимов работы доменных печей, выбор состава доменной шихты, расчет зоны вязкопластичного состояния железорудных материалов и прогнозирование технологических ситуаций. Модельная система реализована в виде комплекса программных модулей и интегрирована в информационную систему АО «ММК». Программный модуль «Зона вязкопластичного состояния железорудных материалов доменной печи» осуществляет модельный расчет комплекса параметров, характеризующих радиальную неравномерность на доменных печах. В модуль включен расчет температурных характеристик плавления железорудных материалов, используемых в плавке, что позволяет отображать вид и расположение зоны когезии в профиле рассматриваемой печи. Программный модуль «Шлаковый режим» позволяет определять важнейшие свойства шлакового расплава для реализации нормального шлакового режима плавки, обоснованно находить соотношение железорудных материалов, обеспечивающих получение шлака надлежащих свойств по вязкости и градиенту вязкости, и получать чугун надлежащего качества по содержанию серы. Программный модуль «Газодинамика доменной плавки» осуществляет расчет и визуальное отображение газодинамических характеристик слоя шихтовых материалов, а также оценку изменения перепадов давления и степени уравнивания шихты в отдельных зонах печи в проектный период при изменении параметров загружаемой шихты. Модуль расчета материальных и теплового балансов плавки включает как выполнение общих общепризнанных балансов, так и расчеты балансов железа, серы, марганца, титана. Представлены некоторые результаты практического использования разработанной системы, а также приведены рекомендации по определенным аспектам решения технологических задач на основе применения модельной системы поддержки принятия решений.

*Канд. техн. наук А.Н. Калиногорский (СибГИУ, Институт металлургии и материаловедения, Россия) представил результаты анализа современного состояния и направлений развития сталеплавильного производства.*

Мировое производство стали, по данным World Steel Association (WSA), составляет 1808,6 млн. т. При этом Китай, с объемом производства 928,3 млн. т, остается лидером по выпуску стали. Индия занимает вторую позицию, увеличив производство на 4,9 % до 106,5 млн. т и обогнав Японию, где производство снизилось на 0,3 %. США удерживают четвертую позицию – 86,7 млн. т. Россия переместилась на шестую позицию, после Южной Кореи, с объемом выпуска 71,8 млн. т, что составляет 4 % общемирового производства.

Производство стали в России кислородно-конвертерным способом немного снизилось и составило 64,1 %, а электростали – увеличилось до 33,7 %. С выводом мощностей на Выксунском металлургическом заводе выплавка мартеновской стали сократилась по итогам года до 2,2 %.

Неотъемлемыми составными элементами современной технологии выплавки стали в кислородных конвертерах являются: использование специальных конструкций дутьевых устройств; отсечка шлака во время выпуска; автоматизация процесса для обеспечения устойчивых результатов; система предотвращения выбросов для увеличения выхода годного, совершенствования управления технологическим процессом и обеспечения безопасности персонала.

Электропечь, по мере развития технологий и оборудования, постепенно превратилась в универсальный плавильный агрегат, оснащенный топливными горелками и фурмами для вдувания газа и пылеугольных материалов, кислородного дутья, донными устройствами для перемешивания, эркерным выпуском металла.

Развитие методов внепечной металлургии значительно изменило технологический процесс производства стали. Конвертер и электропечь превращаются в агрегаты для выплавки полупродукта. За ними в производственной цепочке стоят агрегаты внепечной обработки стали и машины непрерывного литья заготовок. Установки ковш-печь с вакуумированием наиболее многопрофильны в современных условиях, в них можно проводить практически всю обработку стали, особенно если предусмотрена возможность скачивания шлака из ковша. Совершенствование установок внепечной металлургии направлено главным образом на интенсификацию перемешивания металла в ковше, что осуществляется за счет совершенствования оборудования для ввода инертного газа, расположения продувочных устройств, периода и интенсивности подачи газа. Модернизация агрегатов порционного и циркуляционного вакуумирования включает изменение конструкции камеры и патрубков.

*О. Шлик* («Accusteel Ltd.», Израиль) представил акустическую компьютерную систему контроля и управления электродуговым и конвертерным производством стали «ACCUSTEEL», формирующую информацию в реальном времени по ходу технологического процесса о среднемассовой температуре, химическом составе и поведении шлако-металлической эмульсии как результат обработки шума плавки. Недостатки применяемых в настоящее время на металлургических агрегатах сертифицированных компьютерных комплексов и систем вынуждают вести технологический процесс с перегревом расплава на 80-100 °С. Разработанная система успешно опробована на сталеплавильных предприятиях США, Бразилии, России. Подтверждено, что управление энергетическим (дутьевым, электрическим) и шлаковым режимами плавки позволяет оптимизировать процесс с повышением производительности агрегата на 30 %, выхода годного на 10 %, снижением энергозатрат на 20 %, расхода раскислителей и ферросплавов, предотвращением выбросов и выносов, сокращением объемов вредных газов, улучшением санитарно-гигиенических условий труда технологического персонала.

*Д-р техн. наук О.И. Нохрина* (СибГИУ, Институт металлургии и материаловедения, Россия) представила общую характеристику состояния ферросплавного производства в мире и России и доминирующие тенденции его

развития. Показано, что перспективы развития мировой ферросплавной продукции определяются соответствующими трендами «большой» металлургии, особенно в производстве качественных сталей. Потребление ферросплавов на 1 т стали в 2018 г. в среднем составляло 20 кг, в т.ч. в %: феррохром – 20, ферросилиций – 18, силикомарганец – 22, ферромарганец высокоуглеродистый 12, рафинированные марганцевые сплавы и металлический марганец – 5, ферроникель – 4, прочие – 19. Представлены показатели производства и потребления марганцевых сплавов, ферросилиция и кремния кристаллического, сплавов хрома, ферросплавов малотоннажной группы (никеля, титана, ниобия, ванадия, молибдена, вольфрама и др.). Показаны изменения в структуре производства ферросплавов в мире и России в период с 2009 по 2018 гг. Определено, что в условиях обострения борьбы за внутренний и мировой рынки ферросплавов, усиления импортозамещения продукции актуальной задачей остается повышение конкурентоспособности ферросплавных предприятий России за счет снижения производственных затрат и улучшения качества продукции. Прогнозируемое к 2020 г. увеличение выплавки стали, в первую очередь высоколегированной и низколегированной стали группы HSLA, потребует соответствующего увеличения выпуска ферросплавов и ферросплавного сырья. Для достижения этих целей необходимо прежде всего решить вопросы энергообеспечения ферросплавных предприятий и повышения энергоэффективности ферросплавных переделов, а также обеспечения квалифицированным персоналом, требования к которому постоянно растут. Решение проблем на основе миграционных ресурсов, как показывает зарубежный опыт, повышает технологические риски.

*Д-р техн. наук А.Р. Фастыковский (СибГИУ, Институт металлургии и материаловедения, Россия)* представил анализ доминирующих тенденций в развитии технологий обработки металлов давлением.

Показано, что наряду с увеличением объемов производства металлопродукции способами обработки металлов давлением все отчетливее встают задачи улучшения качества, расширения сортамента и снижение энергозатрат. Эффективное решение поставленных задач возможно при поиске новых нетрадиционных подходов, существенно расширяющих возможности способов обработки металлов давлением. Современными тенденциями развития способов обработки металлов давлением являются совмещенные способы обработки, такие как прокатка-прессование, литье – прокатка – прессование. Рассмотрено современное состояние развития литейно-прокатных агрегатов (ЛПА) и возможные схемы реализации прокатки-прессования, литья-прокатки-прессования. Проведенный анализ позволил сделать вывод, что несмотря на все достоинства совмещенных способов обработки металлов давлением, их промышленная реализация вызывает затруднения, связанные с недостаточной изученностью процессов формоизменения как теоретически, так и экспериментально. С целью возможности прогнозирования и проектирования эффективных режимов деформирования при реализации процесса прокатки-прессования определены зависимости для прогнозирования энерго-

силовых параметров, учитывающие не только конструктивные особенности калибров, компоновку оборудования, но и режимы формоизменения. Доказано, что расстояние от матрицы до линии, соединяющей центры валков существенно влияет на энергозатраты и суммарный коэффициент вытяжки. Даны рекомендации по выбору оптимального места размещения матрицы, гарантирующего максимальный суммарный коэффициент вытяжки при минимальных затратах энергии. Предложена математическая модель совмещенного процесса прокатки-прессования, позволяющая определить его область осуществимости. Разработаны рекомендации по повышению эффективности формоизменения, выбору конструкции и компоновки оборудования при реализации процесса прокатки-прессования.

*Д-р техн. наук Н.А. Козырев* (СибГИУ, Институт металлургии и материаловедения, Россия) представил новую технологию сварки железнодорожных рельсовых плетей, отличающуюся от общепринятого в настоящее время в Российской Федерации, в соответствии с которым сварные стыки рельсовых плетей после сварки обязательно подвергаются термической обработке на индукционных установках с целью исключения образования структур закалки (мартенсита и бейнита), вызывающих дополнительные напряжения и трещины, приводящие к разрушению рельсов. При этом локальная термическая обработка сварного стыка приводит к расширению и появлению новых зон термического влияния по сравнению с зонами, сформированными при сварке рельсов контактным способом без термической обработки. Разработанный альтернативный способ решения проблемы предполагает после осадки и охлаждения сварного стыка в момент достижения необходимой температуры удерживать заданную температуру путем пропускания импульсов переменного электрического тока через сварной стык. Температура выдержки выбирается исходя из получения более мелкодисперсной структуры металла шва. Время выдержки определяется инкубационным периодом образования необходимой структуры и регулируется количеством импульсов тока. В результате проведенных промышленных экспериментов в условиях рельсосварочного предприятия РСП-29 на машине для контактной стыковой сварки МСР-6301 определены оптимальные параметры: время охлаждения после осадки (характеризуется скоростью охлаждения) и температурой, до которой происходит охлаждение); время подогрева (характеризуется температурой, до которой происходит нагрев); время охлаждения после подогрева (характеризуется температурой, до которой происходит охлаждение); количество импульсов подогрева (характеризуется инкубационным периодом превращения аустенита в перлит). Разработанный способ контактной стыковой сварки позволяет получать сварные соединения изделий из рельсовой стали с параметрами, превосходящими технические требования СТО РЖД 1.08.002-2009 для рельсов типа Р65 категории ДТ350.

*Канд. техн. наук Л.А. Ганзер* (СибГИУ, Россия) обобщила опыт переработки скрапа шлакометаллического в 160 т конвертерах АО «ЕВРАЗ ЗСМК». Предлагаемая технология восстановления оксидов железа из шлаковой со-

ставляющей скрапа позволяет вернуть в производство железо, содержащееся в оксидной форме, снизить расход металлического лома и характеризуется следующими показателями: содержание фосфора и серы в металле перед выпуском 0,017 % и 0,02 % при снижении концентрации меди на 16 %, никеля – на 12,5 %.

*Канд. техн. наук И.Е. Прошунин* (АО «ЕВРАЗ ЗСМК», Россия) представил результаты исследований обогащения железомарганцевых конкреций с использованием различных растворителей. Предложены универсальные технологии переработки марганцевого сырья, включающие его автоклавное выщелачивание водными растворами хлоридов, которые позволяют извлекать марганец в раствор из соединений как различных оксидных, так и карбонатной форм. Извлечение марганца составляет более 90%. Введение в хлоркальциевый процесс обогащения железомарганцевых конкреций сульфатов железа позволяет повысить извлечение марганца в 2,3, кобальта в 3,2, никеля в 2,5 раза. Выщелачивание железомарганцевых конкреций водным раствором соляной кислоты с нейтрализацией её избыточной концентрации введением карбонатной марганцевой руды позволяет получить извлечение цветных металлов в раствор 99,80 – 99,88 % и до 95,4 % Mn. В результате обогащения возможно получение марганцевого, медно-никеле-кобальтового и железного концентратов.

*Д-р техн. наук К.С. Елкин* (ООО «РУСАЛ ИТЦ», Россия) представил результаты исследования влияния генетических особенностей кварцитов на показатели восстановительной плавки кремния и высокопроцентного ферросилиция и степень взаимодействия кварцитов и углеродистых восстановителей, протекающего при нахождении кремнезёма в газовой фазе в различных температурных условиях. Выявлена причина в различии результатов исследований кварцитов. Установлено, что исследуемые кварциты имеют различное строение кристаллов, что и определяет различную степень газификации кремнезёма кварцитов различных месторождений. Кварциты различных месторождений существенно различаются величинами микродеформаций кристаллических решёток, что связано с особенностями геологических условий их образования. Петрографические исследования образцов свидетельствуют об уникальности строения кристаллической микроструктуры кварцитов различных месторождений. Наиболее ярко отличия проявляются в размерах зёрен кварца. Исследования кристаллического строения кварцитов различных месторождений позволили определить удельную поверхность кварцитов месторождений, которые используются в реальном производстве или могут быть использованы в перспективе.

*Канд. техн. наук А.В. Гайворонский* (ВМЗ, Россия) представил результаты промышленной реализации процесса микролегирования барием колесного металла при внепечной обработке с целью повышения микрочистоты. Использование для модифицирования колесного металла порошковой проволоки с силикобариевым наполнителем вместо порошковой проволоки с силикокальциевым наполнителем СК-30 позволило практически полностью пере-

вести неметаллические включения в глобулярную форму, повысить чистоту стали по всем видам включений, как по среднему, так и по максимальному баллу, несколько измельчить величину зерна металла на 1-2 балла. В опытном металле на глубине 40 мм от поверхности катания колеса, зерно несколько мельче и более равномерное (7 номер), чем по текущей технологии (5-6 номер). Загрязненность неметаллическими включениями опытного металла удовлетворяет требованиям ГОСТ 10791-2011 г. для категории А и стандарту EN 13262: 2004+A2:2011 для категории 1. Освоение технологии серийного производства колесной стали с применением после окончания вакуумирования порошковой проволоки с силикобариевым наполнителем позволит компании выйти на новые рынки сбыта и увеличить объемы экспортных поставок в страны дальнего зарубежья.

*Канд. техн. наук А.И. Карлина (ИрНИТУ, Россия)* представила анализ технологий и практический опыт очистки кристаллического кремния и кремнистых ферросплавов от примесей. Подтверждено, что способы получения ферросилиция с пониженным содержанием примесей технологически целесообразно разделить на несколько разновидностей: производство ферросилиция с пониженным содержанием алюминия, титана, фосфора за счет использования чистых по примесям шихтовых материалов; производство ферросилиция с пониженным содержанием алюминия, кальция и углерода за счет рафинирования сплава; на конкретных примерах показана практика очистки ферросилиция от примесей.

*Канд. техн. наук А.М. Акуов (АРГУ имени К. Жубанова, Казахстан)* представил технологию выплавки рафинированного феррохрома с использованием в качестве восстановителя сплава из алюминия, кремния и хрома. На основании полученных результатов показана принципиальная возможность повышения технико-экономических показателей процесса выплавки рафинированного феррохрома посредством замены ферросиликохрома на сплав из алюминия, кремния и хрома с повышением степени извлечения хрома на 5-10%, снижением кратности шлака до 2,48-1,95 и сокращением расхода извести на 30-35%.

*Канд. экон. наук С.Г. Галевский (СПбГУ, Россия)* предложил методику корректного учета рисков при оценке эффективности инвестиционных проектов металлургических компаний на основе раздельного учета рисков первого и второго рода, что позволяет избежать завышения показателей эффективности проекта и реализации нецелесообразных управленческих решений. Также предлагается методика оценки требуемой доходности металлургических компаний на основе субъектно-ориентированного подхода. Предложена субъективная мера риска, учитывающая особенности восприятия риска инвестором и его осведомленность. На основе концепции соответствия риска и доходности установлена аналитическая взаимосвязь между субъективной мерой риска и уровнем доходности.

Прошедшая научно-практическая конференция подтвердила значительный интерес к ключевым проблемам современной металлургии со стороны

отечественных и зарубежных ученых, менеджеров, профильных исследовательских центров и фирм, их стремление к профессиональному обсуждению и ознакомлению с новейшими результатами исследований и технологических решений в области производства, обработки, сварки металлов и композиционных материалов, ресурсосбережения, рециклинга и экологии, определению доминирующих тенденций и прогнозов на перспективу. Организационный комитет выражает благодарность всем участникам конференции за высокую активность, творческое, эффективное взаимодействие и партнерство и надеется, что обмен опытом, высокопрофессиональное обсуждение актуальных научных проблем станут мощным толчком к их эффективному решению, а труды конференции внесут весомый вклад в пропаганду передовых достижений мировой и отечественной металлургии. Проведение XXII Международной научно-практической конференции «Металлургия: технология, инновации, качество» планируется в октябре 2021 года.

Г.В. Галевский, О.А. Полях, В.В. Руднева, А.Е. Аникин  
ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк, Россия

## МОЛИБДЕН В СОВРЕМЕННОЙ МЕТАЛЛУРГИИ: СОСТОЯНИЕ ПРОИЗВОДСТВА И МЕТАЛЛОПРОДУКЦИЯ

Целью настоящей работы является оценка современного состояния производства и применения молибдена, включающая такие вопросы как производство триоксида молибдена, молибдена и его сплавов, промышленный сортамент продукции из молибдена и его сплавов, структура потребления молибдена, выявление доминирующих тенденций и их прогнозирование на среднесрочную перспективу.

The purpose of the present work is to evaluate the current state of molybdenum production and use, including such issues as production of molybdenum trioxide, molybdenum and its alloys, industrial range of molybdenum and its alloys products, molybdenum consumption structure, identification of dominant trends and their forecasting in the medium term.

### **Введение**

Молибден обладает редким сочетанием химических и физических свойств, таких как тугоплавкость, жаропрочность, высокая теплопроводность, низкий коэффициент теплового расширения, стойкость к воздействию металлических расплавов – теплоносителей, большая удельная прочность и др. Все эти свойства востребованы современным материаловедением, что предопределяет разнообразие направлений применения молибденсодержащих материалов и производимой металлургическими предприятиями молибденсодержащей металлопродукции.

Целью настоящей работы является оценка современного состояния производства и применения молибдена, включающая такие вопросы как производство триоксида молибдена, молибдена и его сплавов, промышленный сортамент продукции из молибдена и его сплавов, структура потребления молибдена, выявление доминирующих тенденций и их прогнозирование на среднесрочную перспективу.

### **Производство триоксида молибдена, молибдена и его сплавов**

При анализе современного состояния производства молибдена, его соединений и сплавов использовались материалы, приведенные в работах [1-20].

Основным исходным материалом для получения молибдена является его триоксид высокой чистоты – до 99,9%. В промышленной практике триоксид молибдена получают гидрометаллургической переработкой продуктов



окислительного обжига стандартных молибденовых концентратов – молибденовых огарков. В настоящее время в России триоксид молибдена не производится. Российские промышленные предприятия вынуждены полностью работать на импортной продукции. На рисунке 1 приведен пятилетний график цен на триоксид молибдена, сложившийся на мировом рынке [1].

В настоящее время главными производителями молибдена являются США, Чили, Китай, Перу, Канада и Мексика, на долю которых приходится более 90 % мирового производства. Более 60 % выпуска молибдена обеспечиваются пятью компаниями: «Codelco» (Чили), «Phelps Dodge» (США), «Grupo Mexico» (Мексика и Перу), «Jinduicheng Molybdenum Mining Corp.» (Китай) и «Thompson Creek» (США и Канада). По данным аналитической службы CRU, в 2018 г. общемировое потребление молибдена составило около 262 тыс. т. Спрос пока еще отстает на 20% от среднего уровня начала текущего десятилетия, но должен существенно прибавить в ближайший период.

Основная технология производства молибдена – водородное восстановление его из триоксида в виде порошка с последующим компактированием в виде штабиков или слитков.

В России качество производимых молибденовых порошков регламентируется ТУ 48-19-316-80 «Порошок молибденовый» с содержанием молибдена не менее 99,5% в виде зерен размером до 5 мкм (92%) для металлургических и иных целей, ТУ 48-19-69-80 «Молибден металлический высокой чистоты» марки МПЧ с содержанием молибдена не менее 99,7% для производства специальных сплавов и ТУ 14-22-160-2002 «Порошок молибденовый восстановленный».

АО «Полема» производит следующие виды молибденовых порошков:

– порошок молибденовый восстановленный марки ПМ 99,95 с размером частиц -5мкм (92%) для производства спеченных и деформируемых полуфабрикатов и изделий (штабик, лист, пруток, электрод, тигель, распыляемая мишень, сплавы с молибденом), электрических контактов (в смеси с медью) и электронных компонентов комплексных эффективных катализаторов;

– порошок молибденовый марки ПМ-М с содержанием молибдена не менее 99,8% для плазменного напыления подслоя или рабочих слоев покрытий твердостью 25-34 НРС, обладающих износостойкими и антифрикционными свойствами при высоких нагрузках, сопротивлением истиранию и эрозии в воздушной среде при температурах до 340°C, производства спеченных проницаемых изделий.

В России и за рубежом ферромолибден производится различных марок с содержанием молибдена 50-70%. Химический состав ферромолибдена по стандартам России, США и Японии приведен в таблице 1.



Рисунок 1 – Пятилетний график цен на триоксид молибдена на мировом рынке

В российском стандарте предусматривается возможность производства по требованию заказчиков ферромolibдена с содержанием серы не более 0,05%. Также в зависимости от требований ферромolibден производится в виде дробленых кусков или просеянных частиц четырех классов, приведенных в таблице 2. Масса неметаллических включений (песок, шлак и др.) не должна превышать 0,5% от партии. Массовая доля молибдена в отдельных плавках партий не должна отличаться более, чем на 2%. Определение содер-

Таблица 1 – Химический состав ферромolibдена по стандартам стран – производителей

Марка	Стандарт	Массовая доля, %												
		Mo	W	Si	C	P	S	Cu	As	Sn	Sb	Pb	Zn	Bi
		не менее	не более											
Россия														
ФМо60нк	ГОСТ 4759-91	60	0,3	0,5	0,05	0,05	0,1	0,5	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
ФМо60		60	0,3	0,8	0,05	0,05	0,1	0,5	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
ФМо58нк		58	0,5	0,5	0,08	0,05	0,1	0,8	0,03	0,02	0,02	0,1	0,1	0,1
ФМо58		58	0,5	1,0	0,08	0,05	0,12	0,8	0,03	0,02	0,02	0,1	0,1	0,1
ФМо55		55	0,8	1,5	0,1	0,1	0,15	1,0	-	0,05	0,05	-	-	-
ФМо50		50	-	3,0	0,5	0,1	0,5	2,0	-	0,1	0,1	-	-	-
США														
-	ASTM A 132-74	60	-	1,0	0,10	0,05	0,15	1,0	-	-	-	0,01	-	-
Япония														
ФМоН	JISG 2307	55-65	-	3,0	6,0	0,1	0,2	0,5	-	-	-	-	-	-
ФМоL	1978	60-70	-	2,0	0,1	0,06	0,1	0,5	-	-	-	-	-	-

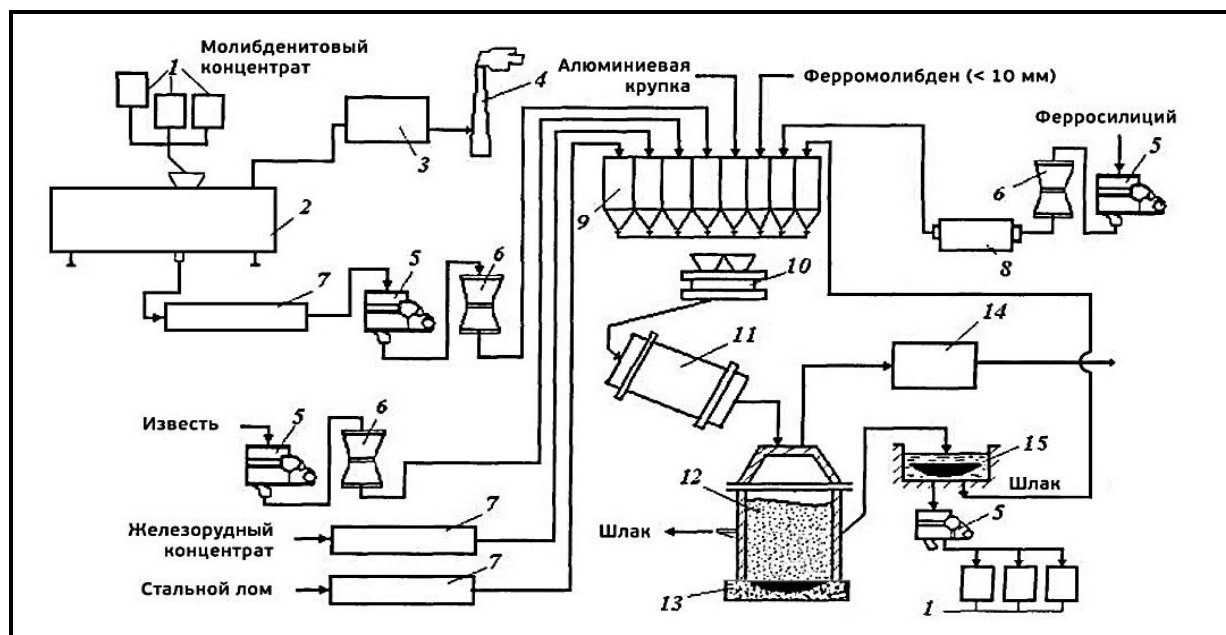
жания молибдена, кремния, меди, серы, фосфора, углерода проводится в каждой партии. Содержание остальных компонентов, указанных в таблице 1, проверяют периодически, но не реже одного раза в месяц.

Длительное время в России основным производителем ферромолибдена являлся Челябинский электрометаллургический комбинат. В связи с трудностями в поставке сырья и ужесточением требований к качеству ферромолибдена получение сплава на данном предприятии было прекращено. В настоящее время производителями ферромолибдена являются предприятия компании АО «УК Союзметаллресурс» – Сорский и Жирекенский ферромолибденовые заводы, а также Нижневолжский ферросплавный завод. На предприятиях АО «УК Союзметаллресурс» производство ферромолибдена организуется в соответствии с технологической схемой, приведенной на рисунке 2.

При этом примерный состав колоши соответствует следующему, кг: концентрат - 100,00, 75%-ный ферросилиций - 32,10, алюминиевая крупка - 5,88, железорудный концентрат - 14,80, стальной лом - 2,85, известь - 6,00. Термичность процесса выплавки ферромолибдена составляет 5,8 МДж/ кг шихты, температура расплава - 2040°C. Расплавленный огарок (товарный триоксид молибдена) после остывания измельчается до фракции < 10 мм. Компоненты шихты тщательно перемешивают и загружают в плавильный агрегат. В качестве плавильного агрегата используют высокошахтный плавильный горн, футерованный алюмосиликатным кирпичом. Сверху горн накрыт футерованным огнеупорным кирпичным сводом, в котором имеется отверстие, связанное газопроводом с системой газоочистки. Плавильный горн устанавливают на песочное основание, в котором выполняется "гнездо" для приема сплава. Для выпуска шлака горн оборудован леткой. Перед плавкой горн заполняют шихтой на 300 мм ниже верхнего края для предотвращения выплесков. Плавку ведут с верхним запалом, оптимальная скорость плавления шихты 10-12 г/ (см<sup>3</sup> · мин). Продолжительность процесса 25-40 мин. При выдержке в течение ~50 мин по окончании плавки осаждаются корольки сплава, запутавшиеся в шлаке. Шлак после выдержки выпускают в шлаковню, а затем

Таблица 2 – Классы ферромолибдена по крупности

Класс	Диапазон размера частиц, мм	Подрешетный продукт макс., % по массе	Надрешетный продукт макс., % по массе
1	2-100	3	10
2	2-50	3	ни один кусок не должен превышать более, чем 1,15 раза; предел установленного диапазона размеров в двух-трех измерениях
3	2-25	5	
4	не более 2	-	



1 – контейнера БИГ-БЭГ, 2 – горизонтальная 6-ти-подовая печь, 3 – система газоочистки, 4 – дымовая труба, 5 – щековая дробилка, 6 – конусная дробилка, 7 – трубчатая печь, 8 – шаровая мельница, 9 – дозирочные бункеры, 10 – дозатор, 11 – смешивающий барабан, 12 – плавильная шахта, 13 – слиток, 14 – система газоочистки, 15 – охлаждающий бак

Рисунок 2 – Технологическая схема производства ферромolibдена

гранулируют. Сплав охлаждают в "гнезде" 7-8 ч, а затем для окончательного охлаждения помещают на 4 ч в бак с водой. Остывший блок сплава очищают от шлака, дробят и упаковывают в тару. Извлечение молибдена в ферромolibден составляет 98,7-99,0%.

Сорский и Жирекенский ферромolibденовые заводы выпускают ферромolibден с содержанием молибдена более 65%, Нижневолжский ферросплавный завод поставляет ферромolibден с содержанием молибдена 62%. Совокупные производственные мощности трех заводов составляют порядка 8.5 тыс. т ферромolibдена в год. Создание на базе Сорского и Жирекенского месторождений вертикально интегрированных производств, включивших все стадии переработки руды – от добычи до получения продукции высоких переделов, ориентированной, в первую очередь, на экспортные поставки ферромolibдена в Китай и ЕС, предопределило их высокую кризисочувствительность к состоянию зарубежной экономики в течение последних 10 лет и повлекло за собой такие исключительные меры, как консервация производственных мощностей. Так, после глубокого спада 2009 года, вызванного глобальным кризисом, цены на молибденсодержащую продукцию не смогли восстановиться. С середины 2012 года начинается новый этап их снижения, охвативший и 2013 год. Вследствие этого в октябре 2013 года АО «УК Союзметаллресурс» была вынуждена приостановить работу Жирекенских ГОК

и ФМЗ. Наряду с этим неблагоприятная рыночная конъюнктура снизила инвестиционную привлекательность освоения новых крупных молибденовых месторождений и привела к существенной ревизии намерений компаний – недропользователей. Так, АО «ГМК Норильский никель», планировавшее ранее разработку Бугдаинского месторождения весной 2013 года, приняло решение отложить начало реализации проекта минимум на пять лет.

По мнению аналитиков, состояние рынка молибдена в ближайший период будет определяться прежде всего трендами «большой» металлургии, особенно в производстве качественных (специальных) сталей. По данным World Steel Association в 2013 году в мире произведено 1,621 млрд. т стали (779 млн. т, т.е. 48%, в Китае), в 2015 году – 1,635 млрд.т, в 2020 году прогнозируется производство 1,814 млрд.т (794 млн.т в Китае), т.е. в течение последних 5 лет прирост составит 11%. Еще более значительно, примерно на 20%, возрастет выплавка легированных и специальных. Рост объемов выпуска стали, включая сталь высоколегированных марок влечет за собой необходимость наращивания производства ферросплавов как «большой» группы, так и «малой», в которую входит ферромolibден. Связь объемов производства ферросплавов и стали в последние годы становится еще более очевидной по мере развития технологий выплавки стали на минизаводах электрометаллургическим способом, а также в связи с опережающим развитием производства высоколегированных специальных марок стали, особенно в Китае. В связи с этим на ближайшие годы прогнозируется оживление рынка ферромolibдена и рост цен на его продукцию. Цены на ферромolibден на российском рынке в период 2014-2018 годы приведены в таблице 3.

### **Продукция из молибдена и его сплавов**

Анализ сортамента продукции из молибдена и его сплавов проведен на основе материалов, представленных в работах [2-5, 7, 8, 17-19].

Металлургическими предприятиями России освоено производство весьма разнообразной по сортаменту продукции из молибдена и его сплавов, в том числе: «Порошок молибденовый» ТУ 48-19-316-80, «Молибден металлический высокой чистоты» ТУ 48-19-69-80, «Порошок молибденовый восстановленный» ТУ 14-22-160-2002, «Проволока молибденовая сортамент» ГОСТ 18905-73, «Проволока молибденовая для источников света. Технические условия» ГОСТ 27262-87, «Материалы порошковые. Листы из сплава марки М-МП. Технические условия» ГОСТ 17431-72, «Материалы порошковые. Прутки и поковки из сплава марки М-МП. Технические условия» ГОСТ 17432-72, «Полосы молибденовые, отожженные для глубокой вытяжки. Технические условия» ГОСТ 25442-82, «Прутки молибденовые» ТУ 11-77 (Яе0.021.057 ТУ), «Полосы молибденовые для электровакуумной промышленности» ТУ 11-90 (Яе0.021.055 ТУ), «Проволока молибденовая для деталей разного применения. Технические условия» ТУ (Яе0.021.123 ТУ), «Прутки и проволока из молибдена металлокерамического и вакуумной плавки, неотожженные. Технические условия» (ТУ 48-19-203-85), «Прутки молибде-

Таблица 3 – Динамика цен на ферромолибден на российском рынке

Марка	Цена за тонну		Фирма	Регион	Дата
	USD	руб			
ФМо60	15480	1000000	ООО «Нижеволжский ферросплавный завод»	Камышин	2018-10-01
ФМо60	15479	999999	ООО «ФерроМетСнаб»	Челябинск	2018-08-02
ФМо60	17669	1020000	АО «Промышленная Инвестиционная Компания»	Челябинск	2017-02-20
ФМо60	11848	750000	ООО «Комплексные металлургические системы»	Челябинск	2016-12-12
ФМо60	13145	925000	АО «Промышленная Инвестиционная Компания»	Челябинск	2015-12-14
ФМо55	19995	1000000	ООО «СибМеталлТорг»	Новосибирск	2015-05-18
ФМо60	14499	940000	FerroLabs	Москва	2015-01-16
ФМо60	19771	1050000	АО «Промышленная Инвестиционная Компания»	Челябинск	2014-12-07
ФМо60	21289	1050000	АО «Промышленная Инвестиционная Компания»	Челябинск	2014-12-01

новые диаметром от 16 до 125 мм. Технические условия» ТУ 48-19-247-87, «Полосы молибденовые неотожженные. Технические условия» ТУ 48-19-272-83, «Фольга молибденовая. Технические условия» ТУ 48-19-245-84, «Заготовки листовые мерные из молибдена марок МЧ и МЧВП» ТУ 48-19-472-90, «Проволока молибденовая типа «СПРАБОНД» ТУ 48-19-290-91, «Трубы бесшовные толстостенные из молибдена, сплавов на его основе и ниобия. Технические условия» ТУ 48-19-251-85, «Полосы молибденовые для электровакуумной промышленности неотожженные. Технические условия» ТУ 48-19-315-89, «Заготовки молибденовые шлифованные. Технические условия» ТУ 48-19-88-83, «Заготовки из молибдена и его сплавов дуговой вакуумной плавки, шлифованные. Технические условия» ТУ 48-19-250-86, «Прутки, поковки и листы из молибденового сплава марки ЦМ-2А. Технические условия» ТУ 48-19-273-91, «Молибден металлический для металлургических целей. Технические условия» ТУ 48-19-73-86, «Проволока молибденовая марки МЧ длинномерная. Технические условия» ТУ 48-19-495-90, «Прутки и сутунки из молибденового сплава ТСМ-4. Технические условия» ТУ 48-19-219-76, «Низкоуглеродистый сплав на основе молибдена марки ТСМ-7 в виде прутков и труб. Технические условия» ТУ 48-19-305-84, «Листы горячекатаные из молибденового вакуумплавленного сплава ТСМ-3. Технические условия» ТУ 48-19-312-87, «Молибден металлический в виде штабиков и пластин, спеченных в вакууме или в восстановительной среде. Технические условия» ТУ 48-19-3-78, «Молибден металлический в виде штабиков и пластин. Технические условия» ТУ 48-19-102-82, «Полосы молибденовые марки МЧ для глубокой

вытяжки. Технические условия» ТУ 48-19-215-85, «Прутки пресованные обточенные из молибденовых сплавов. Технические условия» ОСТ 1 92027-90, «Сплавы молибденовые деформируемые. Марки» ОСТ 1 90022-71, «Проволока из сплавов вольфрама с молибденом для изделий электронной техники. Общие технические условия» ОСТ 1/021.003-76.

### **Применение молибдена**

При анализе сложившейся структуры потребления молибдена использована техническая информация, представленная в работах [1-4].

В настоящее время сложилась следующая структура мирового потребления молибдена в металлургии, машино- и приборостроении: молибден и его сплавы – 80%, химические соединения (триоксид молибдена, молибдат натрия и кальция, дисульфид и диселенид молибдена) – 10%, катализаторы – 10%. Основными направлениями применения молибдена являются следующие.

*Легирующий элемент в сталях, чугунах и сплавах цветных металлов.* В состав конструкционных сталей входит до 0,5% молибдена, благодаря чему значительно улучшается их структура: она становится более однородной и мелкозернистой. Добавление молибдена позволяет также улучшить механические свойства сталей и сплавов, а именно: предел упругости, сопротивление износу и удару. Одно из ценных свойств молибдена – его способность устранять отпускную хрупкость аустенитной стали. Инструментальные стали, из которых изготавливают штампы, обычно содержат 1-1,5% молибдена, быстрорежущие стали – 5-8,5%. Молибден повышает красностойкость инструментальных сталей, их твердость, прочность, сопротивление образованию закалочных трещин, износу.

Хромистые и хромоникелевые стали также имеют в своем составе молибден. Он снижает хрупкость и повышает жаропрочность данных сталей в условиях длительной работы. Введение 2-4% молибдена в нержавеющие хромоникелевые стали улучшает их коррозионную стойкость.

Молибден также входит в состав чугунов. Введение в чугун 0,2-0,5% молибдена повышает вязкость, сопротивление износу, улучшает свойства при высоких температурах и уменьшает склонность к росту зерен.

*Антикоррозионные и жаропрочные сплавы.* Жаропрочные сплавы содержат 50-60% кобальта и никеля, 20-28% хрома, 3-10% молибдена. Так, жаропрочный сплав для изготовления лопаток и дисков роторов газовых турбин имеет состав  $37\text{Ni}20\text{Co}18\text{Cr}17\text{Fe}3\text{Mo}2,8\text{Ti}$ . Кислотостойкие сплавы, содержащие 17-28% молибдена, а также хром, вольфрам и железо, устойчивы к воздействию всех минеральных кислот (серная кислота, соляная кислота и другие), кроме плавиковой.

*Конструкционный материал в аэрокосмической и атомной технике.* Конструкционные материалы и сплавы для аэрокосмической отрасли должны отличаться хорошей жаропрочностью и окалинотойкостью. Данными свойствами обладают вольфрам, молибден, ниобий и другие. Однако ниобий и

молибден имеют большую удельную прочность при температуре 1370°C по сравнению с вольфрамом, поэтому более предпочтительны в качестве конструкционных материалов, работающих при указанной и более низких температурах. Молибден используется для изготовления обшивки и элементов каркаса сверхзвуковых самолетов и ракет, а также теплообменников, оболочек возвращающихся на землю ракет и капсул, тепловых экранов, передних кромок ракет, носовых конусов ракет, обшивки кромок крыльев сверхзвуковых самолетов.

Молибден с присадками ниобия, ванадия, титана и других металлов, которые повышают жаропрочность, применяется для изготовления ответственных деталей ракетных двигателей и газовых турбин: сопловые и рабочие лопатки газовых турбин, выхлопные сопла и камеры сгорания прямоточных реактивных двигателей.

Молибден достаточно устойчив к воздействию жидких металлических теплоносителей типа лития и свинцововисмутового сплава. Эти свойства молибдена позволяют использовать его в качестве конструкционного материала в энергетических атомных реакторах при температуре до 800°C и изготавливать из него контейнеры, оболочки, трубы и другие элементы активной зоны реактора.

*Материалы для изготовления оборудования для обработки металлов давлением.* Жаропрочность молибдена, его тугоплавкость, высокая теплопроводность и низкий коэффициент расширения позволяют использовать данный металл для изготовления элементов оборудования, предназначенного для горячей обработки металлов давлением. Так, из молибдена производят оправки прошивных станков, матрицы, пресс-штемпели. Стойкость прошивных пуансонов для прошивки заготовок из нержавеющей стали, изготовленных из сплава молибдена с 0,5% титана, в 100 раз выше по сравнению с пуансонами из других материалов. Также из молибдена производят пресс-формы и стержни машин для литья под давлением сплавов меди, цинка и алюминия.

*Материал для изготовления нагревателей высокотемпературных печей.* Проволоку, ленту и прутки из молибдена применяют в качестве нагревателей высокотемпературных электрических печей с температурой нагрева 1700-2000°C в защитной атмосфере (обычно, водород, аргон) или в вакууме.

Молибденовые прутки применяют также в качестве электродов в печах для плавки стекла. Как правило, для данных целей используют прутки диаметром от 25 до 150 мм и длиной до 1,8 м. Также встречаются плавильные печи с электродами в виде молибденовых пластин. Молибден практически не вступает в реакцию с расплавленным стеклом, что позволяет использовать его для изготовления деталей стеклоплавильных печей.

*Материал для производства электроламп и электровакуумной техники.* Жаропрочность, высокая электропроводность, высокая температура плавления позволяют применять молибден в производстве электроламп и электровакуумных приборов. Молибденовая проволока применяется для изготовления крючков, которые поддерживают вольфрамовую нить в лампах накали-



вания. Также молибден используют в качестве керн для навивки вольфрамовой проволоки.

Молибденовые прутки служат для ввода тока в различные электровакуумные приборы и колбы мощных источников света. Листы из молибдена применяются для производства анодов генераторных ламп. Также из данного металла изготавливают сетки приемно-усилительных ламп, вспомогательные электроды генераторных ламп, катоды газоразрядных трубок. Молибден нашел применение и в рентгеновской технике: из него производят фокусирующие электроды, вводы катодов.

### ***Заключение***

Проведена оценка современного состояния производства триоксида молибдена, молибдена и его сплавов, сортамента продукции из молибдена и его сплавов, структуры потребления молибдена, определены доминирующие тенденции и прогнозы на ближайший период.

Основной технологией производства молибдена является водородное восстановление его из триоксида высокой чистоты (до 99,9%) в виде порошка с последующим компактированием в виде штабиков или слитков. Главными производителями молибдена являются США, Чили, Китай, Перу, Канада и Мексика, на долю которых приходится более 90% мирового производства. Более 60% производства молибдена обеспечиваются пятью компаниями: «Codelco» (Чили), «Phelps Dodge» (США), «Grupo Mexico» (Мексика и Перу), «Jinduicheng Molybdenum Mining Corp.» (Китай) и «Thompson Creek» (США и Канада). В 2018 году общемировое потребление молибдена составило около 262 тыс. т., что примерно на 20% ниже уровня потребления 2011-2012 годов. В России единственной компанией, позиционирующей себя в качестве производителя порошков молибдена и использующей импортное сырье, является АО «Полема». Ферромолибден производится в России и за рубежом различных марок с содержанием молибдена 50-70%. В настоящее время производителями ферромолибдена в России являются Сорский, Жирекенский ферромолибденовые и Нижневолжский ферросплавный заводы. Совокупная производственная мощность их оценивается на уровне 8,5 тыс. т ферромолибдена в год.

Ферромолибденовые заводы ориентированы на поставку продукции на экспорт, что предопределяет их зависимость от состояния внешнего рынка и эпизодически создает кризисные ситуации. Однако отмечаемый стабильный рост производства высоколегированных специальных сталей, требующий адекватного по объему производства ферросплавов «больших» и «малых» групп, позволяет оценивать прогноз по спросу на ферромолибден на ближайший период в целом как благоприятный.

Металлургическими предприятиями России декларируется производство 33 разнообразных по сортаменту видов полупродуктов и конечной продукции из молибдена и его сплавов: порошки, проволока, листы, прутки, полосы, трубы, фольга, заготовки, поковки, ленты, пластины. В то же время констатирует-

ся, что отечественный спрос на конечную молибденовую продукцию в течение последних 10 лет сохраняется стабильным и в целом не растет.

Современная структура мирового потребления молибдена включает такие сегменты, как металлургия, машино- и приборостроение: молибден и его сплавы – 80%, химические соединения (триоксид молибдена, молибдат натрия и кальция, дисульфид и диселенид молибдена) – 10%, катализаторы – 10%. Молибден наиболее востребован для легирования сталей, чугунов и сплавов цветных металлов в составе антикоррозионных и жаропрочных сплавов, в качестве конструкционного материала для аэрокосмической и атомной техники, инструментальной оснастки при обработке металлов давлением, нагревателей высокотемпературных электропечей и электровакуумных приборов.

### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. InfoMine. Your global mining resource. 5 Year Molybdenum Prices and Price Charts. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.infomine.com/investment/metal-prices/molybdenum-oxide/5-year/>.
2. Информационный портал Недр ДВ. Обзор рынка. Мировой рынок молибдена. 2016 год [Электронный ресурс] – Режим доступа: <https://nedradv.ru/nedradv/ru/msr/>.
3. Горлова А.А., Галевский Г.В., Руднева В.В. Исследование современного состояния отечественного и мирового производства молибдена, его сплавов и соединений // Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XXI Междунар. науч.-практ. конф.: в 2 ч. Ч.1. Новокузнецк, 2019. С. 72-77.
4. Никонов Н. Молибден. Свойства, применение, производство, продукция. – М.: ООО «Мета-техника», 2014. – 31 с.
5. Молибден. Производители России и СНГ [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.infogeo.ru/metalls/product/?act=show&i=541>.
6. АО «ПОЛЕМА» – завод порошковой металлургии [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.polema.net/>.
7. Обзор и цены рынка цветных металлов и ферросплавов [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <https://www.metotech.ru/information/>.
8. Молибден. Свойства, применение, марки. Соединения, сплавы молибдена металлургии [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <https://www.metotech.ru/molibden-opisanie.htm>.
9. Капелюшин Ю.Е. Тенденции развития производства чугуна и стали в мире // Современные проблемы электрометаллургии стали : материалы XVIII Междунар. конф.: в 2 ч. Ч.1. Челябинск: Изд. центр ЮУрГУ. С. 50-56.
10. Протопопов Е.В., Калиногорский А.Н., Ганзер Л.А. Сталеплавильное производство: современное состояние и направления развития // Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XXI Междунар. науч.-практ. конф.: в 2 ч. Ч.1. Новокузнецк, 2019. С. 9-14.
11. Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Ёлкин К.С., Голодова М.А. Ферросплавное производство: состояние и тенденции развития в мире и России //

Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XXI Междунар. науч.-практ. конф.: в 2 ч. Ч.1. Новокузнецк, 2019. С. 20-32.

12. Боярко Г.Ю., Хатьков В.Ю. Товарные потоки ферросплавов в России // Черные металлы. 2018. №3. С. 60-63.

13. Рынок ферросплавов в 2017-2018 г.: производство в России. Metall search, Metallургические исследования [Электронный ресурс]. – Режим доступа: [http://www.metalresearch.ru/ferroalloys\\_market\\_2017-2018.html](http://www.metalresearch.ru/ferroalloys_market_2017-2018.html).

14. Леонтьев Л.И., Жучков В.И., Жданов А.В., Дашевский В.Я. Современное состояние ферросплавного производства в России // Сталь. 2015. №10. С. 21-25.

15. Рынок ферросплавов. Маркетинговое исследование [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.indexbox.ru/>.

16. Буданов И.А. Новые условия формирования российского рынка металлов // Сталь. 2018. №8. С. 64-66.

17. База данных по рынку металлов. Ферромолибден цена на мировом рынке [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.infogeo.ru/metalls/price/?act=show&okp=85200>.

18. ГОСТы и ТУ на молибден [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <https://www.metotech.ru/molibden-gost.htm>.

19. Металлоснабжение и сбыт. Цены на молибден продолжают рост [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <https://metalinfo.ru/ru/news/101389>.

20. Обзор мирового рынка молибдена и перспективы развития до 2029 г. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: Merchant Research & Consulting Ltd.

Г.В. Галевский, О.А. Полях, В.В. Руднева, А.Е. Аникин  
ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк, Россия

## МОЛИБДЕН В СОВРЕМЕННОЙ МЕТАЛЛУРГИИ: МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА И ПРОИЗВОДСТВО МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

В работе проанализирована минерально-сырьевая база молибдена зарубежных стран и России: описаны типы месторождений молибденовых, медно-молибденовых и молибдено-вольфрамовых руд, основные виды молибденовых минералов и проведена оценка перспектив её расширения. Рассмотрено производство молибденовых концентратов: способы обогащения руд различного состава, дообогащение молибденового концентрата и промышленная практика переработки молибденовых концентратов.

The work analyzed the mineral raw material base of molybdenum of foreign countries and Russia: the types of deposits of molybdenum, copper-molybdenum and molybdenum-tungsten ores, the main types of molybdenum minerals were described and the prospects of its expansion were assessed. The production of molybdenum concentrates is considered: methods of ore concentration of various composition, additional enrichment of molybdenum concentrate and industrial practice of molybdenum concentrate processing.

### **Введение**

Молибден относится к группе редких металлов и обладает целым комплексом практически значимых свойств: тугоплавкость и жаропрочность, значительная удельная прочность при температурах ниже 1370°C, высокий модуль упругости, хорошая термостойкость, малое сечение захвата тепловых нейтронов, высокая коррозионная стойкость в большей части щелочных растворов, а также в серной и соляной кислотах, высокая каталитическая активность в ряде химико-технологических процессов. Это предопределяет эффективное применение молибдена для легирования сталей и чугунов и в качестве конструкционного материала в чистом виде и в составе сплавов различного назначения. Благодаря этому сложился и востребован широкий сортамент молибденсодержащей промышленной продукции: молибден, его сплавы, в том числе ферромолибден, прутки, полосы, листы, фольга, трубки и др.

Кларк молибдена в земной коре составляет  $1,7 \cdot 10^{-4}$  %. Концентрация молибдена в промышленных месторождениях в 500–1000 раз выше, чем его кларк в земной коре. Известно семнадцать молибденовых минералов. Важ-

нейшие из них – молибденит  $\text{MoS}_2$ , повеллит  $\text{CaMoO}_4$ , молибдит  $\text{Fe}_2(\text{MoO}_4)_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$  и вульфенит  $\text{PbMoO}_4$ . Исходным сырьем для производства молибдена, его сплавов и соединений служат молибденовые концентраты, содержащие 47-50% Mo, 28-32% S, 1-9%  $\text{SiO}_2$  и примеси других элементов. Производство их осуществляется преимущественно из собственно молибденовых, медно-молибденовых и молибдено-вольфрамовых руд.

Целью настоящей работы является анализ современного состояния минерально-сырьевой базы молибдена, добычи и переработки молибденосодержащих руд.

### **Минерально-сырьевая база молибдена**

При проведении анализа состояния минерально-сырьевой базы молибдена использовались материалы, приведенные в работах [1-7].

Все промышленные месторождения молибдена гидротермального происхождения. Содержание молибдена в перерабатываемых рудах 0,1–0,5%. В некоторых углистых сланцах и золе углей установлено постоянное присутствие молибдена до 0,03–0,10%. Однако минералогические формы молибдена в углях не выяснены, а промышленные методы извлечения его не разработаны.

Выделяют месторождения молибдена следующих промышленных типов:

а) штокверковые, содержащие прожилки и вкрапленность либо молибденита с пиритом, либо молибденита с халькопиритом;

б) жильные;

в) скарновые неправильной формы, располагающиеся или вдоль контакта известняков с гранитами, или вдоль мощных зон разломов вблизи контактов этих пород.

Наиболее важны для промышленности штокверковые месторождения. В них заключены основные запасы молибдена. Среди штокверковых месторождений выделяются собственно молибденовые месторождения и медно-молибденовые. Оруденение обычно представляет собой массив окварцованных гранитных пород, пронизанных множеством кварцево-молибденитовых прожилок мощностью от миллиметра до нескольких сантиметров; глубина распространения оруденения значительна.

Мировые прогнозные ресурсы молибдена составляют около 20 млн. т, из них подтвержденные – свыше 12 млн. т. Следует отметить, что минерально-сырьевая база молибдена характеризуется чрезвычайно высокой степенью концентрации запасов: около 80% подтвержденных запасов мира заключено примерно в 30 крупных месторождениях, около 50% содержится в 8 сверхкрупных [4]. Крупнейшими странами – держателями запасов являются США, Китай, Чили, Перу и Канада, на долю которых приходится 75% подтвержденных запасов. По запасам молибдена первое место занимают США, где только одно месторождение «Клаймакс» (штат Колорадо) обладает запасами почти в 1,0 млн. т. Оно расположено в Скалистых горах на высоте 3700 м. Залегает это месторождение в докембрийских гранитах, гнейсах и кристаллических сланцах. Форма рудного тела трубообразная и выражена тремя концентриче-

скими зонами. Первая – окварцованные граниты и гнейсы с вкрапленностью магнетита и пирита; содержание молибдена – сотые доли. Средняя зона кольцевого сечения мощностью 100–400 м представлена сильно окварцованными гнейсами с множеством рудоносных кварцевых прожилок. Промышленное молибденовое оруденение приурочено к внутренним частям этой зоны, мощность его 75–120 м при содержании более 0,5% молибдена. Оруденение разведано на глубину более 400 м. Третья зона – ядро диаметром 120–300 м – сложена окварцованными породами с содержанием молибдена до 0,1%. Наряду с молибденитом в руде присутствуют также следующие минералы: пирит, в небольших количествах халькопирит, сфалерит и вольфрамит (среднее содержание оксида вольфрама 0,04%). В настоящее время в «Клаймакс» из хвостов молибденовой флотации получают до 1000 т в год вольфрамового концентрата.

В остальных зарубежных странах разрабатываются в основном мелкие молибденовые месторождения. Около 300 тыс. т молибдена заключено в медно-порфировых рудах.

Государственным балансом запасов Российской Федерации учитывается почти 1,9 млн. т разведанных и предварительно оцененных запасов молибдена: это составляет около 5% мировых (32 месторождения молибдена, четыре из которых – только с забалансовыми запасами). Российская минерально-сырьевая база молибдена характеризуется высокой концентрацией: более 80% запасов, около двух третей прогнозных ресурсов и практически вся добыча металла сосредоточены на юге Сибири – на территории Восточно-Забайкальской, Западно-Забайкальской (Республика Бурятия) и Алтае-Саянской (Республика Алтай, Хакасия и Тыва) металлогенических провинций. В рудах таких объектов молибдену сопутствуют медь, иногда золото, серебро и рений. Характеристика основных месторождений приведена в таблице 1.

Крупнейшим в России объектом этого геолого-промышленного типа является Бугдаинское месторождение в Восточно-Забайкальской металлогенической провинции – в нём заключено более 30% российских запасов металла. Однако по качеству руд, содержащих в среднем 0,08 % молибдена, оно уступает зарубежным аналогам. Сравнительно богатые руды заключены в недрах эксплуатируемого Жирекенского месторождения того же геолого-промышленного типа, находящегося здесь же. Среднее содержание молибдена несколько превышает 0,1%, однако запасы существенно меньше (3,4% российских). В этой же провинции в пределах Стрельцовского рудного поля, сконцентрированы молибден-урановые месторождения (содержание молибдена от 0,05 до 0,27%). Молибден является попутным компонентом, извлечение его признано нерентабельным. В Западно-Забайкальской провинции разведано два крупных молибденовых штокверковых объекта: Ореkitканское месторождение, запасы которого составляют 19% российских, а руды по качеству не уступают зарубежным (около 0,1% молибдена) и Мало-Ойногорское, заключающее более 8% запасов металла страны, но с бедными

Таблица 1 – Характеристика основных месторождений молибдена Российской Федерации

Недропользователь, месторождение	Геолого-промышленный тип	Запасы, тыс т		Доля в балансовых запасах РФ, %	Содержание Мо в рудах, %
		A+B+C 1	C2		
ООО «Сорский ГОК»					
Сорское (Республика Хакасия)	Штокверковый	113,8	0,2	5,5	0,06
Агаскырское (Республика Хакасия)	Собственно молибденовый	155,3	0	7,4	0,05
ОАО «Жирекенский ГОК»					
Жирекенское (Забайкальский край)	Штокверковый и собственно молибденовый	62	0	3	0,104
ООО «Бугдаинский рудник»					
Бугдаинское (Забайкальский край)	Штокверковый и собственно молибденовый	347,5	252,2	28,8	0,08
ООО «Ореkitканская ГРК»					
Ореkitканское (Республика Бурятия)	Штокверковый и собственно молибденовый	246,7	113,8	17,3	0,099
Нераспределенный фонд					
Тырныаузское (Кабардино-Бакарская Республика)	Скарновый вольфрамовый с попутным молибденом	130,1	13,6	6,9	0,041
Мало-Ойногорское (Республика Бурятия)	Штокверковый и собственно молибденовый	154,9	0	7,4	0,051

рудами (в среднем 0,05 % молибдена). Одно из двух российских разрабатываемых месторождений, Сорское (6,6% запасов, среднее содержание Мо в рудах 0,059%), также относимое к молибденовому штокверковому геолого-промышленному типу, находится в Алтае-Саянской металлогенической провинции. Химический состав руды Сорского месторождения представлен в таблице 2 [5].

Около 9% российских запасов молибдена заключено в скарновых вольфрамовых месторождениях Северо-Кавказской металлогенической провинции, в которых молибден присутствует как попутный компонент. Разведано

всего два таких объекта, главным из которых является Тырнаузское месторождение, заключающее 7,5% российских запасов (среднее содержание молибдена 0,041%).

Наибольшими перспективами расширения российской минерально-сырьевой молибдена обладает Уральская металлогеническая провинция. Здесь сосредоточено более 20 % прогнозных ресурсов страны и почти все ресурсы высоких категорий, хотя они невелики (60 тыс. т) [4].

По данным Геологической службы США, ежегодный объем добычи молибдена составляет 250-275 тыс. тонн. При этом доля Китая в мировой добыче составляет 39,2%, США - 25,2%, Чили - 15,2%, Перу- 7,1% и Мексики - 4,1%. Российская добыча молибдена составляет примерно 2,8% мировой добычи. По этому показателю Россия занимает седьмое-восьмое место в мире. Практически всю добычу молибдена в России ведет АО «УК Союзметаллресурс», обрабатывающая месторождения в Хакасии и Забайкальском крае.

### **Производство молибденовых концентратов**

При анализе современных технологий производства молибденовых концентратов использовались материалы, приведенные в работах [8-12].

Таблица 2 – Химический состав руды Сорского месторождения

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Молибден общий	0,030–0,060	Никель	0,01
Молибден окисленный	0,001–0,015	Кобальт	0,005
Молибден сульфидный	0,030–0,052	Оксид вольфрама (VI)	0,01
Медь общая	0,030–0,068	Свинец	0,016
Медь окисленная свободная	0,003–0,002	Цинк	0,020
Медь окисленная связанная	0,001–0,007	Мышьяк	0,01
Медь сульфидная вторичная	0,010–0,040	Оксид калия	2,0–3,5
Медь сульфидная первичная	0,020–0,055	Оксид натрия	2,43
Железо	2,8–3,5	Барит	0,01
Сера	0,92	Оксид фосфора	0,19
Оксид алюминия	5,0–20,0	Оксид титана	0,06
Оксид кремния	60,0–63,0	Оксид бериллия	следы
Оксид кальция	3,5	Фтор	0,05
Марганец	0,5	Олово	0,025
Оксид магния	2,35	Висмут	0,005



Для обогащения Мо-содержащих (молибденовых, медно-молибденовых и т.д.) руд применяют чаще всего флотацию – способ разделения минералов, основанный на различии в смачиваемости водой их поверхности и в способности удерживаться на границе раздела фаз. При наличии в этих рудах других ценных минералов (вольфрамит, касситерит, монацит и др.) применяются гравитация, магнитная сепарация (например, на фабрике «Клаймакс», США). Первичная флотация сульфидов молибдена и меди из руд не представляет затруднений, но доводка черновых концентратов и разделение коллективных медно-молибденовых продуктов для получения отдельных кондиционных концентратов требуют хорошего знания всех технологических приемов обработки и разделения их обогатительными, химическими и металлургическими способами. При наличии в руде или в коллективных концентратах окисленных форм молибдена и меди процесс разделения усложняется [8].

Сульфидные молибденовые руды ( $Mo_{\text{общ}}=0,03-0,06\%$ ) относятся к наиболее легко обогатимым. Медно-молибденитовые руды перерабатывают обычно по схеме коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и молибденовый, иногда получают и пиритный концентрат. При обогащении кварцево-молибдено-вольфрамитовых руд сочетают методы гравитации (для получения вольфрамитового концентрата) и флотации (для молибденита). При обогащении некоторых медно-молибденитовых и окисленных руд получают бедные по молибдену промпродукты, которые направляются на гидрометаллургическую переработку с целью получения «химического концентрата» [9].

Систематизация литературных источников [8-10] позволяет выделить следующие способы разделения коллективных медно-молибденовых концентратов:

- пропарка в среде сернистого натрия (Балхашская обогатительная фабрика);
- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и пирита после окислительной пропарки коллективного концентрата в известковой среде в плотной пульпе (Алмалыкская обогатительная фабрика);
- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и пирита после низкотемпературного окислительного обжига коллективного концентрата;
- подавление сульфидов меди и железа гидросульфидом натрия  $NaHS$ , сульфидом аммония  $(NH_4)_2S$  или гидросульфидом аммония  $NH_4HS$  (Канада – фабрики «Бренда», «Гибралтар» и др.);
- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и железа реагентом «Ноукс» (США – фабрики «Пима», «Эль-Сальвадор» и др.);
- подавление сульфидов меди и железа реагентом «Анимол Д» (Чили – фабрика «Чукикамата», Канада – фабрика «Лорнекс»);
- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и железа феррицианидами или цианидом натрия в слабощелочной среде совместно с сульфатом цинка (США – фабрика «Моренси», Канада – фабрика «Гаспе» и др.);

- подавление сульфидов меди и железа с помощью окислителей, например, перекиси водорода (США – фабрика «Сан-Мануэль»);
- подавление молибденита органическими коллоидами (крахмал) и флотация сульфидов меди (США – фабрики «Магна», «Сильвер-Белл»).

Каждая технология имеет свои особенности, но в любой схеме для получения высококачественных молибденовых концентратов применяются перечистные операции, количество которых колеблется от 5 до 14 в зависимости от типа руды. Перечистки сочетаются с другими технологическими операциями, такими как доизмельчение, термическая обработка и т.д. [9].

Специалистами обогатительной фабрики ООО «Сорский ГОК» предложен гидрометаллургический метод дообогащения молибденового концентрата путем обработки концентратов слабым раствором соляной кислоты. Цель технологии – снизить содержание легкоплавких соединений ( $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$  и т.д.) в концентратах, поступающих на окислительный обжиг. Это позволит получить в дальнейшем огарки с содержанием серы менее 0,1 %. Этот показатель важен для производства ферромolibдена, который в настоящее время востребован на рынке черных металлов [9].

Химический состав молибденового концентрата представлен в таблице 3. По заданному составу определяется минералогический состав концентрата, который приведен в таблице 4.

### **Переработка молибденовых концентратов**

При анализе состояния вопроса использовались материалы, приведенные в работах [13-14].

Молибденовые концентраты служат исходным сырьем для производства ферромolibдена и химических соединений различной степени чистоты: триоксида молибдена, парамолибдата аммония, молибдата натрия и кальция. Суммарная мощность предприятий по переработке молибденовых концентратов составляет около 300 тыс. т [2]. Производственные мощности сосредоточены в США, странах Западной Европы, Канаде, Чили, Японии и Китае. При этом крупнейшей перерабатывающей компанией является «Cyrus Climax Metals».

В Российской Федерации молибденовые концентраты перерабатываются на 3-х предприятиях: ООО «Сорский ферромolibденовый завод», ООО «Жирекский ферромolibденовый завод» АО УК «Союзметаллресурс» и АО «Нижеволжский ферросплавный завод». При этом предприятия компании АО УК «Союзметаллресурс» работают на собственных концентратах и их производственные мощности составляют порядка 12 тыс. т концентрата в год. АО «Нижеволжский ферросплавный завод» не имеет собственной сырьевой базы, работает на импортных концентратах и может перерабатывать до 2 тыс. т концентратов в год.

Промышленная практика переработки молибденовых концентратов технологически разнообразна и может быть реализована в зависимости от дальнейшего использования получаемых продуктов с применением пиро- и

Таблица 3 – Химический состав молибденового концентрата

Наименование показателя	Марка		
	КМФ-5	КМФ-6	КМФ-7
Содержание молибдена, %	48,0	47,0	45,0
Содержание оксида кремния, %	7,0	9,0	11,0
Содержание мышьяка, %	0,010	0,010	0,010
Содержание олова, %	0,005	0,005	0,006
Содержание фосфора, %	0,008	0,009	0,01
Содержание меди, %	0,4	0,5	0,7

Таблица 4 – Примерный минералогический состав молибденового концентрата марки КМФ-5

Наименование	Содержание, %	Минералогическая формула	Содержание, %
Молибден	48,0	Молибденит, $\text{MoS}_2$	78,33
Диоксид кремния	9,0	Кремнезем, $\text{SiO}_2$	9,0
Мышьяк	0,01	Арсенопирит, $\text{FeAsS}$	0,0217
Олово	0,01	Касситерит, $\text{SnO}_2$	0,0127
Фосфор	0,02	Апатит, $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3$	0,112
Медь	0,5	Халькопирит, $\text{CuFeS}_2$	1,4375
Свинец	0,07	Галенит, $\text{PbS}$	0,08
Цинк	0,15	Сфалерит, $\text{ZnS}$	0,2227
Полевые шпаты Na-K- $(\text{Al}_3\text{O}_8)$	2,784	Полевые шпаты Na-K- $(\text{Al}_3\text{O}_8)$	2,784
Влага+масло	4+4	-	8,0
Всего			100,0

гидрометаллургических способов. Пирометаллургический способ основан на окислительном обжиге молибденовых концентратов и обеспечивает получение огарка для производства ферромolibдена и триоксида молибдена.

Для производства триоксида молибдена огарок далее перерабатывается способом возгонки (фирма «Клаймакс», США) или аммиачного выщелачивания с выделением молибдена в форме парамолибдата аммония. Технологическая схема переработки молибденовых концентратов, включающая окислительный обжиг в печи кипящего слоя (КС) и выщелачивание огарка раствором аммиака, приведена на рисунке 1. Технология реализуется в высокопроизводительных печах кипящего слоя, но получаемый огарок имеет высокое остаточное содержание серы – 2-3%.

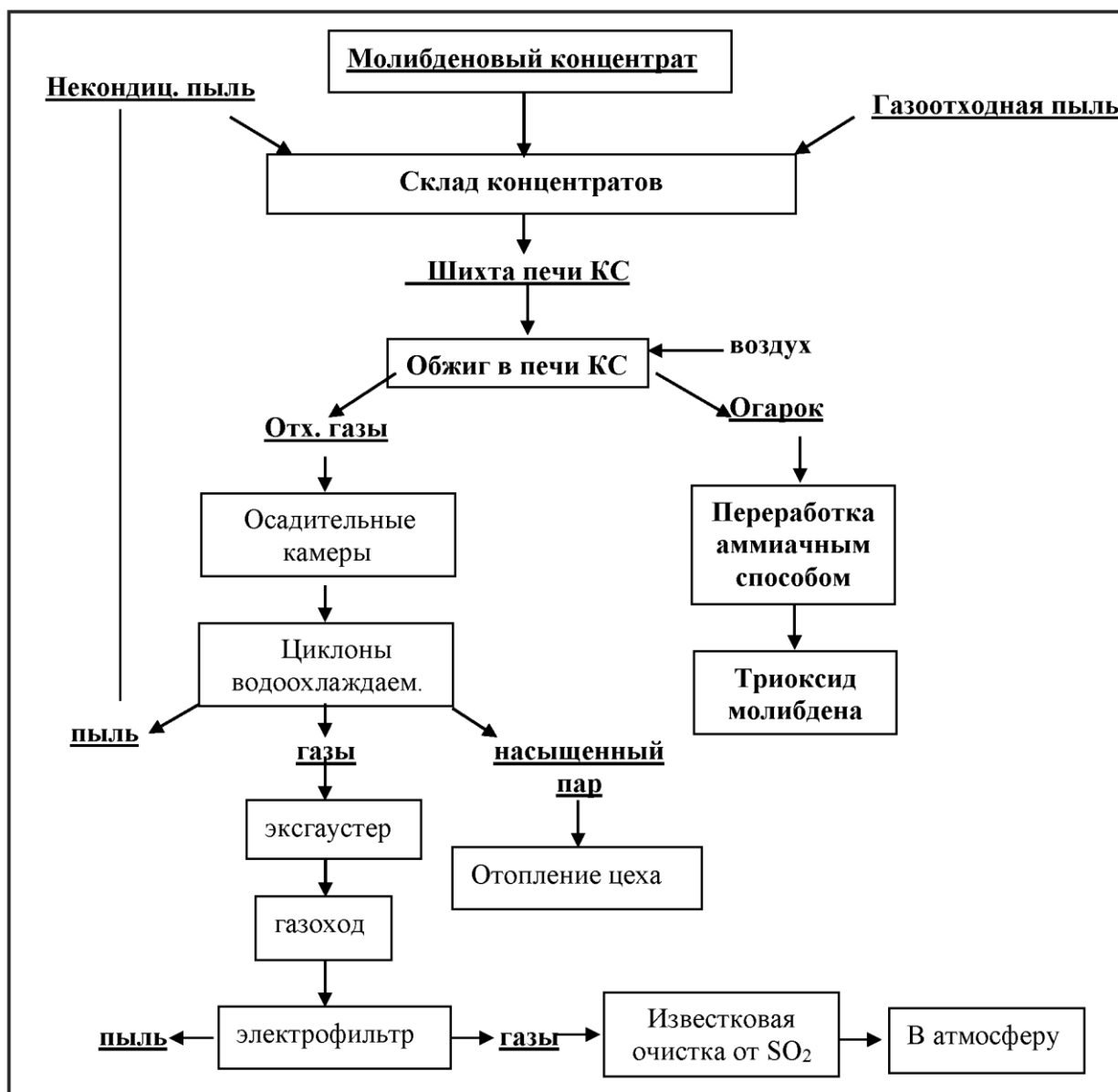


Рисунок 1 – Технологическая схема переработки молибденовых концентратов с получением триоксида молибдена

Переработка молибденовых концентратов с получением огарка с содержанием серы менее 0,08 % для производства ферромolibдена силико-алюмотермическим способом производится в печах различного типа: вертикальных подовых (предприятия США, Канады, Чили) и горизонтальных подовых (предприятия Китая, России).

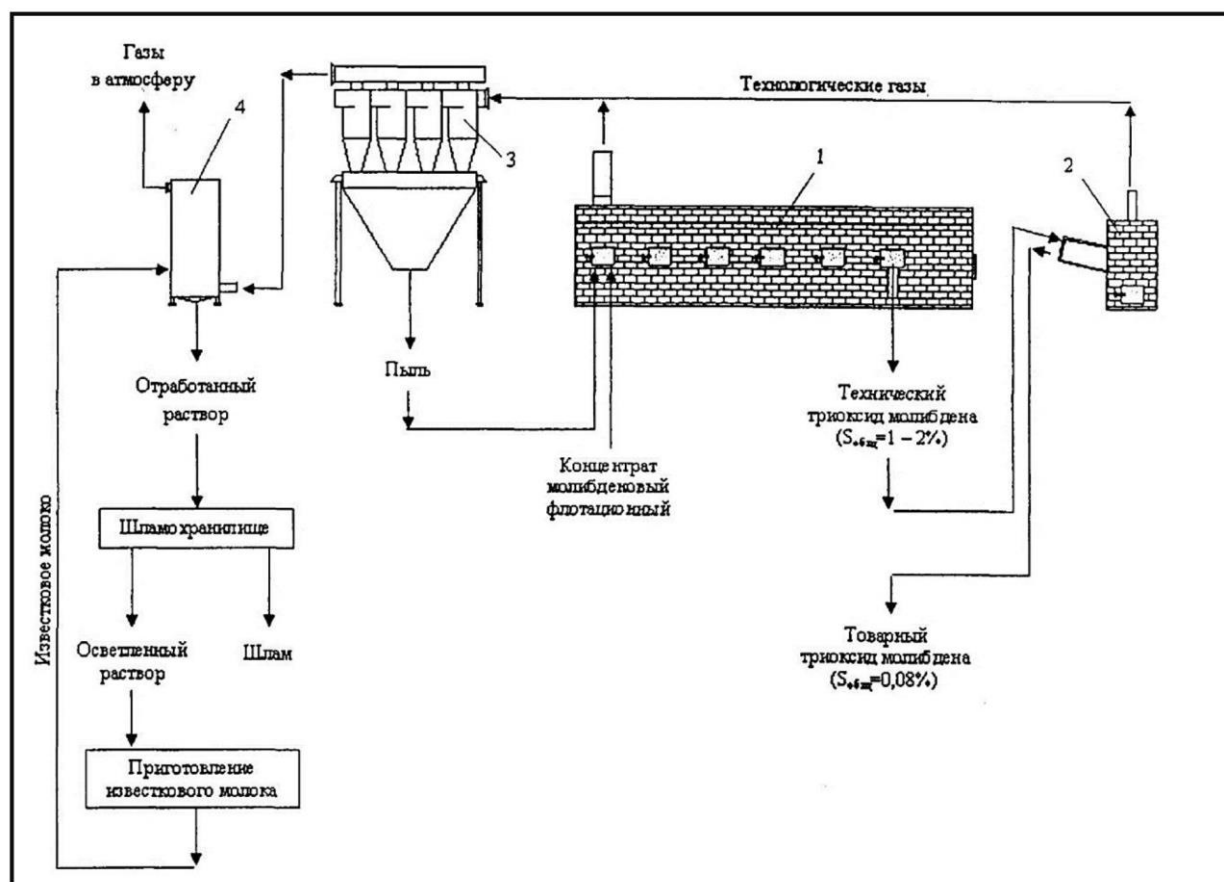
Вертикальные многоподовые печи отличаются простотой обслуживания, а также надежностью и устойчивостью работы [14]. При работе печей отмечается небольшой унос пыли в атмосферу. Печи могут устанавливаться на открытом воздухе. К недостаткам многоподовых печей относятся сравнительно высокая строительная стоимость (достигающая 60 млн. долларов США), большие габариты, наличие вращающихся механизмов в высокотемпературной зоне, частый выход из строя гребковых устройств. Общее содер-

жание серы в обожженном концентрате зависит от числа подов и может быть снижено до 0,08-0,1% в 10-12-подовых печах.

Гидрометаллургический способ переработки молибденовых концентратов реализуется в различных технологических вариантах: окисление молибденита азотной кислотой, автоклавное окисление кислородом в щелочных и кислых растворах, окисление растворами гипохлорита натрия. В промышленной практике чаще всего используется окисление азотной кислотой.

Обжиг молибденового концентрата в горизонтальной шестиподовой печи в условиях ООО «Сорский ферромолибденовый завод» реализуется в соответствии с аппаратурно-технологической схемой, приведенной на рисунке 2. Техническая характеристика горизонтальной подовой печи 3x12 м приведена в таблице 5.

В печах такого типа обжиг молибденового концентрата проводится в две стадии. На первой стадии обжиг проводится в горизонтальных шестиподовых печах производительностью 0,5 т/сут. Концентрат загружается на первый под печи, скребками перегребается и перемещается последовательно к последнему шестому разгрузочному поду. Перегревание концентрата на подах производится с периодичностью 10-15 минут для наиболее полного кон-



1 – горизонтальная подовая печь; 2 – трубчатая печь; 3 – групповой циклон СЦН – 40x1000x8; 4 – скруббер СПФ-8500

Рисунок 2 – Аппаратурно-технологическая схема обжига молибденового концентрата на ООО «Сорский ферромолибденовый завод»

такта концентрата с кислородом. Для перегревания и перемещения концентрата используются скребки. В первой зоне печи происходит сушка концентрата и выгорание масел. Во второй зоне печи при температуре 250-400°C происходит реакция горения серы с большим количеством выделяемого тепла, при этом приход тепла становится ненужным. В третьей, а особенно в четвертой, пятой и шестой зонах, из-за малого остаточного содержания серы, необходим большой приход тепла для продолжения процесса горения серы. Температурный режим третьей, четвертой, пятой зон – 500-580°C. Повышение температуры выше 620°C недопустимо, так как это вызывает размягчение, сплавление и окомкование огарка.

Содержание серы при выгрузке концентрата из обжиговой печи находится в пределах 1-2% (технический триоксид молибдена). Такое содержание серы в огарке велико для использования его в качестве исходного сырья для производства ферромолибдена. Поэтому в качестве второй стадии обжига проводится дообжиг (расплавление). Технический триоксид молибдена подвергается дообжигу (расплавлению) в трубчатых печах, производительностью 0,75 т/сут. В таблице 6 представлена техническая характеристика трубчатой печи.

Обожженный концентрат загружают в печь и закрывают торцовую крышку. Скорость вращения барабана печи – 5 об/мин. Топливо для процесса дообжига (расплавления) – каменный уголь. Температура процесса – 800°C. Время проведения операции дообжига 1,5 часа. Превышение времени обжига и температуры ведёт к интенсивной возгонке оксида молибдена. После расплавления продукт выливается из печи в металлическую тару. Расплавленный огарок (товарный триоксид молибдена) после остывания представляет собой сплав, который направляется в последующем на операцию получения ферромолибдена.

Таблица 5 – Техническая характеристика горизонтальной подовой печи

Параметры	Величина
Производительность по обжигаемому материалу, т/час	0,02
т/сутки	0,5
Площадь пода 1,9x97, м <sup>2</sup>	18,43
Толщина слоя концентрата, м	0,06
Количество концентрата в печи, т	0,5
Теплоноситель: уголь, ккал/кг	4500
Расход топлива, т/час	0,060
Температура по подам, °С:	
1 под	300-350
2,3 под	360-400
4,5 под	500-580
6 под	620
Температура отходящих газов, °С:	200-250

Таблица 6 – Техническая характеристика трубчатой печи

Параметры	Величина
Производительность по обжигаемому материалу, т/сут	0,75
Теплоноситель: уголь, ккал/кг	4500
Расход топлива, т/час	0,330
Температура обжига, °С	800
Температура отходящих газов, °С	350
Диаметр обечайки, мм	820
Длина обечайки, мм	3000
Частота вращения, об/мин	5
Мощность привода, кВт	3,5

В таблице 7 приведен химический состав получаемого товарного триоксида молибдена (огарка). При определении марки обожженного концентрата учитывается содержание молибдена и всех примесей. За счет операции расплавления триоксида молибдена содержание серы достигается менее 0,08 %.

Данная технология окислительного обжига молибденовых концентратов имеет следующие достоинства: технология (обжиг - дообжиг) не требует больших капитальных затрат на строительство горизонтальных подовых печей, трубчатых печей, скрубберов, батареи циклонов; печи просты в эксплуатации; теплоносителем является каменный уголь, в связи с чем отсутствует сложное газовое хозяйство, необходимое для вертикальных многоподовых печей. Однако эта технология обладает рядом существенных недостатков: невозможность добиться кондиционного по сере огарка за одну стадию обжига; отсутствуют системы автоматизации технологического процесса, используется ручной труд; применение каменного угля вместо природного газа; концентрат и каменный уголь в печь загружаются вручную что обуславливает высокую запыленность на рабочих местах.

Таблица 7 – Химический состав товарного триоксида молибдена

Марки	Химический состав, %						
	Молибден	Мышьяк	Олово	Фосфор	Медь	Углерод	Сера
	не менее	не более					
КМО-1	55	0,05	0,03	0,03	0,5	0,2	0,08
КМО-2	53	0,06	0,05	0,05	0,5	0,2	0,08
КМО-3	50	0,07	0,07	0,07	0,5	0,2	0,08

### *Заключение*

Проведен анализ современного состояния минерально-сырьевой базы молибдена, добычи молибденсодержащих руд, производства и переработки молибденовых концентратов.

Мировые ресурсы молибдена составляют около 20 млн. т, из них подтвержденные – свыше 12 млн. т. Около 80% подтвержденных мировых запасов заключено в 30 крупных, около 50% – в 8 сверхкрупных месторождениях. Крупнейшие держатели запасов молибдена – США, Китай, Чили, Перу и Канада, на долю которых приходится 75% подтвержденных запасов. Запасы молибдена Российской Федерации определены на уровне 2 млн. т – шестое место в мире. При этом учитывается 32 месторождения, из них в распределенном фонде недр – 23. По качеству руд отечественная сырьевая база молибдена сопоставима с зарубежными. Основные разрабатываемые и планируемые к разработке месторождения распределяются между холдингами и управляющими компаниями следующим образом: Группа «Базовый элемент», АО «УК Союзметаллресурс» – Сорское, Агаскырское (Республика Хакасия), Жирекенское (Забайкальский край); АО ГМК «Норильский никель» – Бугдаинское (Забайкальский край); Группа «Онексим», ООО «Интергео» – Орехитканское (Республика Бурятия); АО «Транс Нафта», ООО «Нафта Металл» – Лобаш (Республика Карелия). Главными добывающими компаниями, стабильно обеспечивающими более 96% отечественной добычи молибденсодержащих руд, являются ООО «Сорский ГОК» (порядка 63%) и ООО «Жирекенский ГОК» (порядка 33%). Эти предприятия обеспечивают долю России в мировой добыче порядка 2%.

Производство молибденовых концентратов основано на обогащении различных по составу руд, главным образом, способом флотации, реализуемом в различных технологических вариантах в сочетании с другими обогатительными, химическими и металлургическими способами. В России молибденовые концентраты производятся на обогатительных фабриках предприятий АО «УК Союзметаллресурс» – ООО «Сорский ГОК» и ООО «Жирекенский ГОК». Их производственные мощности составляют порядка 12 тыс. т концентрата в год. Концентрат производят марок КМФ-5, КМФ-6, КМФ-7 с содержанием молибдена, не менее, % 48,0; 47,0; 45,0.

Молибденовые концентраты служат исходным сырьем для производства ферромолибдена и химических соединений молибдена различной степени чистоты: триоксида молибдена, парамолибдата аммония, молибдата кальция и натрия. Суммарная мощность предприятий по переработке молибденовых концентратов составляет около 300 тыс. т. Производственные мощности сосредоточены в США, Канаде, Чили, Китае, Японии, странах Западной Европы. В Российской Федерации молибденовые концентраты перерабатываются на 3-х предприятиях: ООО «Сорский ферромолибденовый завод», ООО «Жирекенский ферромолибденовый завод» и ООО «Нижеволжский ферросплавный завод». Ферромолибденовые заводы могут перерабатывать до 12 тыс. т в год собственных концентратов, ООО «Нижеволжский ферросплав-



ный завод» работает на импортных концентратах и может перерабатывать до 2 тыс. т концентратов в год. Промышленная практика переработки молибденовых концентратов технологически разнообразна и может быть реализована в зависимости от дальнейшего использования получаемых продуктов с применением пиро- и гидрометаллургических способов. Пирометаллургический способ основан на окислительном обжиге молибденовых концентратов и обеспечивает получение огарка для производства ферромolibдена и триоксида молибдена. В гидрометаллургической технологии чаще всего применяется разложение концентрата азотной кислотой. Переработка молибденовых концентратов с получением огарка с содержанием серы менее 0,08% для производства ферромolibдена силикоалюминотермическим способом производится в вертикальных подовых (предприятия США, Канады, Чили) и горизонтальных подовых печах (предприятия Китая, России).

### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Обзор мирового рынка молибдена и перспективы развития до 2029 г. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: Merchant Research & Consulting Ltd.
2. Информационный портал Недра ДВ. Обзор рынка. Мировой рынок молибдена. 2016 год [Электронный ресурс] – Режим доступа: <https://nedradv.ru/nedradv/ru/msr/>.
3. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2012 году. Молибден России» (11.04.2014 года) [Электронный ресурс]. – Режим доступа: [http://www.mnr.gov.ru/docs/gosudarstvennye\\_doklady/o\\_sostoyanii\\_i\\_ispolzovanii\\_mineralno\\_syrevykh\\_resursov\\_rossiyskoy\\_federatsii/?PAGEN\\_2=2](http://www.mnr.gov.ru/docs/gosudarstvennye_doklady/o_sostoyanii_i_ispolzovanii_mineralno_syrevykh_resursov_rossiyskoy_federatsii/?PAGEN_2=2).
4. Сырьевая база для производства молибдена [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://metal-archive.ru/osnovy-metallurgii/1649-syrevaaya-baza-dlya-proizvodstva-molibdena.html>.
5. Сорское (Mo) месторождение, Усть-Абаканский район, Хакасия, Южная Сибирь, Россия [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <https://webmineral.ru/deposits/item.php?id=1806>.
6. Горлова А.А., Галевский Г.В., Руднева В.В. Исследование современного состояния отечественного и мирового производства молибдена, его сплавов и соединений // *Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XXI Междунар. науч.-практ. конф.*: в 2 ч. Ч.1. Новокузнецк, 2019. С. 72-77.
7. InfoMine. Your global mining resource. 5 Year Molybdenum Prices and Price Charts. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.infomine.com/investment/metal-prices/molybdenum-oxide/5-year/>.
8. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов : в 2 кн. Кн. 1. Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды : учебное пособие для вузов. – М.: МГТУ, 2005. – 575 с.
9. Ватолин Н.А. Краткий обзор способов переработки молибденовых концентратов и поиск экологически чистой технологии // *Цветная металлургия*. 2008. № 3. С. 170-175.

10. Полях О.А., Комрони М. Молибденовые концентраты: сырьевая база и современные технологии обогащения // *Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XXI Междунар. науч.-практ. конф.: в 2 ч. Ч.1.* Новокузнецк, 2019. С. 55-61.

11. Комрони М., Полях О.А. Современные технологии обогащения молибденовых руд // *Перспективы развития технологии переработки углеводородных и минеральных ресурсов: материалы VII Всероссийской науч.-практ. конф. с междунар. участием (19-20 апреля 2017).* Иркутск. С. 211 – 213.

12. ГОСТ 212-76 (СТ СЭВ 6439-88). Концентрат молибденовый. Технические условия. Дата введения 01.01.78. – М. : Изд-во стандартов, 1978.

13. Лыкасов А.А., Рысс Г.М., Жихарев В.М. *Металлургия вольфрама и молибдена.* – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 80 с.

14. Галевский Г.В., Руднева В.В. *Металлургия молибдена : конспект лекций.* – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2018. – 52 с.

И.Д. Рожихина<sup>1</sup>, О.И. Нохрина<sup>1</sup>, К.С. Ёлкин<sup>2</sup>, М.А. Голодова<sup>1</sup>

<sup>1</sup>Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия

<sup>2</sup>ОАО «ОК РУСАЛ Инженерно-технологический центр»,  
г. Красноярск, Россия,

## СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МИРОВОГО И ОТЕЧЕСТВЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОСПЛАВОВ

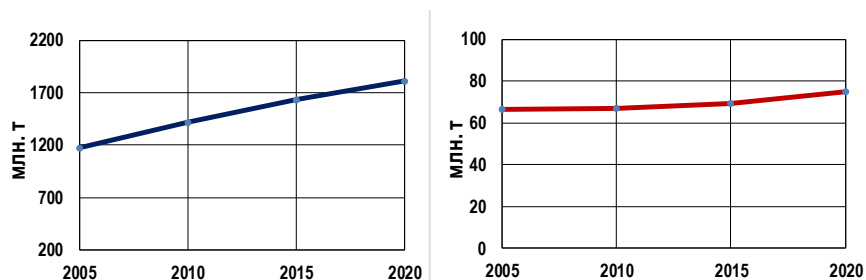
Представлены показатели производства и потребления ферросплавов в Российской Федерации, а также основные производители ферросплавов. Показаны изменения в структуре производства ферросплавов в мире и России с 2009 по 2018 г. Перечислены основные приоритетные задачи отечественной ферросплавной промышленности, решение которых будет способствовать повышению её конкурентоспособности.

Indicators of production and consumption of ferroalloys in the Russian Federation and also the main producers of ferroalloys are presented. Changes in structure of production of ferroalloys in the world and Russia from 2009 to 2018 are show. The main priority objectives of the domestic ferroalloy industry which solution will promote increase in its competitiveness are listed.

Перспективы развития мировой ферросплавной индустрии определяются прежде всего соответствующими трендами в «большой» металлургии, особенно в производстве качественных (специальных) сталей, потребляющем основное количество производимых ферросплавов. Динамика производства стали в мире и РФ за период 2008 – 2020 гг. приведена на рисунке 1 [1 – 3].

В 2013 г., по данным World Steel Association, в мире произведено 1,622 млрд т стали, из них 779 млн т (48 %) – в Китае. По большинству прогнозов, в 2014 г. объем выплавки стали определен на уровне 1,662 млрд т, в 2015 г. составил 1,635 млрд т, а к 2020 г. мировое производство стали увеличится до 1,814 млрд т (794 млн т будет приходиться на Китай), т. е. относительно нынешнего уровня прирост составит около 12 %.

Еще более значительно (примерно на 25 % по сравнению с аналогичным показателем 2013 г.) к 2020 г. увеличится выплавка легированных и специальных, прежде всего коррозионностойких сталей. К примеру, если в 2013 г. в Китае было выплавлено 19 млн т коррозионностойкой стали (из 36 млн т мирового производства), то к 2015 г. этот показатель составил уже 23 млн т (на 21 % больше), а к 2020 г. – 27,7 млн т



а – в мире, б – в Российской Федерации

Рисунок 1 – Производство стали в мире и Российской Федерации

(прирост 8,7 млн т, или 46 %, по сравнению с показателем 2013 г.). Таким образом, в рассматриваемый период объем выплавляемой в Китае коррозионностойкой стали будет ежегодно возрастать примерно на 8,4 %, в то время как в США и в других регионах рост ее производства прогнозируется на уровне 4 %.

Текущая потребность российской промышленности в коррозионностойких сталях составляет около 500 тыс т, производится всего около 130 тыс т.

Рост объема выпуска стали, включая сталь специальных высоколегированных марок, влечет за собой необходимость наращивания производства ферросплавов – хромистых, марганцевых, кремнистых, никелевых и др., включая ферросплавы «малотоннажной группы». Связь объемов производства ферросплавов и стали в последние годы стала еще более очевидной по мере развития технологий выплавки стали на мини заводах электрометаллургическим способом, а также в связи с вышеотмеченным опережающим развитием выплавки высоколегированных специальных марок стали, особенно в Китае.

Сегодня на 1 т стали в среднем расходуется около 20 кг различных ферросплавов, из этого количества приходится на:

- феррохром порядка – 20 %;
- ферросилиций – 18 %;
- силикомарганец – 22 %;
- ферромарганец высокоуглеродистый – 12 %;
- рафинированные марганцевые сплавы и металлический марганец – 5 %;
- ферроникель – 4 %;
- все прочие – 19 % суммарно.

При этом выплавка 170 млн. т специальных сталей (20 % от мирового производства) потребовала 35 % всех потребленных ферросплавов, тогда как для выплавки 1440 млн. т сталей рядовых марок (соответственно 80 % от мирового производства) потребовалось 65 % всех потребленных ферросплавов.

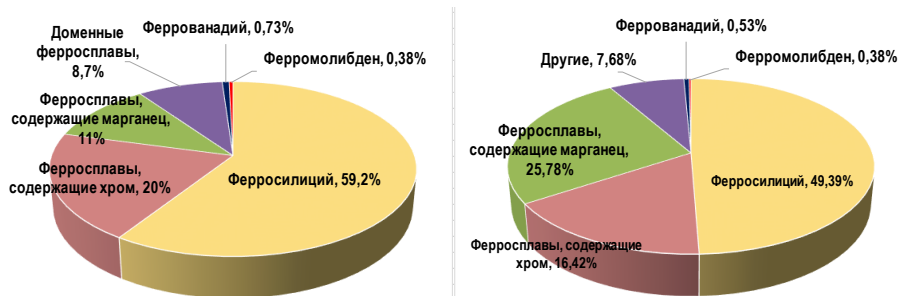
Динамика мирового производства ферросплавов за период 2008 – 2018 гг. приведена на рисунке 2 [4–7].

Представляет интерес сопоставление структуры производства ферросплавов в мире и России (рисунки 2 и 3). Мировая структура производства ферросплавов за последнее время не претерпела существенных изменений и соответствует их мировому потреблению. В мире на первом месте по объемам



а – в 2008 году, б – в 2018 году

Рисунок 2 – Изменение структуры производства ферросплавов в мире



а – в 2008 году, б – в 2018 году

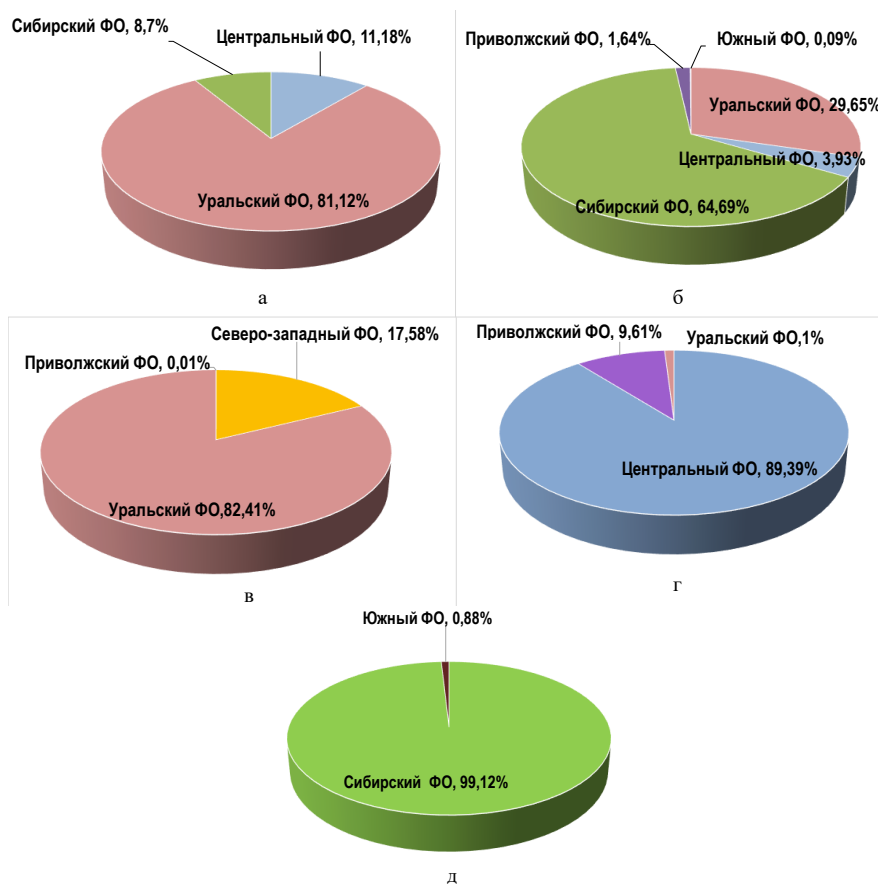
Рисунок 3 – Изменение структуры производства ферросплавов в Российской Федерации

производства (рисунок 2) находятся марганцевые сплавы. В России на первое место по росту производства выходят также марганцевые сплавы: в 2015 году 10,8 %, а в 2018 – 25,8 % с ростом более чем в два раза (рисунок 3). Среди ферросплавов на рынке России в 2018г можно выделить ферросилиций с долей объема производства 49,39 % и феррохром – 13,92 %.

Анализ перспектив производства ферросплавов представляет особый интерес для отечественной ферросплавной промышленности и его сырьевой базы в мире.

Основные производители ферросплавов и кристаллического кремния в РФ: ОАО «Челябинский электрометаллургический комбинат» (ЧЭМК), г. Челябинск; ОАО «Серовский завод ферросплавов» (СЗФ), г. Серов Свердловской области; ОАО «Кузнецкие ферросплавы», г. Новокузнецк Кемеровской области; ОАО «Ключевский завод ферросплавов» (КЗФ), г. Двуреченск Свердловской области; ОАО «Братский алюминиевый завод» (БрАЗ), г. Братск Иркутской области; ОАО «Чусовской металлургический завод» (ЧусМЗ), г. Чусовой Пермской области; ОАО «ЕВРАЗ Ванадий Тула», г. Тула; ОАО «ВСМПО-АВИСМА», г. В. Салда Свердловской области; ОАО «Косогорский металлургический завод», г. Тула, п. Косая Гора; ОАО «Саткинский чугуноплавильный завод», г. Сатка Челябинской области; ОАО «Тихвинский ферросплавный завод», г. Тихвин Ленинградской области. Кроме того, имеется ряд других более мелких производителей ферросплавов, как отдельных, так и в составе металлургических заводов.

Распределение производства ферросплавов по федеральным округам приведено на рисунке 4.



а – ферросиликомарганец, б – ферросилиций, в – феррохром,  
г – феррованадий, д – ферромолибден

Рисунок 4 – Распределение производства ферросплавов по федеральным округам

### Производство марганцевых сплавов

В 2012 г. мировой объем производства марганцеворудного сырья составил 49,2 млн т (по рудной массе), а к 2020 г. прогнозируется на уровне 58,8 млн т, что будет вызвано ростом потребления марганцевых ферросплавов в связи с прогнозируемым увеличением объема производства стали (рисунок 1). Около 57 % всей руды, добытой в мире в 2013 г., переработано с получением марганцевых ферросплавов в Китае.

В ЮАР в 2012 г. получено около 12,5 млн т марганцевой руды (25 % мирового производства) высокого и среднего качества. К 2020 г. предполагается увеличить добычу руды до 16 млн т, что соответствует росту на 27 % по сравнению с существующим уровнем. В Австралии выпуск марганцевого сырья составляет более 20 % мирового уровня, руда преимущественно экспортируется в Китай. Экспорт марганцевой руды из ЮАР (также преимущественно в Китай) в 2012 г. достиг 8,9 млн т; внутреннее потребление составило 3,6 млн т. Всего же в Китай было экспортировано 18 млн т марганцевой руды, из этого количества, %: доля ЮАР – 31, Австралии – 29, Ганы – 10,

Бразилии – 9, Габона – 7, Малайзии – 6, прочих стран – 8. В 2013 г. в пересчете на марганец в рудной продукции ее мировое производство составило 18 млн т, в том числе, млн т: ЮАР – 4,44; Китай – 4,14; Австралия – 3,14; Габон – 1,97; Бразилия – 1,06; СНГ – 1,07; Индия – 0,74; Гана – 0,53.

В настоящее время на долю Китая приходится 67 % мировой выплавки силикомарганца, 53 % – рафинированных марганцевых сплавов и 48 % – высокоуглеродистого ферромарганца. Китай является бесспорным мировым лидером по производству электролитического металлического марганца. Его производство составляет 1,1 млн. или 97 % мирового уровня.

Потребность России в марганцевых ферросплавах составляет порядка 600 – 650 тыс. т в год. Из импортных марганцевых руд выплавляется в основном ферромарганец углеродистый (Саткинский чугуноплавильный завод и Косогорский металлургический завод), силикомарганец (Челябинский электрометаллургический комбинат и ЗСЭМЗ г. Новокузнецк). Динамика производства ферромарганца в России с 2015 года имеет положительный тренд, в 2017 году его производство составило 167 тыс. тонн и в 2018 году был прирост показателей примерно на 14 % [4-9].

В 2017 году силикомарганца в России было произведено 291 тыс. тонн ферросиликомарганца, в 2018 году прирост производства составил порядка 12% [4, 5]. На Западно - Сибирском электрометаллургическом заводе объем производства силикомарганца составляет 45-50 тыс. тонн в год.

Для обеспечения ресурсной независимости российской металлургии в обеспечении марганцевыми ферросплавами необходимо проводить работы по созданию отечественной марганцеворудной базы.

В России имеются значительные балансовые запасы марганцевых руд (более 290 млн. т), но марганцевые руды большинства отечественных месторождений отличаются невысоким качеством: при низком содержании марганца (18 – 33 %) и высоком удельном содержании фосфора (отношение P/Mn > 0,006) они имеют повышенное содержание железа и кремнезема и относятся к труднообогатимым. При этом около 90 % балансовых запасов приходится на карбонатное сырье. Балансовые запасы (A + B + C<sub>1</sub> + C<sub>2</sub>) марганцевых руд в России составляют около 290 млн. т (0,2 % мировых), прогнозные ресурсы – более 1 млрд т [8]. на территории России марганцевые руды представлены преимущественно тремя типами: карбонатными, оксидными и окисленными. В структуре подтвержденных запасов преобладают (90,2 %) бедные карбогатые руды (19,8 % Mn) с высоким содержанием фосфора (0,2 – 0,3 % и более). Запасы оксидных руд, содержащих 23 – 26 % Mn, составляют 6 % [9]. Месторождения расположены в Кемеровской области (Усинское), в Красноярском крае (Порожинское), на Урале (Североуральское), в Республике Коми (Парнокское), в Иркутской области (Ново-Николаевское) и др.

Крупнейшее месторождение марганцевых руд страны, Усинское, включает 55 % балансовых запасов страны. Оно расположено в Кемеровской области в пределах Алтае-Саянской металлогенической провинции. Содержит

жание марганца в рудах месторождения составляет 18 – 22 %, преобладающим типом руд является карбонатный. Усинский рудный узел и перспективное Кайгадатское рудопроявление (также в Кемеровской области) совместно заключают треть российских прогнозных ресурсов марганцевых руд.

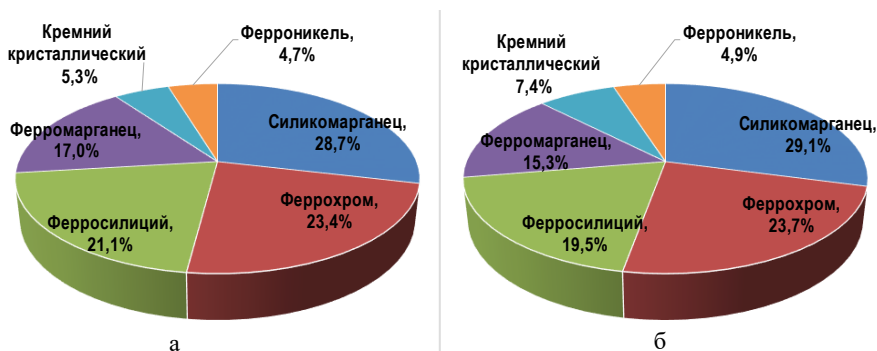
Руды этих месторождений характеризуются низким содержанием марганца и повышенным содержанием фосфора. Месторождения в большинстве случаев маломощные и расположены в труднодоступных районах. В настоящее время проводятся научные и практические исследования с целью вовлечения в производство отечественных марганцевых руд и выплавки из них ферросплавов. В то же время добыча марганцевых руд на территории России в масштабах, промышленно значимых для ферросплавной промышленности, в настоящее время не ведется [9].

Приказом Минпромторга России от 18 марта 2009 г. N 150. Стратегия развития металлургической промышленности России на период до 2020 года предусмотрено строительство Енисейского ферросплавного завода (ЕЗФ) в Емельяновском районе Красноярского края [2]. Проект реализовался ЗАО «ЧЕК-СУ ВК» при участии Внешэконом банка. Проект предполагал создание на площадке бывшего завода «Крастьжмаш» производства марганцевых ферросплавов, используемых для выплавки спецсталей. После выхода на проектную мощность предприятие должно было производить до 40 % необходимых сталелитейной промышленности РФ марганцевых ферросплавов. Сырье – марганцевые руды Усинского месторождения. ЕЗФ включен в перечень основных инвестиционных проектов металлургической промышленности. Сегодня строительство заморожено и дальнейшая судьба проекта не определена.

### Производство ферросилиция и кремния кристаллического

Рост выплавки стали определяет увеличение спроса на ферросплавы и, в частности, на ферросилиций, поскольку ферросилиций используется в основном в качестве раскислителя и, таким образом, необходим для выплавки любой марки стали. Рост потребления ферросилиция в мире будет определяться спросом в азиатском регионе.

Динамика мирового производства ферросилиция приведена на рисунке 5.



а – 2011 год, б – 2017 год

Рисунок 5 – Динамика мирового производства ферросилиция



К 2015 г. Азия продолжает играть ведущую роль в глобальном производстве ферросилиция. Вместе с этим рост производства сплава ожидается также в СНГ, европейском регионе и Южной Америке. В 2015 г. в мире произведено 10.6 млн. т ферросилиция, из которых 2/3 в Азии. Китай и Россия – мировые лидеры производства ферросилиция, в Китае произведено 66 % мирового объема.

Основными производителями ферросилиция в Российской Федерации являются АО «Челябинский электрометаллургический комбинат» (ЧЭМК), г. Челябинск; АО «Серовский завод ферросплавов» (СЗФ), г. Серов Свердловской области; АО «Кузнецкие ферросплавы», г. Новокузнецк Кемеровской области. Производство кремнистых сплавов в России составляет около 50 % всего объема производства ферросплавов и в 2017 году достигло 883813 тыс. т, причем объем экспорта составил около 50 %.

Такое положение связано с обеспеченностью этого производства отечественным сырьем (кварцит, кварц) и спросом отечественных и зарубежных потребителей продукции.

Технический кремний один из немногих видов промышленной продукции, который имеет, несмотря на рецессию мирового производства, тенденции к росту производства и потребления. Мощности в мире по производству кремния оцениваются в 2,4 млн. т в год и распределяются:

- Китай - 42 – 50 %;
- Европа 20 – 21 %;
- Северная Америка – 10 %;
- Южная Америка – 9 %;
- Австралия – 3,3 %;
- прочие регионы – 7-10 %.

Производство технического кремния достигло своего максимума в 2007 году, когда мировое производство составило 1650 тыс. т. Основным производителем технического кремния является Китай, доля которого в последние годы колебалась в диапазоне 45 – 52 %. Другие ведущие производители кремния США, Бразилия, Норвегия выпускают каждая более 10 % от объёма производства. Начиная с 2009 г. производство кремния несколько замедляется и в настоящее время оценивается 1200 – 1240 тыс. т (рисунок 6), динамика производства технического кремния в мире с 2003 по 2017 годы представлена на рисунке 7.

Наиболее крупные производители кремния, в большинстве случаев, интегрированные компании. Такие холдинги, как Elkem, FerroAtlantica, Global Speciality Metals и другие имеют собственные мощности по добыче сырья, производству технического кремния и его переработке. Только производством и переработкой занимаются Dow Corning (США), Wacker Chemicals (Германия). Стоит отметить только, что 64 % мирового объема производства металлического кремния приходится на Китай, а темп его выплавки в последние годы возрастает примерно на 10,9 % в год. Часть произведенного металлического кремния (17 %) подвергается дальнейшему переделу на поликрем-

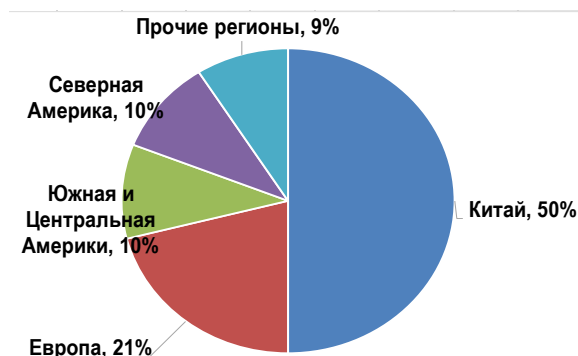


Рисунок 6 – Структура мощностей по производству технического кремния в мире

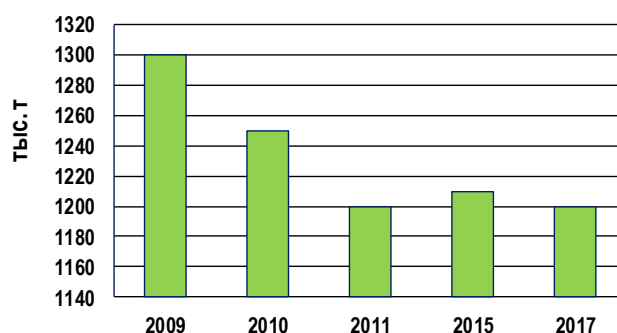


Рисунок 7 – Динамика производства технического кремния в мире в 2003-2017 г.г., тыс. т

ний и монокремний – материалы солнечной энергетики; быстро растет также доля использования кремния в производстве сплавов с алюминием, применяемых в автомобилестроении.

Кремний кристаллический в России производят на предприятиях АО «Русал»: АО «Кремний» (г. Шелехов), ООО «СУАЛ – Кремний – Урал» (г. Каменск-Уральский).

### **Производство сплавов хрома**

Значительное количество произведенных ферросплавов – это сплавы хрома, прежде всего, высокоуглеродистый феррохром. Мировые производственные мощности по его выплавке рассчитаны на выпуск 13,7 млн. т феррохрома (данные 2013 г.) и распределены следующим образом, млн т: Африка может производить 5,1; Азия, включая Китай – 6,8; Казахстан и Российская Федерация – 1,8. При использовании этих мощностей на уровне 76 % выплавка феррохрома всех марок составила в 2013 г. 10,4 млн т. В частности, на долю Китая пришлось 39,4 % мирового производства феррохрома, ЮАР – 30%, Казахстана – 11 %, Индии – 9 %.

Лидерство в мировом производстве и потреблении феррохрома перехватил Китай: в 2013 г. там было произведено 4,5 млн т (в основном из импортной руды) при потребности китайской металлургии примерно в 7,6 млн т

феррохрома. В том же году импорт хромитовой руды в Китай составил около 10 млн т, из которых 60 % – это руда из ЮАР. Кроме того, Китай импортировал в 2013 г. около 2,2 млн т феррохрома, из которых 66 % – это поставки из ЮАР. Согласно прогнозам, в Китае идет наращивание объема выплавки феррохрома: 2014 г. – до 4,8 млн т, 2015 г. – до 5,6 млн т. Однако из-за возрастающей потребности Китая в феррохроме ему все равно придется импортировать эту продукцию в объеме до 2 млн т в год.

Между тем в последние годы конкуренцию ЮАР в поставках хромитовой руды и ферросплавов создает на мировом рынке Казахстан, поставляющий более качественную руду, – отношение в ней модуля хрома (Cr/Fe) составляет 2,2, в то время как в руде из ЮАР – 1,3. В связи с переходом на отработку в ЮАР месторождения сравнительно бедных хромитовых руд (41 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ) качество южноафриканского феррохрома ухудшилось – содержание в сплаве Cr не более 60 %. Запасы хромовых руд выявлены в 47 странах мира, а самые большие месторождения сосредоточены в Северной провинции ЮАР – 76% (1 место в мире). В Республике Казахстан запасы составляют свыше 350 миллионов тонн – 9% (2 место в мире). Далее в мире по объему запасов следует Зимбабве (с 6 %) и Россия, месторождения которой сосредоточены на Урале: Сарановское, Рай-Из, Верблюжегорское – (по разным оценкам от 0,5 до 2 %). Значительными запасами располагают также США, Гренландия, Финляндия, Индия, Филиппины и Турция – 6 % суммарно [6]. Основной объем добычи и переработки хромовой руды, востребованной в Республике Казахстан и Российской Федерации, производится Донским ГОКом в пределах Кемпирсайского массива.

Добыча хромитовой руды в Российской Федерации находится на уровне 530 – 550 тыс.т/год при содержании  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в концентрате 37 – 39 %. Новые месторождения в эксплуатацию не вводятся, а балансовые запасы составляют 51,2 млн.т, прогнозные – более 540 млн.т. Добыча руды осуществляется на месторождениях Сарановское (Урал, Пермская область), Центральное (Полярный Урал, хромитоносный массив Рай–Из, Ямало-Ненецкий АО). К перспективным относятся Западное месторождение Рай–Из (ЯНАО). Среднее содержание оксида хрома в запасах 38,4 %, по ЮжноСарановскому – 37,7 %, добыча составляет 120 – 160 тыс. тонн сырой руды.

Россия является одним из ведущих экспортеров феррохрома и входит в пятерку мировых лидеров. Мощности по производству феррохрома составляют 6 % мировых, а экспорта более трех четвертей объема производства (рисунок 8).

Структура хромой промышленности РФ неоднократно изменялась в зависимости от смены собственников, изменения сырьевой базы и других причин. В настоящее время она имеет следующий вид:

1. Реальные производители феррохрома, подкрепленные собственной реальной сырьевой базой.

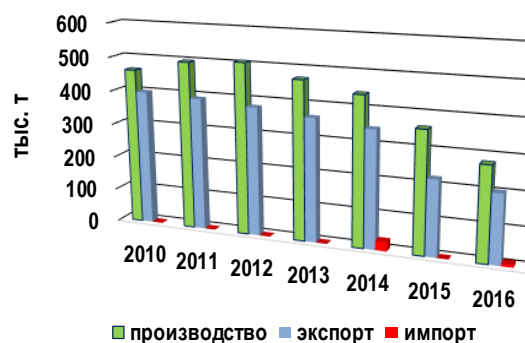


Рисунок 8 – Динамика производства, экспорта и импорта феррохрома в РФ

2. Игроки, «застолбившие» права на недра, но не предпринимающие реальных действий по добыче руды и, тем более, по созданию перерабатывающих производств.

К первой категории можно отнести три продуцента:

1. Урало-Сибирская горно-металлургическая компания (оформилась из мажоритарных акционеров ЧЭМК), включающая в себя:

1) ЧЭМК с мелкими месторождениями Среднего и Южного Урала, а также Рай-Изский массив в Ямало-Ненецком АО, включающий Центральное и Западное месторождение;

2) Серовский завод ферросплавов с Сарановской шахтой «Рудная» (месторождения Главное Сарановское и Сарановская группа россыпей) и ООО «Хром-Ресурс» с месторождениями Курмановское, Лесное, Поденный рудник, приобретенными в 2015 году.

2. ОАО «УК Роспецсплав», имеющим Ключевский завод ферросплавов и Жижинско – Шаромское месторождение.

3. Относительно новый игрок в России – турецкая компания Yildirim Group (Йылдырым Груп), обладающая серьезным многопрофильным имиджем, в том числе собственной хромо – рудной базой в Турции и ГОКом «Восток» в Казахстане, Тихвинским ферросплавным заводом, выгодно приобретенным у ОАО «Мечел», а также одним из старейших заводов в Швеции по производству феррохрома VARGÖN ALLOYS AB.

Компания является крупнейшим в мире производителем крупнокусковой руды, вторым по величине производителем высокоуглеродистого феррохрома. Учитывая значительный ресурс влияния компании на хромовую промышленность Турции, Индии, Швеции и Казахстана, ее роль в России уже сегодня значительна и будет еще более значимой.

Ко второй группе необходимо отнести ОАО «ГМК «Норильский никель» с ООО «Северная хромовая компания» в Карелии Мурманске по Сопчеозерскому и Аганозерскому месторождениям. Следует отметить, что структура её не устоялась и будет иметь существенные изменения.

Основные месторождения хромовых руд и распределение их запасов по субъектам представлены на рисунке 9. Основные параметры запасов у недр пользователей представлены в таблице 1. Следует дополнить, что по – прежнему

нему перспективными являются: Агардагский массив в Республике Тыва; мелкие месторождения Среднего и Южного Урала. Утверждены прогнозные ресурсы по Челябинской области – 11,6 млн т, а в Свердловской области – 11,6 млн т руды. Так, проведение работ на Верблюжьегорском и Хабарнинском ультрабазитовых массивах позволило получить оценку прогнозных ресурсов хромовых руд 3,85 млн. т категории  $P_2$  и 0,58 млн. т ресурсов категории  $P_1$  указанных массивах. В 2014 году начаты массово-оценочные работы в главной зоне Аккаргинского массива и его Халиловском участке в Оренбургской области [7].

Российские производители импортируют хромитовые руды главным образом из Казахстана. Крупнейшими производителями хрома в РФ являются ЧЭМК, СЗФ, КЗФ и Тихвинский завод ферросплавов.



Рисунок 9 – Распределение хромовой руды по субъектам РФ

Таблица 1 – Недропользователи и параметры месторождений

Недропользователь, месторождение	Запасы, тыс.т руды		Доля в балансовых запасах РФ, %	Среднее содержание $Cr_2O_3$ в рудах, %	Добыча в 2014 г., тыс.т руды
	A+B+C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>			
ОАО «Челябинский электрометаллургический комбинат»					
Центральное (ЯНАО)	92	1835	3,8	35,7	306
Западное (ЯНАО)	856	2044	5,7	39,1	0
ОАО «Сарановская шахта «Рудная»					
Главное Сарановское (Пермский край)	1409	3288	9,2	39	116
ООО «Западно – Уральский хром»					
Южно – Сарановское (Пермский край)	1983	879	5,6	37,7	0
ОАО «Карелмет»					
Аганозерское (Республика Карелия)	8111	18477	52,4	22,7	0



Рисунок 10 – Динамика производства феррохрома и силикохрома в России 2017-2018 гг.

Объем производства феррохрома в России в 2014 г. составило около 440 тыс. т, а видимое потребление – около 119 тыс. т. Использование бедных хромитовых руд нельзя ограничивать только их подшихтовкой к богатым рудам и применением в обогащенном виде (концентрате). Эффективными путями использования бедный руд также являются [12]:

- выплавка углеродистого феррохрома с пониженным содержанием хрома (так называемого «charge chrome»), используемого за рубежом в основном при выплавке нержавеющей стали;
- применение вместо богатой руды при получении передельных сортов ферро- и силикохрома;
- использование при выплавке комплексных ферросплавов с хромом, в которых содержание хрома составляет 10 – 40 %.

### **Производство малотоннажных ферросплавов**

Следует еще раз отметить такую возрастающую в последние годы тенденцию в развитии сталеплавильного производства, как комплексное легирование и микролегирование не только специальных, но и низколегированных сталей группы HSLA – высокопрочные низколегированные стали. Все более широкое распространение получают новые марки сталей, где наряду с традиционными элементами (Mn, Si и Cr) включены также до 0,5 % Ni 0,5 % Mo, 0,3 % Nb и 0,3 % V. Расширение сортамента ферросплавного производства применительно к обеспечению потребности сталеплавильной отрасли связано прежде всего с выплавкой ферросплавов малотоннажной группы – сплавов никеля, титана, ниобия, молибдена, ванадия и феррованадия, ферровольфрама и др.

Характерна в этом плане ситуация на рынке ниобия. Во-первых, этот рынок является одним из наиболее динамично развивающихся – в ближайшие несколько лет ожидается рост потребления ниобия для выплавки высокопрочных сталей строительного сортамента, автомобилестроения, коррозион-

нстойких сталей (легирование совместно с титаном и хромом), высокопрочных трубных сталей для изготовления специального оборудования. В связи с этим ниобиевые стали называют даже «новой эрой» в производстве легированных сталей. Основные производители сплавов ниобия Бразилия (около 90 % мирового производства) и Канада. Мировое производство и потребление феррониобия в 2013 г. составили около 80 тыс. т. В 2014 г. увеличение выплавки феррониобия оценивалось в 83 тыс. т, в последние пять лет прирост составляет примерно 4,9 % ежегодно.

На мировом рынке (данные 2017 г.) реализуется около 80 тыс. т вольфрамсодержащей продукции, из которых на долю собственно ферровольфрама приходится около 20 %, т. е. порядка 16 тыс. т. Крупнейшими производителями и экспортерами ферровольфрама являются такие страны, как Китай (2,8 тыс. т), Вьетнам (2,2 тыс. т), Швеция (0,5 тыс. т). Содержание вольфрама в нем составляет обычно 75 – 85 % (в сплаве шведского производства – более 90 %), сплав поставляется в виде кусков размером 80 – 100 мм, брикетов (40 мм) и окатышей (3 – 10 мм). Вольфрам используется для выплавки главным образом инструментальных, в том числе быстрорежущих сталей, высокопрочных углеродистых сталей различного назначения; марочный сортамент этих сталей наряду с вольфрамом включает также молибден и хром.

В целом металлургия поглощает почти 95 % всего добываемого вольфрама. Металлургия широко использует не только чистый вольфрам, но, главным образом, более дешевый ферровольфрам – сплав, содержащий 80 % W и около 20 % Fe, который получают в электродуговых печах. Из вольфрамовой стали и других сплавов, содержащих вольфрам или его карбиды, изготавливают танковую броню, оболочки торпед и снарядов, наиболее важные детали самолетов и двигателей [13].

Объем добычи вольфрама в мире составляет 85-87 тыс. т. Распределение запасов вольфрама в мире приведены в рисунке 11 [14].

По объему добычи вольфрама Россия занимает третье место в мире. России за год добывается порядка 2,6 тыс. т вольфрама. В 2016-2018 годах добыча вольфрама из недр велась на шести месторождениях. Более 90 % добы-

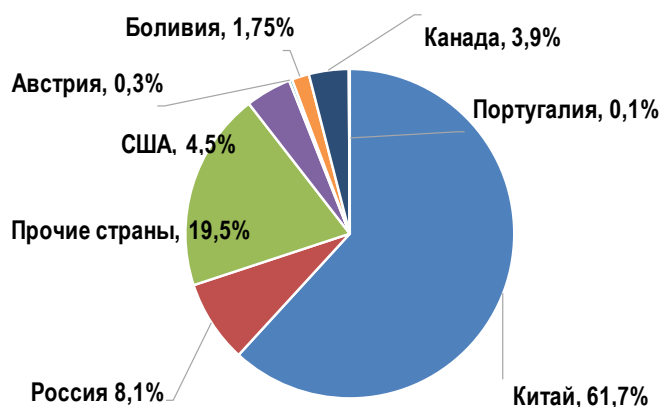


Рисунок 11 – Распределение запасов вольфрама в мире

чи обеспечили четыре коренных месторождения: Восток-2 в Приморском крае, разрабатываемое ОАО «Приморский ГОК», Спокойнинское в Забайкальском крае ЗАО «Новоорловский ГОК» и Лермонтовское в Приморском крае, эксплуатируемое ООО «Лермонтовский ГОК» и ЗАО «Закаменск».

Общий объем импорта ферровольфрама в РФ по итогам 2014 г. составил 13,3 тыс. т, экспорта – около 880 т [7].

Основными производителями ферромolibдена и ферровольфрама в РФ являются ОАО КЗФ и Рязанский завод ферросплавов и лигатур. Производство ферромolibдена в России по итогам 2014 г. составило около 6,4 тыс. т, а видимое потребление около 1,4 тыс. т при импорте 315 т и экспорте более 5 тыс. т. Общий объем импорта ферровольфрама в РФ по итогам 2014 г. составил 13,3 тыс. т, экспорта – около 880 т [9].

Потребность в никеле для выплавки специальных, прежде всего коррозионностойких сталей удовлетворяется главным образом за счет электролитического никеля, производимого на предприятиях цветной металлургии. В то же время по мере развития новых технологий в сталеплавильном производстве (комбинация в различных вариантах дуговых сталеплавильных печей и кислородных конвертеров) на рынке легирующих материалов появился новый никельсодержащий продукт, получивший название NPI (от англ. Nickel Pig Iron – никелевый чушковый чугун). Применение NPI особенно эффективно при выплавке коррозионностойкой стали AOD-процессом. Одним из крупнейших производителей ферроникеля является Индонезия, где суммарно мощности по выплавке ферроникеля в Индонезии превысили 140 тыс. т в год.

Производство ферроникеля в России осуществляется в ОАО «Южуралникель» и ОАО «Буруктальский никелевый завод». Общий объем экспорта ферроникеля из России в 2014 г. составил около 13,1 тыс. т.

Мировое производство и потребление ванадия в виде феррованадия составляют 86 тыс. т (данные 2013 г.). Отмечается непрерывный рост объема производства этого сплава: прогнозируется, что к 2020 г. этот показатель возрастет до 140 тыс. т. Основные производители феррованадия (по странам и регионам): Китай – 49,7 % мирового производства, ЮАР – 13,9 %, Россия – 7,8 %, Европа – 6,7 %, Северная Америка – 4,5 %. Рост потребности в феррованадии связан с вышеотмеченным увеличением объема выплавки сталей группы HSLA, где используется 59 % произведенного феррованадия; 31 % потребляется в специальных сталях; 4 % – комплексные высоколегированные «суперсплавы» (обычно вместе с титаном), 2 % ванадия используется для получения литейных чугунов. В Китае потребляется 46 % произведенного в мире ванадия, в Европе – 17 %, в Северной Америке – 13 %, в Японии – 7 %, в СНГ – 6 %, в Индии – 3 %; другие страны – 8 %.

Из ванадиевого шлама в мире производится 72 % феррованадия, из первичной руды – 19 %, из вторичного ванадийсодержащего сырья – 9 %. Следует отметить, что, как и в отношении других малотоннажных ферросплавов, продолжается активная геологическая разведка новых источников ванадийсодер-



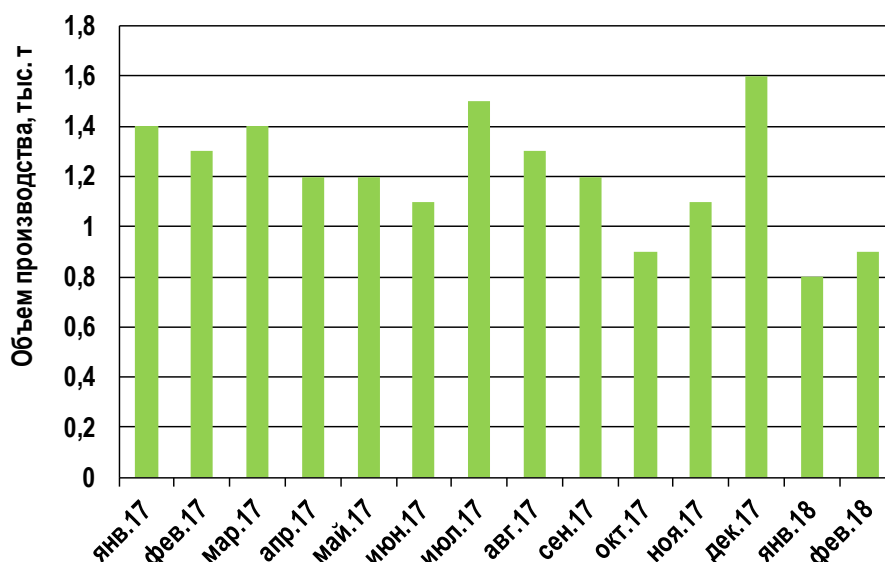


Рисунок 12 – Динамика производства феррованадия в 2017 -2018 годах в России

жащих руд. Так, в последние годы открыто и осваивается месторождение в Западной Австралии, где учтено 246 млн т руды с содержанием 0,47 % V2O5.

В РФ выпуск феррованадия налажен в ОАО «ЕВРАЗ Ванадий Тула» и ОАО «Чусовской металлургический завод». [9].

Ферротитан в РФ производят на ряде предприятий – ОАО «ВСМПО-АВИСМА», ОАО КЗФ, ЗАО «Каскад АВС», ООО «Нова-Мет» и др. В 2014 г. общий объем экспорта ферротитана из России превысил 14,7 тыс. т.

### ***Заключение***

В условиях обострения борьбы за внутренний и мировой рынки ферросплавов, усиления импортозамещения продукции актуальной задачей остается повышение конкурентоспособности ферросплавных предприятий России за счет снижения производственных затрат и улучшения качества продукции. Прогнозируемое к 2020 г. увеличение выплавки стали, в первую очередь высоколегированной и низколегированной стали группы HSLA, потребует соответствующего увеличения выпуска ферросплавов и ферросплавного сырья. Для достижения этих целей необходимо прежде всего решить вопросы энергообеспечения ферросплавных предприятий и повышения энергоэффективности ферросплавных переделов, а также обеспечения квалифицированным персоналом, требования к которому постоянно растут. Решение проблем на основе миграционных ресурсов, как показывает зарубежный опыт, повышает технологические риски.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Буданов, И.А. Новые условия формирования российского рынка металлов [текст] / И. А. Буданов // Сталь. – 2018 - № 8. – С. 64-66.
2. Приказ Минпромторга России от 18 марта 2009 г. N 150. Стратегия развития металлургической промышленности России на период до 2020 года.
3. Юзов, О. В. Тенденции изменения производственных и экономических показателей металлургических и трубных предприятий России [текст] / О. В. Юзов, А. М. Седых, Т. М. Петракова // Сборник трудов XIV Международного конгресса сталеплавателей, Москва ; Электросталь, 17-21 октября 2016 - С. 21-31.
4. Леонтьев, Л. И. Современное состояние ферросплавного производства в России [текст] / Л. И. Леонтьев, В. И. Жучков, А. В. Жданов, В. Я. Дашевский // Сталь. – 2015 –№10 – С. 21-25.
5. Рынок ферросплавов. Маркетинговое исследование [Электронный ресурс] / ООО «Индексбокс Маркетинг»: URL: [www.indexbox.ru](http://www.indexbox.ru)
6. METALRESEARCH LLC Аналитическая группа "Металлургические исследования" [Электронный ресурс] / URL: <http://metalresearch.ru>.
7. Энергоэффективность и экологичность – будущее мировой ферросплавной промышленности (по материалам международного ферросплавного конгресса ИНФАКОН-14) [текст] // Сталь. – 2015 - №9 - С.18-22.
8. Дашевский В.Я. Повышение извлечения марганца при производстве марганцевых сплавов [текст] / В. Я. Дашевский, А. А. Александров, А. В. Жданов, В. И. Жучков, Л. И. Леонтьев //Сталь.- 2017.- № 8- С.20-23.
9. Дашевский В.Я. Проблемы использования марганца в российской металлургии [текст] / В. Я. Дашевский, В. И. Жучков, Л. И. Леонтьев // Сталь – 2019 - №1. - С.16-23.
10. Черная металлургия. Нынешнее состояние, проблемы и перспективы развития металлургии [Электронный ресурс] /URL: [http://emchezgia.ru/ferrosplavy/33\\_proizvodstvo\\_Cr.php](http://emchezgia.ru/ferrosplavy/33_proizvodstvo_Cr.php).
- 11.Нурмаганбетова Б.Н. Разработка технологии агломерации мелочи хромовых руд с применением алюмосиликатных флюсов. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Уральский федеральный университет. – Екатеринбург, 2017. – 140 с.
- 12.Чернобровин В.П. Состояние хромовой промышленности России [текст] / В. П. Чернобровин // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». – 2017. – Т. 17, № 1. – С. 44–48
13. Урал – металл [Электронный ресурс] – URL: <http://www.tantal-ural.ru/pages/4270-perspektivy-razvitiya-i-zapasy-volframa-v-mire>
14. Металлы России и СНГ [Электронный ресурс] –URL: <http://www.metaltorg.ru/>

А.Е. Аникин, Г.В. Галевский, В.В. Руднева

ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия

## МЕТАЛЛИЗАЦИЯ ОКСИДЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РАЗЛИЧНЫХ УГЛЕРОДИСТЫХ ВОССТАНОВИТЕЛЕЙ

При исследовании металлизации в качестве оксиджелезосодержащих материалов использовались прокатная окалина и шламы газоочистки кислородно-конвертерного цеха № 1 АО «ЕВРАЗ ЗСМК», в качестве углеродистых восстановителей – полукокс из бурых углей Березовского месторождения Канско-Ачинского бассейна (температура полукоксования 750 °С), коксовая мелочь ПАО «Кокс» и пыль установки сухого тушения АО «ЕВРАЗ ЗСМК». Установлена возможность достижения при металлизации брикетированной шихты окалина – буругольный полукокс при температуре 1173 К и длительности 40 мин степени металлизации (97,0 – 98,0) % при содержании общего железа (92,0 – 93,0) %, металлического железа (89,8 – 90,6) %, FeO (2,8 – 3,2) %, серы (0,06 – 0,08) %, P (0,016 – 0,018) %, углерода (1,7 – 1,9) %, CaO (1,0 – 1,2) %, MgO (0,25 – 0,35) %.

During research, rolled scale and gas cleaning slimes of oxygen-converter shop No. 1 of JSC "EVRAZ ZSMK" were used as oxide-iron-containing materials, as carbon reducing agents - semi-cocks from brown coals of Berezovsky deposit of Kansk-Achinsky basin (temperature of semi-coking 750 °C), coke fines of PJSC "Cox" and dust of dry extinguishing plant of JSC "EVRAZ ZSMK". The possibility of achievement at bonding of briquetted charge scale – brown-coal semi-coke at temperature 1173 K and duration of 40 min of metallization degree (97.0 - 98.0) % with total iron (92.0 - 93.0) %, metallic iron (89.8 - 90.6)%, FeO (2.8 - 3.2) %, sulphur (0.06 - 0.08)%, P (0,016,-,0,018) %, carbon (1.7 - 1.9)%, CaO (1.0 - 1.2)%, MgO (0.25 - 0.35)% during metallization is established.

### **Введение**

Все процессы металлизации (прямого восстановления железа) основаны на следующем принципе [1]. Исходное оксиджелезосодержащее сырье восстанавливают до состояния твердого губчатого железа, называемого также железом прямого восстановления (DRI – Direct Reduced Iron), или до горячебрикетированного железа (HBI – Hot Briquetted Iron) со степенью металлиза-

ции 85-95 %. При меньшей степени металлизации полученный продукт называется предварительно восстановленным (частично металлизированным).

Процессы восстановления в зависимости от вида используемого восстановительного агента подразделяются на газо- и твердофазные. В промышленных масштабах газофазные процессы проводят в шахтных печах, ретортах и в псевдоожиженном (кипящем) слое. Твердофазное восстановление проводится во вращающихся обжиговых печах, печах с вращающимся подом или многоподовых.

По мнению авторов [2], к важнейшим характеристикам металлизированных продуктов относятся степень металлизации – 90 – 94 %, содержание серы, фосфора, пустой породы ( $\text{SiO}_2$ ) – не более 0,010, 0,015, 5 %, содержание углерода и азота – 1 – 2 и 0,02 – 0,14 %, насыпная масса – не менее 1,8 т/м<sup>3</sup>.

Металлизация мелкозернистых и порошкообразных оксиджелезосодержащих отходов является важным направлением в металлургии. По данным Всемирной ассоциации производителей стали (World Steel Association) производство железа прямого восстановления за последние 10 лет выросло в мире на 18 %, в России – на 66 %, что говорит о чрезвычайно динамическом развитии данного направления. Особенно актуальной металлизация является для мини-заводов в связи с отсутствием в их составе агломерационного производства, позволяющего металлургическим предприятиям полного цикла перерабатывать прокатную окалину, шламы доменного и сталеплавильного производств и другие оксиджелезосодержащие отходы. Актуальность проблемы обусловлена значительным количеством мини-заводов в мире – порядка одной тысячи, и, соответственно, значительным объемом образования оксиджелезосодержащих отходов.

Вопросы исследования и технологического опробования различных вариантов металлизации железосодержащего сырья и отходов посвящено большое количество работ, отражающих современную научно-экспериментальную практику и достижения. Исследованные технологические варианты весьма разнообразны и отличаются по железосодержащему сырью (железная руда, концентрат, шламы, прокатная окалина, пыли и др.), углеродистым восстановителям (угли разных технологических марок, полукокс, отходы коксования, окускования), способам компактирования мелкозернистых и порошковых железо-углеродных композиций (окатывание, брикетирование), используемому для металлизации, оборудованию, технологическому назначению продуктов металлизации (гранулированное железо, металлизированные рудоугольные окатыши для выплавки электростали и синтетического чугуна, рудофлюсовые окатыши и др.) [3 – 13].

### **Цель исследования**

Целью настоящей работы является научное обоснование и экспериментальное исследование процессов металлизации оксида железа (III) и оксиджелезосодержащих отходов металлургического производства (прокатная окалина, шламы газоочистки) с использованием различных углеродистых восста-

новителей (коксовая мелочь, пыль сухого тушения кокса, буроугольный полукокс): термодинамическое моделирование процессов, определение температурно-временных условий эффективной металлизации, физико-химическая аттестация продуктов металлизации.

### **Общая характеристика материалов и методика экспериментальных исследований**

При проведении исследований в качестве оксиджелезосодержащих материалов использовались оксид железа  $Fe_2O_3$  марки «Х.Ч.», прокатная окалина АО «ЕВРАЗ ЗСМК», шламы газоочистки кислородно-конвертерного цеха № 1 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» (шламы ККЦ), в качестве углеродистых восстановителей использовались полукокс из бурых углей Березовского месторождения Канско-Ачинского бассейна (БПК), коксовая мелочь ПАО «Кокс» (КМ), пыль установок сухого тушения кокса АО «ЕВРАЗ ЗСМК» (КП). Результаты физико-химической аттестации этих материалов, проведенной авторами ранее, подробно описаны в работах [5, 14]. Констатируется, что содержание общего железа в окалине составляет 73,3 %, в шламе – 41,2 %. При этом содержание  $FeO$  и  $Fe_2O_3$  составляет в окалине 75,5 % и 20,9 %, в шламе 4,7 % и 53,7 %. Установлено, что в окалине на порядок ниже содержание серы и фосфора – 0,036 % и 0,019 % соответственно против 0,21 % и 0,15 % в шламе. Шлам содержит также 20,6 %  $CaO$ , 4,3 % общего углерода. Гранулометрические составы окалины и шлама существенно отличаются: содержание классов крупности +1,0 мм и -0,016 мм составляет в окалине 63,3 % и 0 %, в шламе – 14,8 % и 44,5 %. Истинная плотность окалины составляет 4,6 – 4,9 г/см<sup>3</sup>, шлама – 3,5 – 5,0 г/см<sup>3</sup>. Отмечается, что содержание углерода и выход летучих веществ на сухую беззольную массу составляет, %: БПК – 94,05 и 9,5; КМ – 97,50 и 2,1; КП – 97,47 и 1,6. Зольность на сухую массу БПК составляет 9,2 %, что ниже, чем у КМ и КП (12,1 и 14,1 %). Содержание серы на сухую массу в БПК составляет 0,2 %, что ниже, чем у КМ и КП (0,56 и 0,41 %). Содержание фосфора на сухую массу в БПК составляет 0,007 %, КМ – 0,050 и КП – 0,053 %. Реакционная способность БПК по  $CO_2$  при 1000 °С составляет 3,72 см<sup>3</sup>/(г·с), что выше, чем у КМ и КП (1,08 и 0,33 см<sup>3</sup>/(г·с)). Собственное удельное электросопротивление БПК составляет 25,0, КМ 0,0196 и КП 0,0136 Ом·см.

Гранулометрический состав характеризуется следующим распределением по классам: БПК 3,0 – 1,0 мм 37,9 %, 1,0 – 0,5 мм 16,5 %, < 0,5 мм 45,1 %; КМ > 3 мм 47,0 %; 3,0 – 1,0 мм 20,8 %, 1,0 – 0,5 мм 17,4 %, < 0,5 мм 14,8 %; КП 3,0 – 1,0 мм 8,4 %, 1,0 – 0,5 мм 20,0 %, < 0,5 мм 71,3 %.

Для брикетирования все исходные материалы измельчались в виброистирателе до класса < 0,5 мм. Смеси для брикетирования составлялись с учетом стехиометрического соотношения оксида железа к углероду при расходе водорастворимого связующего – мелассы, равного 10 % от массы смеси. Подготовленные порошковые композиции перемешивались в двухшнековом смесителе. Брикетирование смесей осуществлялось в необогреваемых цилиндри-

ческих стальных матрицах диаметром 20 мм на гидравлическом прессе с усилием до 200 тс. Давление прессования составляло 30 МПа. Сушка отпрессованных брикетов во избежание их растрескивания осуществлялась в течение одного часа с подъемом температуры от 100 °С (в начале) до 130 °С (в конце). Прочность на сбрасывание брикетов составила 98 – 99 % и сохранялась при выдержке в песке при 900 °С в течение 30 мин.

Экспериментальные исследования проводились в два этапа.

На первом этапе исследовалась металлизация брикетов из оксида железа  $Fe_2O_3$  марки «Х.Ч.» и углеродистого восстановителя (БПК, КП). Массовое соотношение между  $Fe_2O_3$  и С соответствовало стехиометрическому, т.е. 83,6 %  $Fe_2O_3$  и 18,4 % С. Металлизация осуществлялась путем термической обработки брикетов при различных температурах в токе аргона в лабораторной трубчатой электропечи мощностью 1,8 кВт и диапазоном автоматического регулирования температуры от 400 до 1250 °С.

Расход аргона составлял 1,7 см<sup>3</sup>/ч. Брикеты помещались в металлическую лодочку с засыпкой из корундовой крошки для предотвращения приваривания полученных продуктов. Затем лодочка с брикетами устанавливалась в корундовую трубу диаметром 0,032 м и длиной 0,36 м, расположенную в предварительно нагретой до заданной температуры печи. Труба после этого закрывалась с обеих сторон резиновыми пробками с металлическими трубками для подвода аргона и отвода газообразных продуктов металлизации и аргона. После окончания заданного времени металлизации печь отключалась. Продукты металлизации эвакуировались из печи и помещались в корундовый стакан, который плотно закрывался резиновой пробкой и помещался в холодную воду для быстрого охлаждения. Это позволяло предотвращать вторичное окисление кислородом воздуха полученного металлизированного продукта.

На втором этапе исследовалась металлизация брикетов из прокатной окалины и шламов ККЦ, содержащих БПК, КМ, КП. Брикеты разгружались в графитовый контейнер, подвергались термической обработке в камерной электропечи сопротивления СНО-3.6.2.5/1.5 с дисилицидмолибденовыми нагревателями в атмосфере воздуха, после чего охлаждались в токе азота.

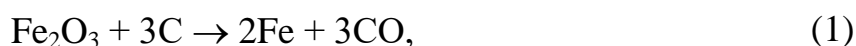
На обоих этапах исследования степень металлизации рассчитывалась по результатам определения содержания общего ( $Fe_{общ.}$ ) и металлического железа ( $Fe_{мет.}$ ), выполненного в соответствии с ГОСТ 23.581.18-81 (изм. 1987 г.) и ГОСТ 23.581.11-79 (изм. 1986 г.). Методы определения в продуктах металлизации FeO, S, P, C, CaO, MgO описаны в работе [14].

### **Термодинамический анализ процессов восстановления железа в системе Fe – O – C – H**

Термодинамический анализ проведен с целью прогнозирования условий восстановления железа (соотношения компонентов и температуры) и определения равновесной степени восстановления. В связи с использованием в качестве железосодержащего сырья окалины и обезвоженных шламов, содержащих 73,3 % и 41,2 %  $Fe_{общ.}$  соответственно, и буроугольного полукокса

с содержанием летучих 8,5 – 10,0 %, объектом анализа явилась система Fe – O – C – H. В последнее время отмечается повышенный интерес к исследованию этой системы в связи с технологическим опробованием в восстановительных процессах альтернативных коксу углеродистых материалов [15, 16]. Сопоставительный анализ восстановительной способности монооксида углерода и водорода к оксидам железа, выполненный авторами работ [17], показал, что восстановление с участием этих газов происходит и при так называемых низких (обычно < 1083 К) и высоких (обычно > 1083 К) температурах. При этом восстановительная способность водорода выше во всем исследуемом интервале температур. Так, при 773 К монооксид углерода может восстановить оксиды железа только до Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, в то время как водород восстанавливает все оксиды до железа. Авторы работы [18], исследовавшие параметры окислительно-восстановительных процессов в системе Fe – O – C – H, отмечают, что степень металлизации 90 % достигается при температурах 1100 и 1170 К при содержании водорода в газовой фазе 40 и 10 % соответственно.

Расчеты выполнялись с использованием программы компьютерного моделирования высокотемпературных сложных химических равновесий «PLASMA» «константным» методом, имеющей встроенную базу данных продуктов взаимодействия для оксидо-, боридо-, карбидо- и нитридообразующих систем. При расчетах рассматривалась область температур 800-1500 К при давлении в системе 0,1 МПа. Исходными данными служили константы равновесия реакций образования соединений из элементов. При проведении расчетов учитывалась возможность образования в газовой фазе O, O<sub>2</sub>, H, H<sub>2</sub>, CO, CO<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>O, CH<sub>4</sub>, C<sub>2</sub>H<sub>2</sub>, в конденсированной – Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, FeO, Fe, C. Выбранные соотношения исходных компонентов определялись стехиометрией реакции



составом шихтовых материалов и составили Fe : O : C : H = 2 : 3 : 2,4 : 3,2 (1) и 2 : 3 : 2,7 : 3,6 (2). Результаты расчетов равновесных составов представлены на рисунках 1 – 3.

Анализ результатов позволяет сделать следующие технологически значимые выводы:

Равновесная степень восстановления железа из его оксида Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> выше 0,9 достигается при температуре 1200 К и составляет 0,925, а максимальная – 0,967 при 1300-1500 К (рисунки 1, 2).

В восстановлении железа принимает участие монооксид углерода и водород: так, при температуре 1200 К конденсированной фазе состава, %: Fe – 89,6; FeO – 9,3; C – 1,1 соответствует газовая фаза, содержащая, % об.: CO – 46,0; H<sub>2</sub> – 32,8; H<sub>2</sub>O – 11,3; CO<sub>2</sub> – 9,9.

В связи с участием водорода в восстановлении в конденсированных продуктах присутствует свободный углерод, количество которого составляет 2,4 и 3,8 % при соотношении Fe : O : C : H = 2 : 3 : 2,4 : 3,2 (1) и 2 : 3 : 2,7 : 3,6 (2) (рисунок 3), что предполагает использование в реальных технологических процессах шихты с некоторым недостатком (~ 10 %) полукокса.

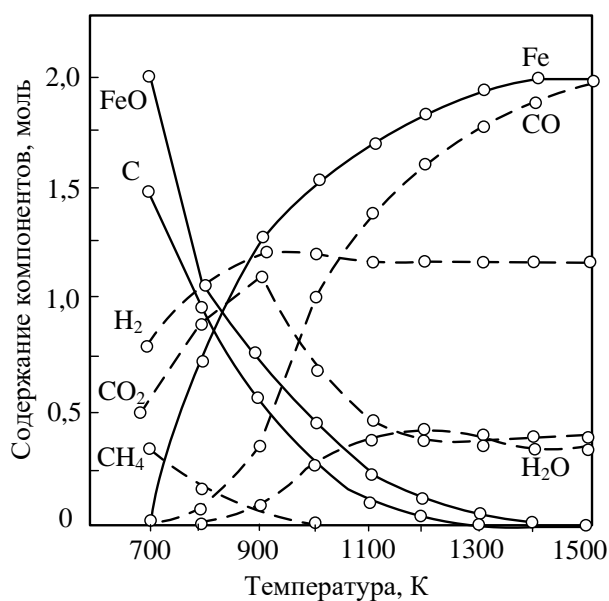


Рисунок 1 – Зависимость равновесных составов системы Fe – O – C – H от температуры при соотношении Fe : O : C : H = 2 : 3 : 2,4 : 3,2 и давлении P = 0,1 МПа (— конденсированные, --- газообразные продукты)

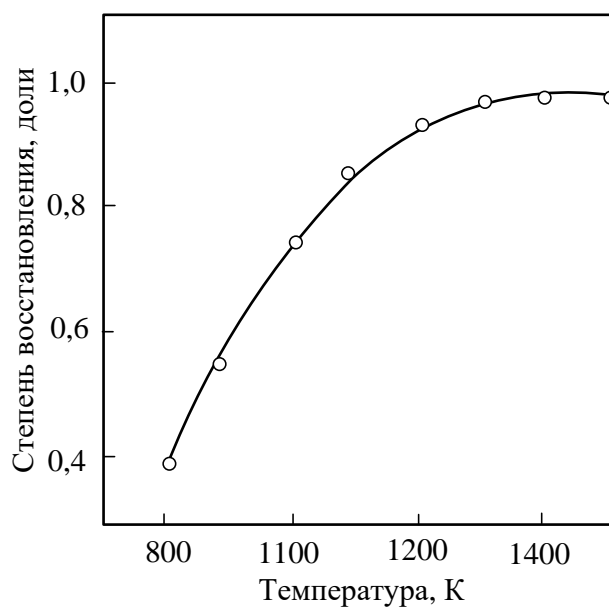


Рисунок 2 – Зависимость равновесной степени восстановления от температуры при соотношении Fe : O : C : H = 2 : 3 : 2,4 : 3,2 и давлении P = 0,1 МПа



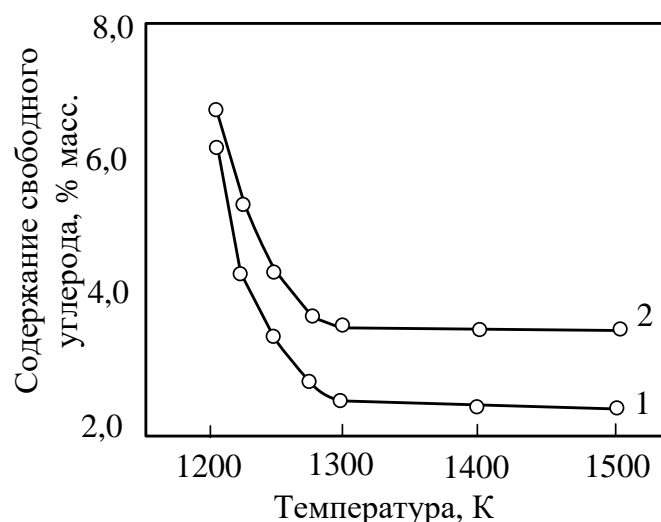


Рисунок 3 – Зависимость равновесного содержания в продуктах восстановления свободного углерода от температуры при соотношении Fe : O : C : H = 2 : 3 : 2,4 : 3,2 (1) и 2 : 3 : 2,7 : 3,6 (2)

### Исследование процесса металлизации и обсуждение результатов

Исследование процесса металлизации  $Fe_2O_3$  проводилось методом планируемого эксперимента, позволяющим найти зависимость степени металлизации полученного продукта от определяющих факторов в виде интерполяционных уравнений [20]. В качестве модели выбран неполный квадратный полином вида

$$\tilde{y} = b_0 + \sum_{i=1}^n (b_i \cdot x_i) + \sum_{i < j}^n (b_{ij} \cdot x_i \cdot x_j), \quad (2)$$

где  $\tilde{y}$  – параметр оптимизации;  $b_0$ ,  $b_i$ ,  $b_{ij}$  – коэффициенты;  $x_i$  – переменные факторы;  $x_i \cdot x_j$  – двойные взаимодействия факторов.

Для математического описания процесса использовалась полуреплика полного факторного эксперимента  $2^{4-1}$  с генерирующим соотношением  $x_4 = x_1 \cdot x_2 \cdot x_3$ . Разрешающая способность плана равна 4, т.е. план оценивает все главные эффекты факторов и все двойные взаимодействия. Факторы, влияние которых учитывалось, и интервалы их варьирования приведены в таблице 1. В качестве функции отклика ( $y$ ) была выбрана степень металлизации  $\eta$  (%).

В первой серии опытов степень металлизации варьировалась в пределах (3,05 – 100,0 %), во второй – (1,1 – 96,7) %. Максимальная степень металлизации достигается при применении восстановителя с реакционной способностью по  $CO_2$   $3,72 \text{ см}^3/(\text{г} \cdot \text{с})$  и выходом летучих веществ 9,5 % при проведении термической обработки брикетов при температуре 900 °С в течение 50 минут.

Обработка результатов проводилась по схеме с равномерным дублированием опытов. По критерию Кохрена ( $G$ ) во всех экспериментах проверялась однородность дисперсий, далее рассчитывались оценки дисперсий выходного параметра ( $S^2_{\{y\}}$ ) и коэффициентов уравнений регрессии ( $S^2_{\{b\}}$ ), определялись

Таблица 1 – Переменные факторы, выбранные для исследования процесса металлизации

Факторы	Уровни факторов			Интервал варьирования
	-1 (нижний)	0	+1 (верхний)	
Первая серия				
X <sub>1</sub> – выход летучих веществ из восстановителя, V <sup>daf</sup> , %	0,6	5,05	9,5	4,45
X <sub>2</sub> – температура, t, °С	600	750	900	150
X <sub>3</sub> – длительность металлизации, τ, мин.	25	37,5	50	12,5
X <sub>4</sub> – давление прессования при брикетировании, P, МПа	10	25	40	15
Вторая серия				
X <sub>1</sub> – реакционная способность восстановителя по СО <sub>2</sub> , К, см <sup>3</sup> /(г·с)	0,33	2,025	3,72	1,695
X <sub>2</sub> – температура, t, °С	700	800	900	100
X <sub>3</sub> – длительность металлизации, τ, мин.	15	27,5	40	12,5
X <sub>4</sub> – давление прессования при брикетировании, P, МПа	10	25	40	15

коэффициенты уравнений регрессии ( $b_0, b_i, b_{ij}$ ) и с помощью критерия Стьюдента ( $t$ ) оценивалась их значимость. Проверка адекватности полученных моделей проводилась с использованием критерия Фишера ( $F$ ). Результаты расчетов приведены в таблице 2. Во всех случаях с 95 %-ной степенью вероятности установлена адекватность полученных интерполяционных полиномов ( $F_{\text{табл.}} > F_{\text{эксп.}}$ ) описываемым процессам металлизации. Это свидетельствует об учете всех основных влияющих на процесс факторов.

Зависимость степени металлизации от условий ее проведения описывается уравнениями (3, 4).

$$y_1 = 48,81 + 1,42 x_1 + 43,1 x_2 + 4,0 x_3 - 0,47 x_1 x_3 - 3,2 x_2 x_3; \quad (3)$$

$$y_2 = 42,53 + 14,09 x_1 + 27,26 x_2 + 8,01 x_3 - 1,59 x_1 x_3 - 8,04 x_2 x_3. \quad (4)$$

После перевода моделей от безразмерных координат к натуральным переменным получены следующие зависимости:

$$\eta_1 = -183,40 + 0,62 V^{\text{daf}} + 0,37 T + 1,86 \tau - 0,008 V^{\text{daf}} \cdot \tau - 0,002 T \cdot \tau; \quad (5)$$

$$\eta_2 = -430,28 + 10,52 K + 0,55 T + 8,80 \tau - 0,08 K \cdot \tau - 0,01 T \cdot \tau. \quad (6)$$

На рисунках 4, 5 приведены графические зависимости степени металлизации от реакционной способности восстановителя и температуры при длительности металлизации 50 мин. (рисунок 4) и от реакционной способности восстановителя и длительности металлизации при температуре 900 °С (рисунок 5).

Таблица 2 – Коэффициенты уравнений регрессий, описывающих процесс металлизации

Параметр отклика	Значимые коэффициенты полиномов									
	$b_0$	$b_1$	$b_2$	$b_3$	$b_4$	$b_{12}$	$b_{13}$	$b_{14}$	$b_{23}$	$b_{24}$
$y_1$ [η]	48,81	1,42	43,10	4,00	–	–	–0,47	–	–3,20	–
$y_2$ [η]	42,53	14,09	27,26	8,01	–	–	–1,59	–	–8,04	–

Продолжение таблицы 2

Параметр отклика	Значимые коэффициенты полиномов									
	$b_{34}$	$G_{\text{табл.}}$	$G_{\text{эксп.}}$	$S^2_{\{y\}}$	$S^2_{\{b\}}$	$\pm b$	$S^2_{\text{ад}}$	$F_{\text{табл.}}$	$F_{\text{эксп.}}$	
$y_1$ [η]	–	0,6798	0,1515	0,05	0,0063	0,219	0,0041	4,50	0,082	
$y_2$ [η]	–	0,6798	0,1411	0,23	0,0290	0,472	0,0041	4,50	0,082	

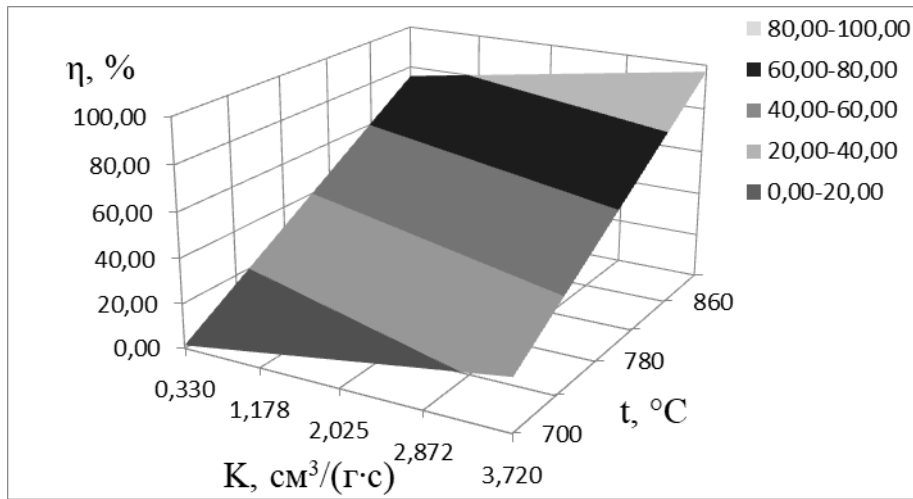


Рисунок 4 – Графическое представление зависимости  $[\eta_2] = f(K, t)$  при  $\tau = 50$  мин

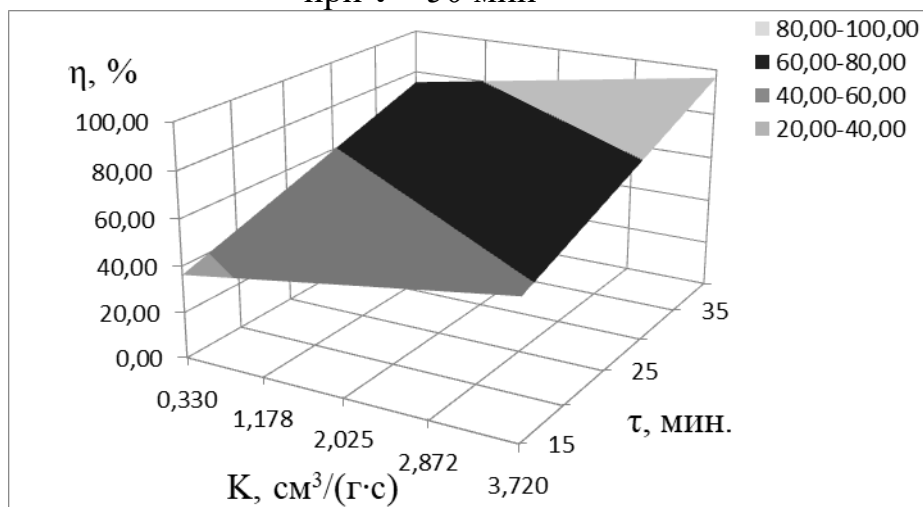


Рисунок 5 – Графическое представление зависимости  $[\eta_2] = f(K, \tau)$  при  $t = 900$  °С

Степень металлизации в первой серии является функцией трех факторов ( $x_1$  – выхода летучих веществ из восстановителя,  $x_2$  – температуры,  $x_3$  – длительности металлизации). Первым по значению фактором является температура. Так, при одинаковой длительности металлизации повышение температуры с 600 до 900 °С приводит к увеличению  $\eta$  с 5,6 % до 98,1 %. Вторым по значению фактором является длительность металлизации (при его изменении от 25 до 50 мин.). Третьим по значению фактором является выход летучих веществ из восстановителя (при его изменении от 0,6 до 9,5 %). Степень металлизации во второй серии является функцией трех факторов ( $x_1$  – реакционной способности восстановителя,  $x_2$  – температуры,  $x_3$  – длительности металлизации). Первым по значению фактором является температура. Так, при одинаковой длительности металлизации повышение температуры с 700 до 900 °С приводит к увеличению  $\eta$  с 1,1 до 96,7 %. Вторым по значению фактором является реакционная способность восстановителя. При восстановлении оксида железа (III) углеродистым восстановителем с реакционной способностью 3,72 см<sup>3</sup>/(г·с) при температуре 900 °С и длительности металлизации 40 мин.  $\eta = 96,9$  %, тогда как при использовании углеродистого восстановителя с реакционной способностью 0,33 см<sup>3</sup>/(г·с) при тех же условиях – 47,8 %. Третьим по значению фактором является длительность металлизации (при его изменении от 15 до 40 мин.).

Таким образом, для получения металлизированных продуктов требуемого качества процесс металлизации следует осуществлять при температуре 900 °С (фактор  $x_2$ ), длительности металлизации 40 мин. (фактор  $x_3$ ) и реакционной способности углеродистого восстановителя по СО<sub>2</sub> 3,72 см<sup>3</sup>/(г·с) (фактор  $x_1$ ).

Оптимальные значения технологических факторов и основные характеристики полученных при этом металлизированных продуктов приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Оптимальные значения технологических факторов процесса металлизации и основные характеристики металлизированных продуктов

Параметры процесса металлизации и характеристики металлизированного продукта	Значение
Температура металлизации, t, °С	900
Длительность металлизации, $\tau$ , мин.	40
Реакционная способность восстановителя по СО <sub>2</sub> , К, см <sup>3</sup> /(г·с)	3,72
Давление прессования при брикетировании, Р, МПа	40
Степень металлизации продукта, $\eta$ , %	96,7
Крупность металлизированных брикетов, мм	20
Содержание в металлизированном продукте, %:	
Fe <sub>общ.</sub> ; Fe <sub>мет.</sub> ; FeO	86,1; 83,4; 3,5
S, P, C	0,04; 0,001; 3,0
CaO, MgO	0,9; 0,1

Металлизация брикетированных композиций окалина + БПК, КМ, КП и шлам + БПК, КМ, КП проводилась при температуре 900 °С в течение 40 мин. Основные качественные характеристики полученных металлизированных продуктов приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Качество металлизированных продуктов при использовании различных углеродистых восстановителей и техногенного оксиджелезосодержащего сырья

Состав брикетированных композиций	$\eta$ , %	Содержание в металлизированном продукте, %							
		Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>мет</sub>	FeO	S	P	C	CaO	MgO
Окалина + БПК	97,5	92,5	90,2	3,0	0,07	0,017	1,8	1,1	0,3
Окалина + КМ	70,7	87,5	61,9	33,0	0,14	0,025	3,8	0,3	0,3
Окалина + КП	71,1	88,0	62,6	32,8	0,11	0,026	3,6	0,4	0,3
Шлам + БПК	97,5	73,1	71,3	2,3	0,21	0,121	1,8	17,4	0,4
Шлам + КМ	68,9	70,2	48,4	28,1	0,28	0,130	3,8	16,6	0,3
Шлам + КП	69,2	69,7	48,2	27,7	0,25	0,131	3,6	16,7	0,3

Анализируя полученные результаты, представленные в таблице 4, можно сделать вывод, что содержание Fe<sub>мет</sub> в продукте максимально (от 71,3 до 90,2 %) при использовании в качестве углеродистого восстановителя БПК. Максимальное содержание Fe<sub>мет</sub> в продукте (90,2 %) достигается при металлизации окалины с использованием в качестве восстановителя БПК. При металлизации окалины с использованием в качестве восстановителя КМ содержание Fe<sub>мет</sub> в продукте составило 61,9 %, с использованием КП – 62,6 %.

Полученные результаты указывают на явное технологическое преимущество БПК перед другими углеродистыми восстановителями. Брикетированные композиции, содержащие окалину, могут быть использованы для получения губчатого железа. Брикетированные композиции, включающие шлам, могут быть использованы только для частичной металлизации, независимо от вида применяемого углеродистого восстановителя.

Таким образом, БПК является наиболее предпочтительным углеродистым восстановителем для реализации процесса металлизации. Полученные результаты подтверждают возможность получения как губчатого железа для сталеплавильного производства, так и частично металлизированных материалов для доменных печей методом твердофазного восстановления железа из оксиджелезосодержащих материалов и отходов с исходным содержанием общего железа от 41,2 до 73,3 %.

### *Заключение*

Проведено термодинамическое моделирование процессов металлизации исследуемого сырья.

В системе Fe – O – C – H равновесная степень восстановления железа из его оксида Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> при температуре 1200 К составляет 0,925, при 1300-1500 К достигает максимального значения – 0,967. Восстановление железа термодинамически возможно монооксидом углерода и водородом. При температуре 1200 К конденсированные и газообразные продукты восстановления имеют следующие составы: Fe – 89,6, FeO – 9,3, C – 1,1 %, CO – 46,0, H<sub>2</sub> – 32,8, H<sub>2</sub>O – 11,3, CO<sub>2</sub> – 9,9 % об. В связи с участием водорода в восстановлении в конденсированных продуктах присутствует свободный углерод в количестве 2,4 и 3,8 % при соотношении Fe : O : C : H = 2 : 3 : 2,4/2,7 : 3,2/3,6, что свидетельствует о целесообразности использования для металлизации шихт с недостатком (~ 10 %) полукокса.

Экспериментально исследованы процессы металлизации шихт составов оксидсодержащие компоненты (оксид железа Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, окалина, шлам) – (буроугольный полукокс, коксовые мелочь и пыль).

Проведена при температуре 1173 К и длительности 40 мин металлизация и выполнен сопоставительный анализ ее показателей для брикетированных шихт шести видов: окалина – буроугольный полукокс, коксовые мелочь и пыль, шлам – буроугольный полукокс, коксовые мелочь и пыль. Определены степень металлизации и содержание металлического железа, составляющие при использовании буроугольного полукокса 97,5 и 90,2 % для окалины, 97,5 и 71,3 % для шлама, коксовой мелочи 70,7 и 61,9 % для окалины, 68,9 и 48,4 % для шлама, коксовой пыли 72,1 и 62,6 % для окалины, 69,2 и 48,2 % для шлама. Получены математические модели, описывающие зависимость степени металлизации от температуры, ее длительности, реакционной способности восстановителя и содержания в нем летучих веществ. Установлены оптимальные температурно-временные условия металлизации брикетированной шихты окалина – буроугольный полукокс с реакционной способностью 3,72 см<sup>3</sup>/(г·с): температура 1173 К при длительности 40 мин.

Установлены физико-химические преимущества буроугольного полукокса по сравнению с традиционными углеродистыми восстановителями.

Проведена физико-химическая аттестация продуктов металлизации, включающая исследование их фазового, химического, гранулометрического составов и морфологии.

Продукты металлизации брикетированной шихты окалина – буроугольный полукокс по степени металлизации, содержанию серы, фосфора, углерода, пустой породы соответствуют требованиям, предъявляемым к металлизированным продуктам для производства электростали.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Люнген Х. Б., Петерс М., Шмеле П. Производство чугуна // Черные металлы. 2010. № 9. С. 52–66.
2. Юсфин Ю.С., Пашков Н.Ф. Metallurgy of iron: учеб. для вузов. М.: Metallurgy, 2007. – 320 с.
3. Kirschen M., Badr K., Pfeifer H. Influence of direct reduced iron on the energy balance of the electric arc furnace in steel industry // Energy. 2011. Vol. 36. № 10. P. 6146 – 6155.
4. Nagano K.I. The current status and future of iron ore and coal resources for Japanese Steel Mills // Tetsu-to-Hagane (Journal of the Iron and Steel Institute of Japan). 2004. Vol. 90. № 2. P. 51 – 60.
5. Dinelt V.M., Strakhov V.M., Livenets V.I., Nikishanin M.S., Anikin A.E., Surovtseva I.V. Production of Unroasted Briquets Based on Small Lignite Semicoke Particles from Kansk-Achinsk Coal // Coke and chemistry. 2008. № 9. P. 370–375.
6. Dinelt V.M., Anikin A.E., Strakhov V.M. Reduction of Iron Ore by Means of Lignite Semicoke // Coke and chemistry. 2011. № 5. P. 165–169.
7. Polyakh O.A., Rudneva V.V., Yakushevich N.F., Galevskii G.V., Anikin A.E. Silicon-Carbide Production from Steel-Plant Wastes // Steel in Translation. 2014. Vol. 44. № 8. P. 565–572.
8. Zhang Y.Y. Development prospect of rotary hearth furnace process in China // Advanced Materials Research. 2013. Vol. 746. P. 533 – 538.
9. Nokhrina O.I., Rozhikhina I.D., Hodosov I.E. The use of coal in a solid phase reduction of iron oxide // IOP Conference Series : Materials Science and Engineering. 2015. № 91. P. 1 – 8.
10. Nokhrina O.I., Rozhikhina I.D., Rybenko I.A., Khodosov I.E. Energy-efficient reduction of iron from its ores / Steel in Translation. 2016. Vol. 46. № 4. P. 237 – 244.
11. Wiesinger H. Status, realized improvements and future potentials of the Corex technology // Stahl und Eisen (Germany). 2002. Vol. 122. No 6. P. 23 – 28.
12. Tsymbal V.P., Mochalov S.P., Rybenko I.A. A new jet-emulsion metallurgical process // Steel in Translation. 2015. Vol. 45. № 8. P. 550 – 554.
13. Ровин С.П., Калиниченко А.С., Ровин Л.Е. Возвращение дисперсных металлоотходов в производство // Литье и металлургия. 2019. № 1. С. 45 – 48.
14. Аникин А.Е., Галевский Г.В., Руднева В.В. Исследование физико-химических характеристик оксиджелезосодержащего техногенного сырья // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2018. № 9. С. 107 – 112.
15. Дигонский С.В., Тен В.В. Неизвестный водород. – СПб. : Наука, 2006. – 292 с.
16. Дигонский С.В. Газофазные процессы синтеза и спекания тугоплавких веществ (карбид кремния, пирографит, алмаз, кубический нитрид бора). – М. : ГЕОС, 2013. – 464 с.

17. Вяткин Г.П., Михайлов Г.Г., Кузнецов Ю.С., Качурина О.И. Системный анализ процессов восстановления оксидов железа в атмосфере водяного газа в присутствии углерода // Вестник ЮУрГУ. Metallургия. 2012. № 15. С. 53 – 59.

18. Якушевич Н.Ф., Строкина И.В., Полях О.А. Термодинамические закономерности фазово-химического равновесия в системе Fe – C – O<sub>2</sub> – H<sub>2</sub> // Изв. вузов. Черная металлургия. 2012. № 4. С. 9–17.

19. Якушевич Н.Ф., Строкина И.В., Полях О.А. Определение параметров окислительно-восстановительных процессов в системе Fe – C – O<sub>2</sub> – H<sub>2</sub> // Изв. вузов. Черная металлургия. 2011. № 8. С. 13–18.

20. Вершинин В.И., Перцев Н.В. Планирование и математическая обработка результатов химического эксперимента : учеб. пособие. – Омск : Изд-во ОмГУ, 2005. – 184 с.



И.Д. Рожихина<sup>1</sup>, О.И. Нохрина<sup>1</sup>, И.Е. Ходосов<sup>2</sup>, К.С. Ёлкин<sup>3</sup>

<sup>1</sup>Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия, rojihina\_id@mail.ru

<sup>2</sup>Компания «Север Минералс», г. Новокузнецк, Россия

<sup>3</sup>ООО «ОК РУСАЛ Инженерно-технологический центр», г. Красноярск,  
Россия

## ИЗУЧЕНИЕ СОСТАВА И ХАРАКТЕРИСТИК ШЛАКОВ РАФИНИРОВАНИЯ КРЕМНИЯ

Изучены свойства шлаков, образующихся при рафинировании технического кремния: химический и фазовый составы, температура плавления, вязкость шлаков. Результаты исследований показали, что шлаки имеют температуру начала плавления в интервале 1553К - 1623К, конца плавления 1610К - 1743К. Выявлено, что вязкость шлаков рафинирования кристаллического кремния зависит от химического состава и температуры.

Properties of the slags which are formed at refinement of technical silicon are studied: chemical and phase structures, melting temperature, viscosity of slags. Results of researches showed that slags have temperature of the beginning of melting in the range of 1553K - 1623K, the end of melting 1610K - 1743K. It is revealed, that the viscosity of slags of refinement of crystal silicon depends on the chemical composition and temperature.

Шлак представляет собой многокомпонентный оксидный расплав, непосредственно контактирующий с металлом и выполняющий важные технологические функции. Для ряда процессов, помимо химического состава шлака, необходимо знание и его физических свойств, таких как тугоплавкость, вязкость, поверхностное натяжение и других свойств. Ввиду многокомпонентности реальных шлаков невозможно теоретически определить их температуру плавления. Это связано с тем, что практически невозможно учесть влияние всех компонентов шлака на его плавкость. Поэтому температуру плавления реальных шлаков обычно определяют опытным путем различными методами.

Одним из важнейших физических свойств расплавленных шлаков является их вязкость. Изучение вязкостных свойств расплавов имеет также важное значение для совершенствования технологических процессов получения металлов и сплавов. В ряде случаев вязкость шлаков определяет нормальную работу металлургических агрегатов и технологий.

Выплавка кристаллического кремния относится к так называемым *бесшлаковым* процессам, поскольку количество оксидной (силикатной) фазы в общей гетерогенной массе, выходящей из ванны печи, не превышает 3-5 %. Шлаки представляют собой гетерогенную систему, состоящую из силикатной фазы системы  $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ , включений карбида кремния, корольков кремния, запутавшихся в силикатной части шлака, и мелких частиц непрореагировавшего углеродистого восстановителя. Силикатная фаза формируется из недовосстановленных примесных оксидов  $\text{CaO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , содержащихся в кварците, золе углеродистых восстановителей, которые ассимилируются расплавом кремнезема.

Химический состав кремния, полученного под шлаками различного состава отличается по содержанию примесных элементов и, прежде всего, алюминия и кальция. Следует отметить, что в литературе недостаточно данных о составе, структуре и свойствах шлаков выплавки кристаллического кремния.

Основная масса шлака образуется при проведении окислительного рафинирования кристаллического кремния в ковше от нежелательных примесей (алюминия и кальция) и сопровождается окислением ведущего элемента - кремния.

Образующийся в результате очистки кремния от примесей шлак не может быть однородным и стабильным из-за влияния многих факторов:

- температуры кремния на выпуске;
- состава кремния (продолжительность рафинирования);
- количества (количество печного шлака определить невозможно) и состава шлака (продолжительность определения состава превышает продолжительность пребывания кремния в ковше), выходящего из печи;
- невозможности отстоя кремния в ковше (увеличивает затраты на футеровку ковшей).

Количество шлака, образующегося от окисления кремния и примесей составляет с учетом использования флюсов ~10,0 % от веса полученного кремния.

Плотность шлаков, образующихся при рафинировании кристаллического кремния ( $2,4\text{-}2,6 \text{ г/см}^3$ ) близка по плотности к кремнию ( $2,34 \text{ г/см}^3$ ), что затрудняет отделение металлической фазы кремния от шлака, а это увеличивает потери кремния при окислительном рафинировании. Снизить потери кремния возможно только изменением состава шлаков, путём наведения шлаков определённого химического состава для снижения вязкости и температуры плавления шлаковой системы [1,2].

Исследования шлаков рафинирования выплавки кристаллического кремния проводили для 10 проб шлака. Для полученных проб был проведен химический анализ в аналитической лаборатории. Результаты химического анализа представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Состав шлаков рафинирования кремния

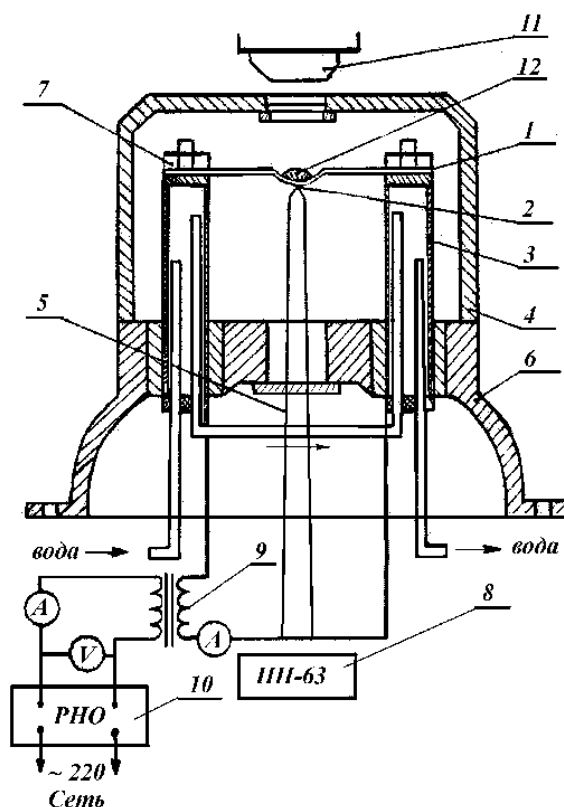
Номер пробы	Состав шлака, мас.%						
	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	SiC	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Si эл.	Ссв.
1	42,02	17,15	20,31	11,44	0,774	8,04	0,23
2	42,39	20,71	25,82	4,24	0,579	5,70	0,066
3	57,77	1,45	4,87	13,01	1,075	13,46	2,36
4	48,60	14,98	22,06	3,77	0,529	7,67	0,23
5	45,66	8,90	12,60	3,32	0,545	27,16	-
6	46,50	15,77	21,21	4,97	0,329	10,47	0,61
7	43,65	15,78	22,35	5,57	0,541	11,41	0,39
8	41,97	20,12	20,02	4,08	0,671	13,46	0,25
9	47,50	13,26	18,00	3,97	0,489	15,89	0,07
10	46,54	22,73	17,70	3,34	0,503	10,84	-

Результаты анализов показали, что шлаки значительно отличаются по содержанию диоксида кремния (SiO<sub>2</sub>)- от 41,97 % до 57,77 %, глинозема (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)- от 1,45 % до 22,73 %, оксида кальция (CaO)- от 4,87 % до 25,82 %, а также карбида кремния (SiC)- от 3,32 % до 13,01%. Наличие карбида кремния указывает на гетерогенность представленных шлаков. Следует отметить высокое содержание кремния, которое изменяется от 5,7 % до 27,16 %.

Исследуемые пробы шлака подвергали рентгенофазовому анализу. Исследование проводили с помощью рентгеновского дифрактометра ДРОН-5. Результаты рентгенофазового анализа шлаков представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты рентгенофазового анализа

Номер проб	Наименование образца	Заключение
1	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
2	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
3	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
4	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
5	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si, SiO <sub>2</sub> -кristобалит; примеси: оксиды алюминия, кальция
6	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si, SiO <sub>2</sub> -кristобалит; примеси: оксиды алюминия, кальция
7	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si, SiO <sub>2</sub> -кristобалит; примеси: оксиды алюминия, кальция
8	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
9	Шлак	Присутствуют: рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция
10	Шлак	Присутствуют: CaAl <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub> (анортит), рентгеноаморфное в-во, β-SiC, Si; примеси: оксиды алюминия, кальция



1 – платиновая пластина (нагреватель); 2 – горячий спай термопары; 3 – токоподвод; 4 – крышка печи; 5 – термопара; 6 – корпус; 7 – крепления нагревателя; 8 – потенциометр; 9 – трансформатор силовой; 10 – трансформатор регулировочный; 11 – микроскоп DM1; 12 – шлак

Рисунок 1 – Схема экспериментальной установки для определения интервалов плавления шлаков

Результаты фазового анализа показали, что основной фазой для исследуемых шлаков является рентгеноаморфное вещество, в шлаке присутствует кремний, карбид кремния и в небольших количествах примеси. На отснятых дериватограммах исследуемых проб шлаков самое высокое содержание кремния содержится в пробе шлака 5, это подтверждает результаты, приведенные в таблице 1.

Для определения температур плавления исследуемых проб шлака использовали микропечь сопротивления с платиновым нагревателем. Схема экспериментальной установки приведена на рисунке 1.

Поведение пробы исследуемого вещества, помещенного на горячий спай термопары, при нагреве платиновой пластинки осуществляется визуально при помощи электронного микроскопа DM1 с 50-кратным увеличением.

Для определения температуры плавления используются зерна шлака размером 0,02 - 0,1 мм, полученные путем дробления и отсева.

Скорость нагрева печи до температуры 1200 - 1300 °С равна 100 – 150 °С/мин., затем 20 - 30 °С/мин., близко к температуре плавления - 3 - 5 °С/мин.

Первое определение температуры плавления каждого шлака – ориентировочное, при котором устанавливаются температурные границы опыта.

Температурой начала плавления считается такая, при которой происходит оплавление острых кромок частиц шлака. Температура конца плавления – температура полного перехода шлака в жидкое состояние, в этот момент происходит быстрое растекание капли по поверхности платинового нагревателя. Фиксация производится путем визуального наблюдения.

В связи с гетерогенностью шлаков определить удалось только температурный интервал от начала расплавления до появления жидкой фазы, в которой присутствуют твердые частицы карбида кремния. Результаты исследования показали, что шлаки имеют температуру начала плавления в интервале 1553К - 1623К, конца плавления в интервале 1610К - 1743К.

Пробы шлаков 3 и 5 полностью не расплавились. Для пробы шлака 3 характерно высокое содержание карбида кремния – 13,01 % и диоксида кремния - 57,77 %. Для пробы шлака 5 характерно наиболее высокое содержание кремния - 27,16 %, диоксида кремния - 45,66 %.

Вязкость является одной из наиболее структурно чувствительных характеристик жидкости, поэтому ее изучение открывает возможности для определения структуры шлаковых расплавов, природы и величины сил взаимодействия между компонентами. Изучение вязкостных свойств расплавов имеет также важное значение для совершенствования технологии очистки кремния и сплавов на его основе и уменьшения содержания кремния в шлаках.

Существуют два основных пути определения вязкости шлаковых расплавов как функции состава и температуры. Первый путь - это расчетный способ определения вязкости, основанный либо на модельных представлениях о строении шлакового расплава, либо на эмпирических и полуэмпирических уравнениях; второй – это ее экспериментальное определение. Ввиду сложной зависимости вязкости шлаков от состава и температуры, а также в силу недостаточной разработанности теории строения шлаковых расплавов, созданные в настоящее время математические модели значительно уступают по точности определения этого свойства экспериментальным методам.

Методы измерения вязкости жидкостей, в том числе металлургических расплавов, основаны на регистрации в процессе измерения различных параметров, функционально связанных с вязкостью. Связь между этими экспериментально определяемыми параметрами и динамической вязкостью жидкости обосновывается в математических теориях методов. Измерение вязкости жидкостей развито достаточно хорошо и представлено следующим многообразием методов: капиллярного истечения; падающего шарика; вращающихся цилиндров; крутильных колебаний системы, сопряженных с исследуемой жидкостью; метод параболоида вращения и вибрационные методы [3]. В наших исследованиях применялся метод крутильных колебаний системы. Градуировка экспериментальной установки осуществлялась с применением касторового масла, имеющего известные значения вязкости (от 0,049 до 2,44 Па·с) при температурах от 283К до 343К. Для определения вязкости шлака одного состава эксперимент повторяли 2-3 раза. Результаты экспериментов по среднему значению вязкости представлены на рисунках 2 и 3.

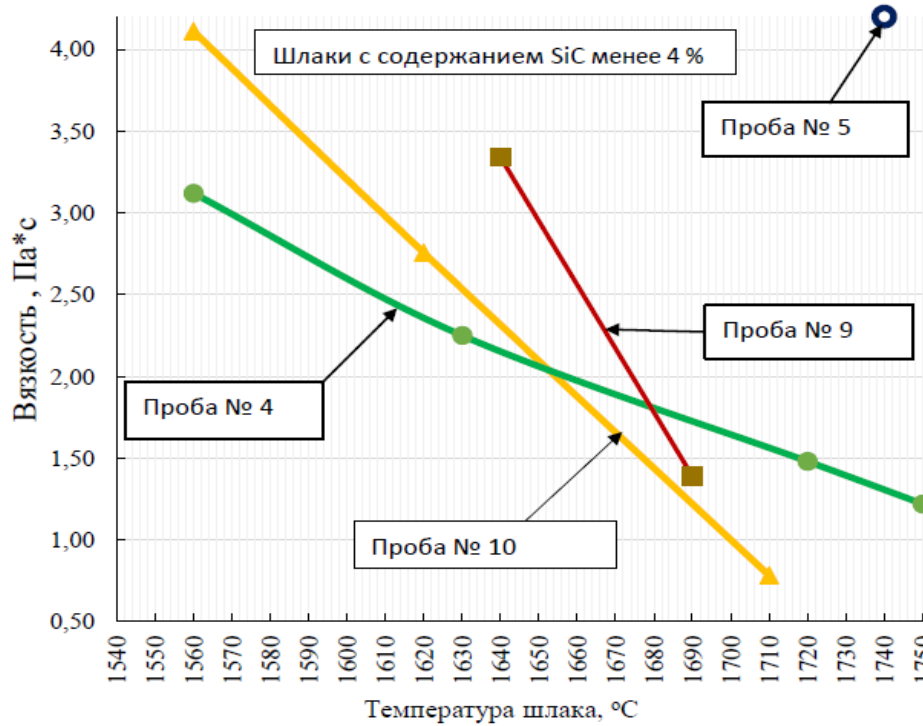


Рисунок 2 – Температурная зависимость величины вязкости проб шлаков 4, 5, 9, 10

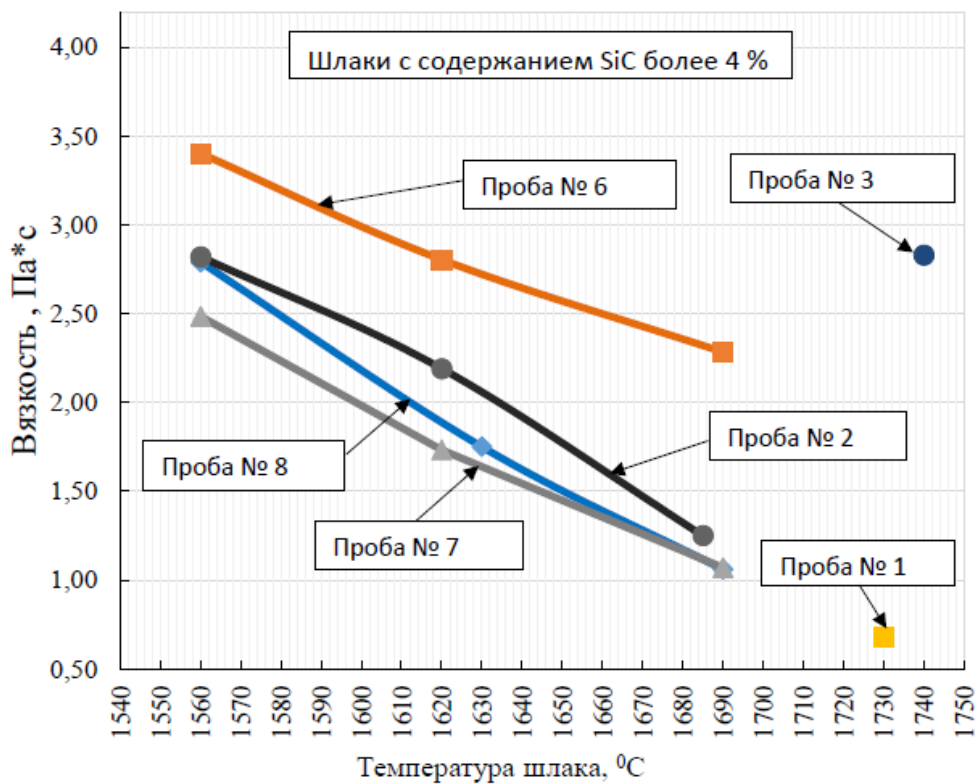


Рисунок 3 – Температурная зависимость величины вязкости проб шлаков 1, 2, 3, 6, 7, 8

Из представленных данных следует, что для шлаков с повышенным содержанием карбида кремния и кремния металлического (пробы шлака 3 и 5), даже при температурах 2013К (1740 °С) вязкость шлака высокая и составляет ~2,85 Па\*с (проба шлака 3), 4,4 Па\*с (проба шлака 5).

Наименьшая вязкость шлака при температуре 1973К (1700°С) у шлаков 7, 8, 10 при содержании карбида кремния в них от 3,34 до 5,57 %.

Для изменения вязкости исходных шлаков были выплавлены образцы шлака с добавками СаО (ХЧ) в количестве 10 %, 15 %, 20 % от массы шлака. За основу взята проба шлака 9.

Химические составы выплавленных шлаков приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Химический состав шлаков

CaO, %	Si	C	SiC	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
10	14,4	0,06	3,6	43,18	12,05	25,4	0,44
15	13,82	0,06	3,45	41,3	11,53	28,7	0,42
20	13,24	0,05	3,30	39,6	11,05	31,6	0,40

На рисунке 4 представлены результаты исследований по определению вязкости выплавленных шлаков.

Исходя из рисунка 4 можно отметить, что при введении СаО (20 %) снижается вязкость шлака при 1923К (1650 °С) с 2,8 Па\*с (СаО – 10%) до 1,8 Па\*с. Эти результаты могут быть использованы при исследовании возможности выделения металлической фазы из шлаковой.

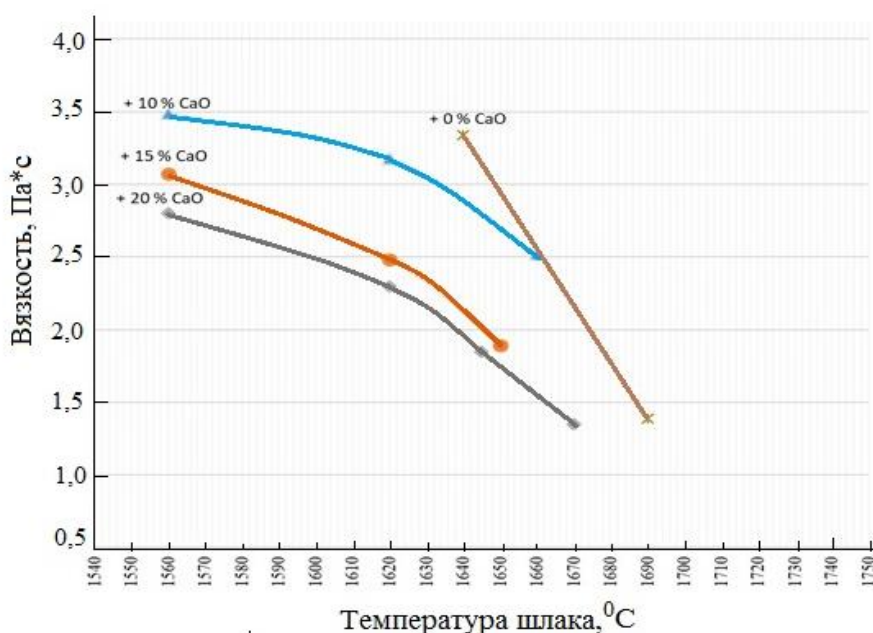


Рисунок 4 – Зависимость значений вязкости от содержания от СаО в шлаке

### **Выводы**

1. В связи с гетерогенностью шлаков рафинирования кристаллического кремния можно определить только температурный интервал от начала расплавления до появления жидкой фазы, в которой присутствуют твердые частицы карбида кремния.

2. Вязкость шлаков рафинирования кристаллического кремния зависит от химического состава и температуры.

3. Добавки СаО в шлак значительно изменяет вязкость полученных при рафинировании кремния шлаков.

### **СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Исследование вязкости и электросопротивления шлаков 75%-ного ферросилиция / Н.Л. Жило [и др.] // «Совершенствование производства ферросилиция на Кузнецком заводе ферросплавов» : сборник – Кемерово, Кемеровское книжное издательство, 1967. – С. 107-119.

2. Исследование свойств шлаков, образующихся при рафинировании технического кремния / Д.К. Ёлкин [и др.] // «Цветные металлы и минералы» : сборник докладов девятого международного конгресса. 11-15 сентября 2017 г. – Красноярск, 2017. – С. 794-797.

3. Некрасов И.В. Методика оценки вязкости промышленных шлаков / И.В. Некрасов, О.Ю. Шешуков, В.Н. Невидимов, С.А. Истомин / Известия вузов / Черная металлургия. – 2012. – № 4. – С. 21-24.



К.С. Ёлкин <sup>1</sup>, И.Д.Рожихина <sup>2</sup>, О.И. Нохрина <sup>2</sup>, А.В. Сивцов <sup>3</sup>,  
И.М. Кашлев <sup>4</sup>, А.И. Карлина <sup>5</sup>, Д.К. Ёлкин <sup>6</sup>

<sup>1</sup>ООО «РУСАЛ Инженерно-технологический центр»,  
г. Красноярск, Россия

<sup>2</sup>Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия

<sup>3</sup>Институт металлургии УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

<sup>4</sup>ОАО «Кузнецкие ферросплавы», г. Новокузнецк, Россия

<sup>5</sup>ФГБОУ ВО ИРНИТУ, г. Иркутск, Россия

<sup>6</sup>АО «Кремний», г. Шелехов, Россия

## АНАЛИЗ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОИЗВОДСТВА КРЕМНИЯ И ФЕРРОСИЛИЦИЯ С УЧЕТОМ ГЕНЕТИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ КВАРЦИТОВ

В представленном материале отражены полученные результаты исследования различных кварцитов на предмет определения степени взаимодействия кварцитов и углеродистых восстановителей, протекающих при нахождении кремнезёма в газовой фазе в различных температурных условиях. Выявлена причина в различии результатов исследований кварцитов. Установлено, что исследуемые кварциты имеют различное строение кристаллов, что и определяет различную степень газификации кремнезёма кварцитов различных месторождений. Установлено, что кварциты различных месторождений существенно различаются величинами микродеформаций кристаллических решёток, что связано с особенностями геологических условий их образования. Петрографические исследования образцов свидетельствуют об уникальности строения кристаллической микроструктуры кварцитов различных месторождений. Наиболее ярко отличия проявляются в размерах зёрен кварца. Исследования кристаллического строения кварцитов различных месторождений позволили определить удельную поверхность кварцитов месторождений, которые используются в реальном производстве или могут быть использованы в перспективе.

This report reflects the results of a study of various quartzites to determine the degree of interaction of quartzites and carbon reducing agents that occur when silica is in the gas phase under various temperature conditions. The reason for the difference in the results of studies of quartzites is revealed. It was established that the quartzites under study have different crystal structures, which determines the different degree of sili-

ca gasification of quartzites of various deposits. It was established that quartzites of various deposits significantly differ in the values of microdeformations of crystal lattices, which is associated with the peculiarities of the geological conditions of their formation. Petrographic studies of the samples indicate the unique structure of the crystalline microstructure of quartzites of various deposits. The differences are most pronounced in the size of quartz grains. Investigations of the crystalline structure of quartzites of various deposits made it possible to determine the specific surface of quartzites of deposits that are used in real production or can be used in the future.

Восстановление кремния углеродом – сложный процесс. Его сложность связана как с тем, что восстановление происходит при очень высоких температурах, так и с тем, что при восстановлении углеродом возможно одновременное получение различных промежуточных продуктов, в том числе и газообразных.

Анализ литературных данных и практических наблюдений за работой реальной печи показывает, что процесс восстановления кремния из кремнезёма углеродом протекает через стадию образования газовой фазы, включающей низшие оксиды кремния и углерода. Однако, получение первичного конденсированного продукта, карбида кремния, образующегося в результате взаимодействия газообразного монооксида кремния с твердым углеродистым восстановителем на поверхности раздела фаз «восстановитель – газовая фаза» и возникновение  $SiC_k$  составляет неотъемлемую стадию восстановительного процесса.

По данным И.С. Куликова [1] состав газовой фазы над кремнезёмом приведен в таблице 1.

Исследование кинетических особенностей образования  $SiC_{(т)}$  показало, что взаимодействие кремнезёма с углеродом может осуществляться только через стадию образования газовой фазы, обеспечивающей массоперенос между оксидом и восстановителем, причем наибольшее влияние на скорость реакции оказывает площадь поверхности взаимодействующих компонентов шихты [2-4].

В основе газификации кремнезёма лежит реакция диссоциации кремнезема. В атмосферной среде диссоциация  $SiO_2$  описывается уравнением:



где к – конденсированное, г – газовое состояния.

Таблица 1 – Состав газовой фазы над кремнезёмом

Состав, %	Температура, °С					
	927	1273	1463	1600	1723	2227
O	12,20	10,00	9,94	8,90	8,69	8,35
O <sub>2</sub>	24,91	26,01	26,07	26,15	26,07	25,15
SiO <sub>г</sub>	62,15	62,10	61,68	61,16	60,84	59,28
SiO <sub>2г</sub>	0,73	1,84	2,80	3,79	4,50	7,20

$$\Delta G_T^\circ = 712685 - 225,09T.$$

Равновесная температура реакции (1) при  $\Delta G^\circ = 0$  равна:  $T = 3166$  К

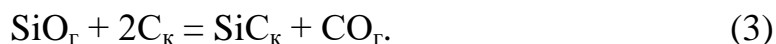
Реакция образования SiO в присутствии углерода имеет вид



$$\Delta G_T^\circ = 630828 - 335,61T.$$

Равновесная температура при  $\Delta G^\circ = 0$  составляет:  $T = 1906$ К

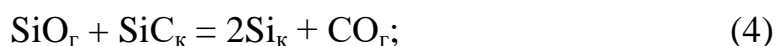
В условиях восстановительной плавки углерод восстановителя связывает молекулы пара SiO в химически прочное твердое соединение — карборунд по реакции:



$$\Delta G_T^\circ = 299551 - 166,03T, \text{ равновесная температура: } T = 1804\text{К}.$$

Это создает благоприятные условия для газификации кремнезема по реакции (2).

Конечная стадия образования кремния реализуется в основном по реакции:

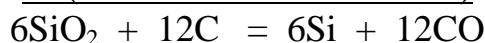
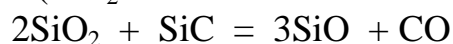
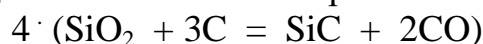


$$\Delta G_T^\circ = 122147 - 68,55T, \text{ равновесная температура - } T = 1783\text{К}.$$

В реальной рудовосстановительной печи восстановление кремния происходит в следующей последовательности:



Суммарные реакции восстановления кремния имеют вид:



Важным моментом в ведении восстановительной плавки кремния является различие в показателях при работе на кварцитах разных месторождений. Поведение кварцитов при нагревании, степень газификации кремнезема в процессе восстановления кремния требуют особого внимания.

На степень восстановления кремния из кремнеземсодержащего рудного сырья влияют факторы, связанные с особенностями химического состава, кристаллического строения рудного сырья и поведения его на стадии фазовых превращений.

Было изучено влияние температуры и крупности кварцитов на степень восстановления кремния. Исследования кинетики восстановления кремния из кремнезема кварцитов проводили термогравиметрическим методом, который заключался в непрерывном фиксировании изменения массы образца через определенный промежуток времени. По полученным результатам рассчитывали степень восстановления кремния  $\alpha$ , как отношение количества кислорода  $m_o$ , удаленного из образца, к общему количеству кислорода  $\sum(m_o)$  в восстанавливаемом образце кварцита:

$$\alpha = \frac{m_o}{\sum(m_o)} \cdot 100\%$$

Результаты зависимости степени восстановления кремния кварцитов различных месторождений от температуры и времени выдержки представлены на рисунке 1.

От чего зависят такие результаты для различных кварцитов, покажем на примере кварцита Черемшанского месторождения, для которого рассчитана поверхность в зависимости от размера куска (рисунок 2) [5].

Количественные показатели газификации зависят от поверхности реагирующих веществ. Косвенно это прослеживается при использовании кварцитов различных месторождений.

Зависимости изменения степени восстановления кремния из кварцитов различных месторождений от фракции и температуры представлены на рисунках 3-5 [6,7].

Из приведенных зависимостей следует, что размеры частиц кварцитов определяют скорость процесса восстановления кремния.

Чем мельче кварцит, тем быстрее идет восстановление кремния. Поскольку предполагается, что имеет место твердофазное восстановление, то наличие более мелких частиц руды будет облегчать условия диффузии компонентов системы. Кроме того установлено, что кремнезём кварцитов Уватского месторождения сравним по восстановлению с кремнеземом кварцитов Черемшанского, Первоуральского и Антоновского месторождений, не смотря на различие в химическом составе. С повышением температуры до 1873, 1973 К образцы всех кварцитов после изотермической выдержки одинаково оплавливались, следует отметить, что образцы кварцита Уватского месторождения оплавливались уже при температуре 1773 К, что, вероятно, объясняется большим количеством примесей в кварците. На кусочках кокса при температуре 1873 К,

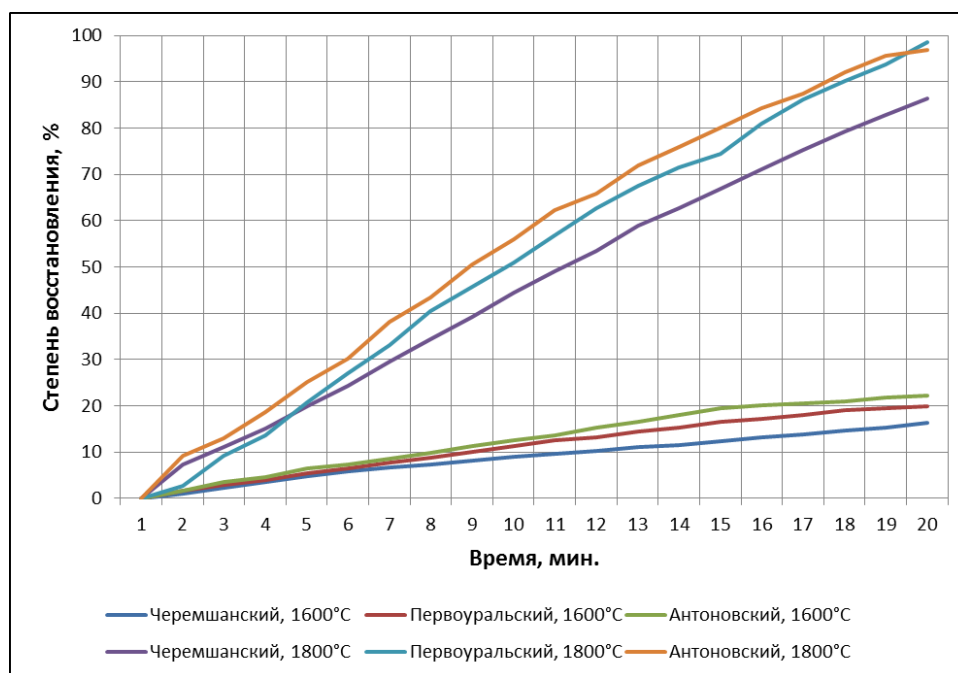


Рисунок 1 – Зависимость степени восстановления кремния из кварцитов различных месторождений от температуры и времени выдержки

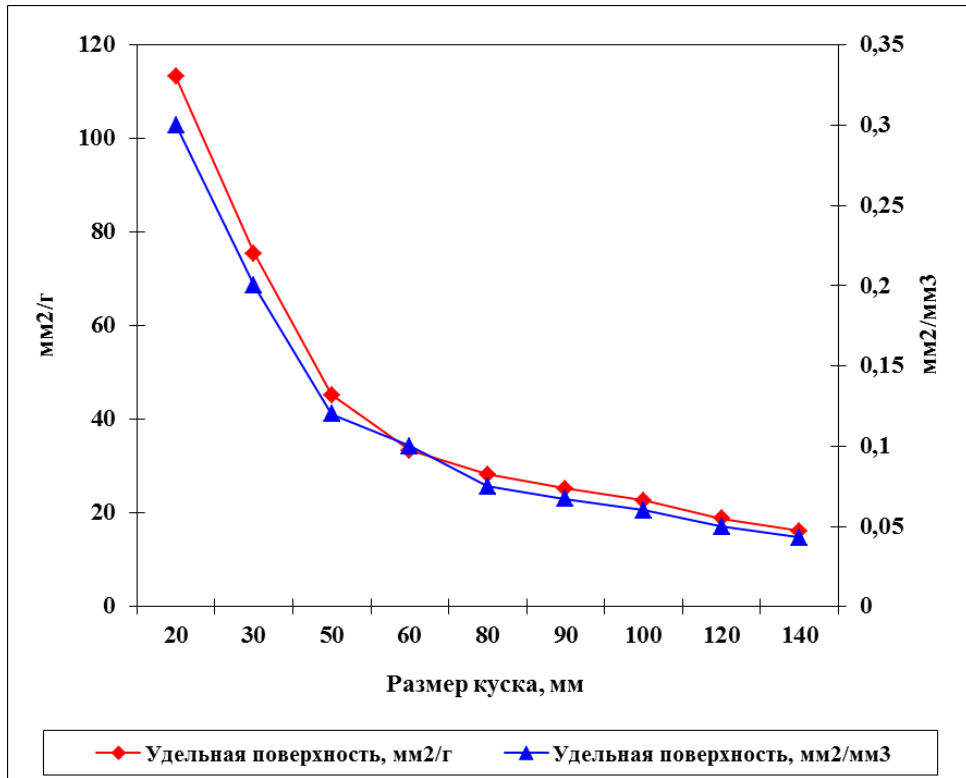
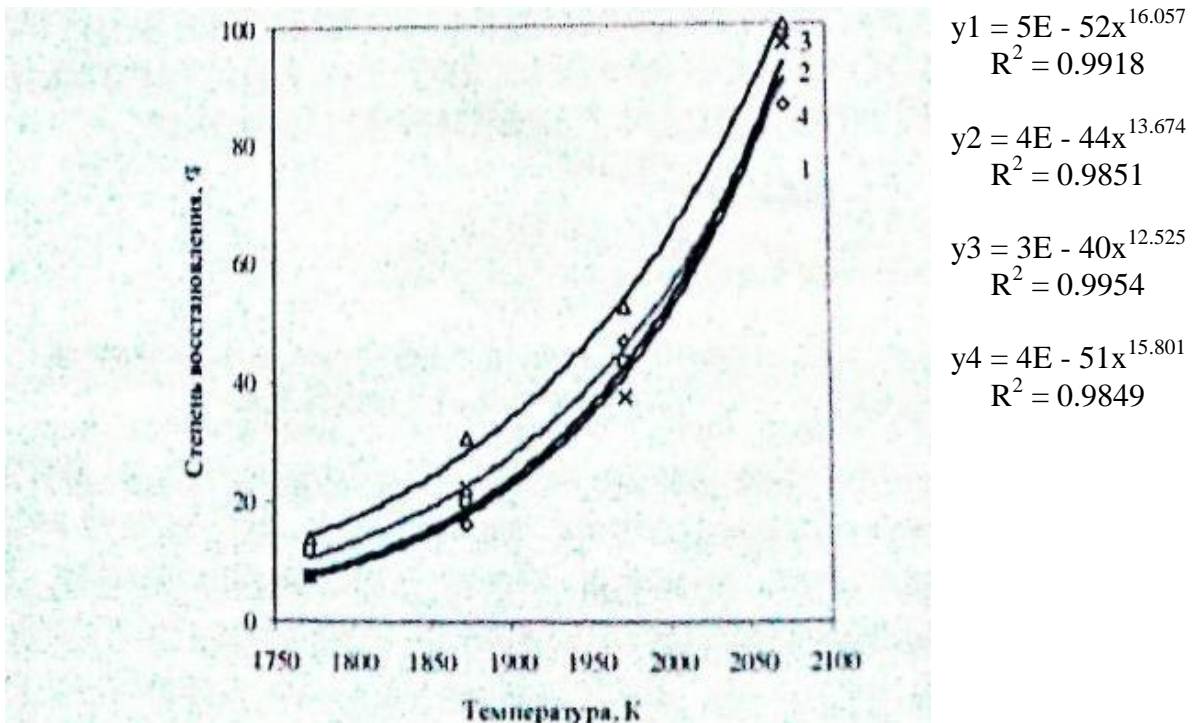
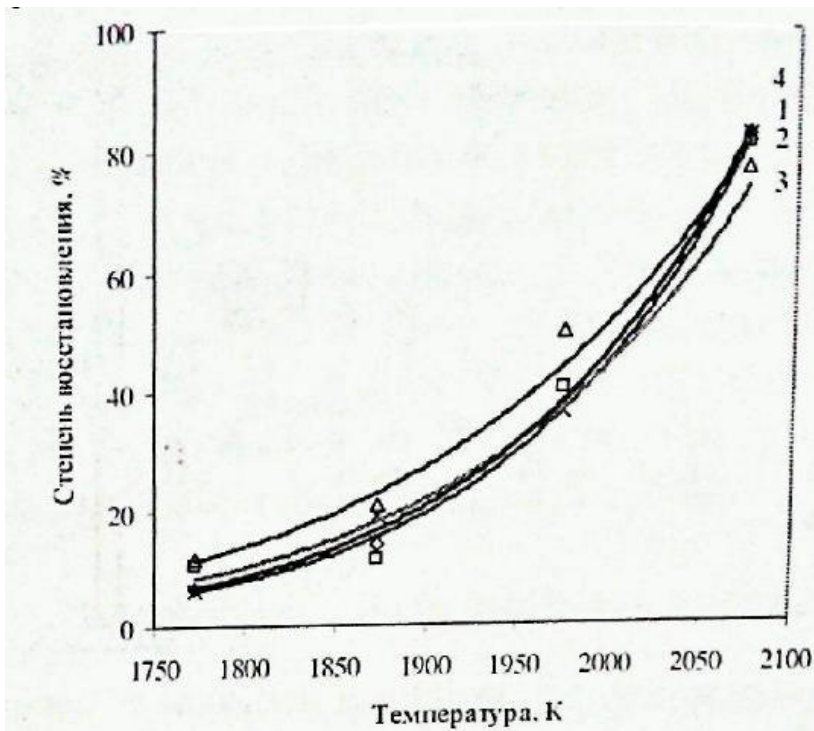


Рисунок 2 – Изменение поверхности кварцита Черемшанского месторождения при изменении размера куска



1 – Черемшанское 2 – Первоуральское 3 – Уватское 4 - Антоновское  
 Рисунок 3 – Зависимость степени восстановления кремния из кварцитов фракции +10 - минус 20 мм от температуры



$$y_1 = 1E - 53x^{16.525}$$

$$R^2 = 0.9973$$

$$y_2 = 4E - 45x^{13.938}$$

$$R^2 = 0.907$$

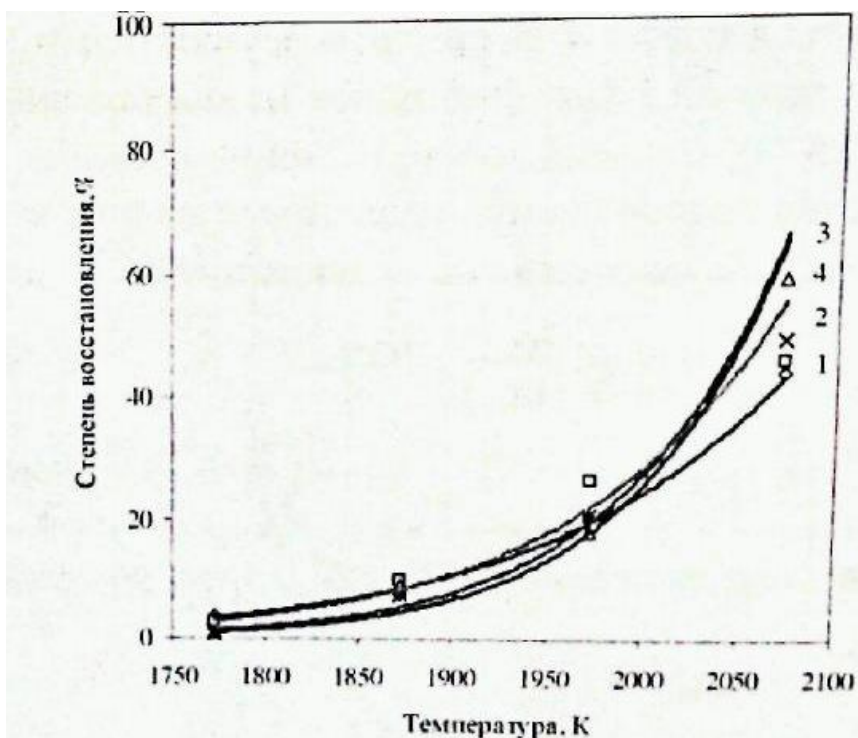
$$y_3 = 2E - 40x^{12.54}$$

$$R^2 = 0.9954$$

$$y_4 = 4E - 52x^{16.064}$$

$$R^2 = 0.993$$

1 – Черемшанское 2 – Первоуральское 3 – Уватское 4 - Антоновское  
 Рисунок 4 – Зависимость степени восстановления кремния из кварцитов  
 фракции +20 - минус 30 мм от температуры



$$y_1 = 5E - 52x^{15.949}$$

$$R^2 = 0.9915$$

$$y_2 = 1E - 60x^{18.57}$$

$$R^2 = 0.9734$$

$$y_3 = 2E - 80x^{24.589}$$

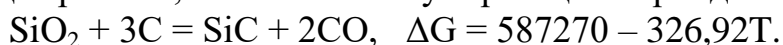
$$R^2 = 0.9569$$

$$y_4 = 7E - 86x^{26.224}$$

$$R^2 = 0.9506$$

1 – Черемшанское 2 – Первоуральское 3 – Уватское 4 - Антоновское  
 Рисунок 5 – Зависимость степени восстановления кремния из кварцитов  
 фракции +30 - минус 40 мм от температуры

1973 К, и 2073 К явно виден зеленый налёт. Рентгенофазовый анализ показал наличие карбида кремния, что соответствует реакции карбидообразования:



Температура начала карбидообразования равна 1796 К.

Изучение кинетики взаимодействия кварцитов различных месторождений с восстановителем показало, что для всех кварцитов основным фактором, определяющим полноту восстановления кремния, является как температура, так и фракционный состав кварцитов.

Анализ полученных результатов позволяет сделать следующие выводы о поведении кварцитов, используемых в настоящее время в производстве кремния: для фракции -10...+20 мм более высокая степень взаимодействия у Первоуральского и Черемшанского кварцитов по сравнению с другими кварцитами, причем у Первоуральского она значительно выше Черемшанского во всем интервале температур; для фракции -20...+30 мм степень взаимодействия Первоуральского кварцита также выше Черемшанского до температуры 2100 К; при более высоких температурах Черемшанский кварцит незначительно превосходит по активности Первоуральский; для фракции -30...+40 мм до температуры 2020 К взаимодействие кремнезема Черемшанского кварцита выше, чем у Первоуральского; при повышении температуры активность Первоуральского кварцита несколько превышает Черемшанский.

Но кроме этой наружной поверхности можно посчитать поверхность в зависимости от внутренней структуры кварцита отдельно взятого месторождения (таблица 2).

Изучение тонкой структуры кристаллов кварцевого сырья показало, что кварциты различных месторождений существенно различаются размерами областей микродеформаций кристаллических решёток, что связано с особенностями геологических условий их образования. Петрографические исследования образцов свидетельствуют об уникальности строения кристаллической макроструктуры различных кварцитов. Наиболее ярко отличия проявляются в размерах зёрен кварца, колеблющихся от 0,015 мм (Антоновский кварцит) до 2,0 мм (кварц г. Хрустальной) (рисунки 6 – 10).

Состояние поверхности кремнезёмсодержащего материала, дефектность их кристаллического строения оказывает существенное влияние на газификацию кремнезёма. Поверхностные дефекты образуются на внешних и внутренних поверхностях (границах зёрен) раздела кристаллических фаз. При этом внешняя поверхность кристалла существенно отличается от свойства всего

Таблица 2 – Удельная поверхность кварцитов различных месторождений

Месторождение кварцита	Удельная поверхность, м <sup>2</sup> /г	Пористость, %
Черемшанское	0,0045	0,17
Первоуральское	0,0377	1,9
Антоновское	0,151	0,75
Баническое	0,007547	2,4
г. Хрустальная	0,002517	н/д



объёма. Уже само существование поверхности является нарушением дальнейшего порядка периодического строения кристалла. Дефектами кристалла являются области несогласованности в местах соприкосновения соседних зёрен. Наличие на поверхности активных мест (рёбер, вершин углов, выхода дислокаций) уменьшает её термическую устойчивость и увеличивает скорость газификации кремнезёма. При этом концентрация дефектов на поверхности обычно значительно выше, чем внутри кристалла (рисунки 6-10).

Следует отдельно отметить использование микрокремнезёма (пыль отходящих газов печей производства кремния), поскольку микрокремнезём обладает значительной дисперсностью и большой удельной поверхностью. Поверхности реагирующих компонентов шихты приведены в таблице 3. Расчёт поверхностей выполнен для типичной шихты с заменой 30% кварцита на микрокремнезём, а также определенного соотношения поверхностей кремнезёма и углеродистых восстановителей.

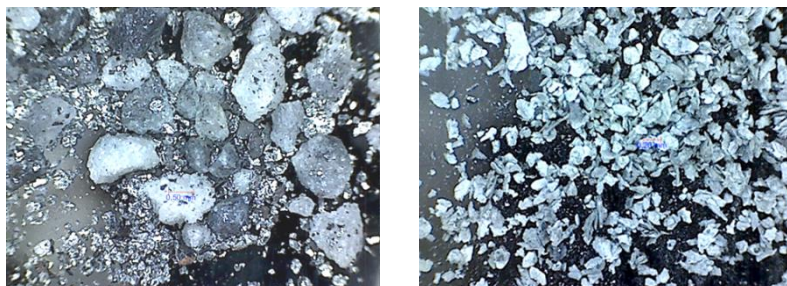


Рисунок 6 – Микроструктура кварцита Бобровского месторождения

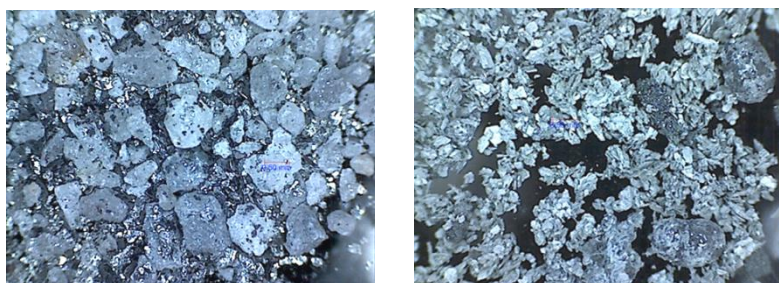


Рисунок 7 – Микроструктура кварцита Первоуральского месторождения





Рисунок 8 – Микроструктура кварцита Банического месторождения

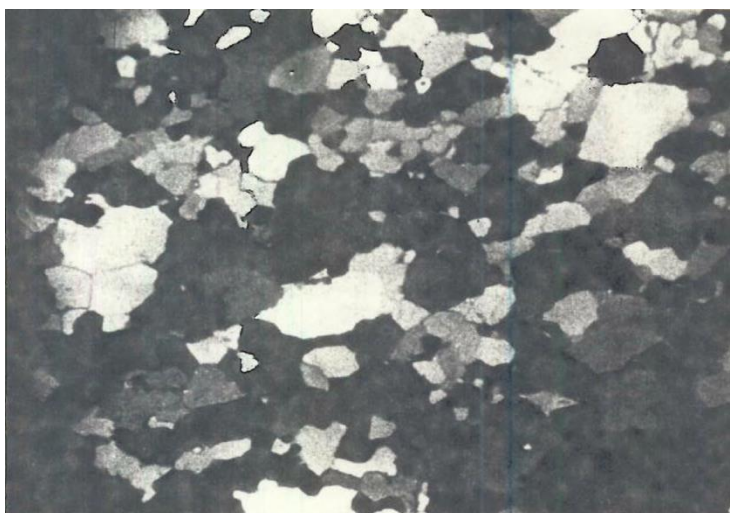


Рисунок 9 – Микроструктура кварцита Черемшанского месторождения.



Рисунок 10 – Микроструктура кварцита Антоновского месторождения.

### ***Выводы***

1. Степень газификации кварцита зависит от размера куска, участвующего в восстановительной плавке.

2. В процессе восстановительной плавки кремния кварциты различных месторождений должны иметь различный гранулометрический состав, особенно при их совместном использовании. Применение оптимального гранулометрического состава позволит интенсифицировать процесс восстановления кремния и повысить технико-экономические показатели работы печей.

3. Степень газификации кварцита зависит от природы кварцита и степени развития дефектов кристаллической структуры и внутренней поверхности кварцита.

4. Использование кремнезёма с высокоразвитой поверхностью, в том числе и микрокремнезёма, уловленного аппаратами очистки газов печей кремния или кремнистых ферросплавов, в восстановительной плавке кремния нецелесообразно.

Таблица 3 – Поверхность взаимодействующих компонентов шихты

Компоненты шихты	Расход, кг/т	Удельная поверхность, м <sup>2</sup> /Г	Поверхность, м <sup>2</sup>	Поверхность с микрокремнезёмом, м <sup>2</sup>
<b>Кварцит</b>	3012	0,0045	<b>13554</b> (100%)	<b>9488</b> (70%)
Древесный уголь	312	181,4	56596800	56596800
Нефтяной кокс	229	3,8	870200	870200
Каменный уголь	1706	37,4	63804400	63804400
Древесная щепа	663	181,4	15636680	15636680
<b>Восстановители</b>			136908080	
Микрокремнезём*	904 (30%)	26,3	-	23775200
<b>Кремнезём</b>			<b>13554</b>	<b>23784688</b>
<b>С:SiO<sub>2</sub>, м<sup>2</sup> : м<sup>2</sup></b>			<b>10101</b>	<b>5,76</b>
* источник [8]				

### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Куликов И.С. Термическая диссоциация соединений. – М.: Металлургия. 1969. – 576 с.
2. Ёлкин К.С., Зельберг Б.И., Баранцев А.Г. и др. Производство кремния, Справочник меаллурга, С.-Пб., МАНЭБ, 2013. – 364 с.
3. Воробьёв В.П., Орлов П.П. Классификация кварцитов по степени газификации в смеси с углеродистыми восстановителями // Сталь. – 2016. – №11. – С. 31-33.
4. Кожевников Г. Н., Водопьянов А. Г. Низшие окислы кремния и алюминия в электрометаллургии. – М. : Наука, 1977. – 145 с.
5. Ёлкин Д.К., Ёлкин К.С. О возможностях регулирования степени газификации кремнезёма кварцита в процессе восстановительной плавки кремния. Сб. тезисов докладов VI Международного конгресса «Цветные металлы и минералы», Красноярск – 2014. – С. 186.
6. Рожихина И.Д., Нохрина О.И., Лазаревский П.П., Ёлкин К.С. Исследование взаимодействия кремнезёма кварцитов с углеродом, Сб. научных статей, посвящённых 30-летию ЗАО «Кремний «Перспективы развития производства кремния», Шелехов, 2011, С 28-32.
7. Лазаревский П.П., Рожихина И.Д., Нохрина О.И. Исследование физико-химических свойств кварцита Уватского месторождения // Сталь. – 2012. – № 7. – С. 27-31.
8. Буркат В.С., Буркат Т.В., Лапшин А.Е. Исследование физико-химических свойств кремнезёмсодержащей пыли руднотермических печей // Цветные Металлы. – 2017. – № 4. – С. 45-54.

А.А. Александров, В.Я. Дашевский

Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН,  
Москва, Россия

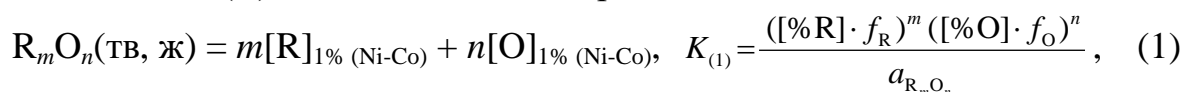
## ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ РАСТВОРЕНИЯ КИСЛОРОДА В НИКЕЛЬ-КОБАЛЬТОВЫХ РАСПЛАВАХ

Проведен термодинамический анализ растворов кислорода в расплавах системы Ni-Co, содержащих Cr, Mn, Si, Ti, Al. Определены константы равновесия реакций раскисления изученных расплавов указанными элементами. Рассчитаны коэффициенты активности при бесконечном разбавлении и параметры взаимодействия в сплавах различного состава. Получены концентрационные зависимости растворимости кислорода в изученных сплавах от содержания кобальта и элемента-раскислителя.

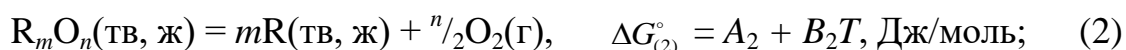
A thermodynamic analysis of oxygen solutions in Ni-Co melts containing Cr, Mn, Si, Ti, Al was performed. The equilibrium constants of deoxidation reactions of the studied melts with the indicated elements were determined. The activity coefficients at infinite dilution and interaction parameters in alloys of different composition were calculated. The concentration dependences of the oxygen solubility in the studied alloys on the cobalt and the deoxidizing element contents are obtained.

Сплавы системы Ni-Co широко используют в современной технике [1]. Одной из вредных примесей в этих сплавах является кислород, который находится в металле, как в растворенном виде, так и в виде неметаллических включений. Присутствие кислорода приводит к снижению физико-механических свойств сплавов. Для практики производства никель-кобальтовых сплавов представляет значительный интерес изучение влияния элементов-раскислителей на растворимость кислорода в них.

Процесс раскисления расплавов системы Ni-Co элементом-раскислителем (R) может быть описан реакцией



которая может быть представлена как сумма реакций



$$n/2\text{O}_2(\text{г}) = n[\text{O}]_{1\%(\text{Ni-Co})}, \quad \Delta G_{(4)}^\circ = nRT \ln \left( \frac{\gamma_{\text{O}(\text{Ni-Co})}^\circ M_{\text{Ni-Co}}}{M_{\text{O}} \cdot 100} \right), \quad (4)$$

где  $\gamma_{i(\text{Ni-Co})}^\circ$  – коэффициент активности компонента  $i$  в расплаве при бесконечном разбавлении;  $M_i$  – молекулярная масса компонента  $i$ . В качестве стандартного состояния для элементов-раскислителей и кислорода, растворенных в никель-кобальтовом расплаве, выбран обладающий свойствами идеального разбавленного раствора 1 %-ный раствор.

Для расплавов системы Ni-Co значения коэффициента активности  $\gamma_{i(\text{Ni-Co})}^\circ$  рассчитывали по уравнению [2]

$$\ln \gamma_{i(\text{Ni-Co})}^\circ = X_{\text{Ni}} \ln \gamma_{i(\text{Ni})}^\circ + X_{\text{Co}} \ln \gamma_{i(\text{Co})}^\circ + X_{\text{Ni}} X_{\text{Co}} \left[ X_{\text{Co}} \left( \ln \gamma_{i(\text{Co})}^\circ - \ln \gamma_{i(\text{Ni})}^\circ + \varepsilon_{i(\text{Co})}^{\text{Ni}} \right) + X_{\text{Ni}} \left( \ln \gamma_{i(\text{Ni})}^\circ - \ln \gamma_{i(\text{Co})}^\circ + \varepsilon_{i(\text{Ni})}^{\text{Co}} \right) \right],$$

а молекулярной массы – по формуле  $M_{\text{Ni-Co}} = M_{\text{Ni}} X_{\text{Ni}} + M_{\text{Co}} X_{\text{Co}}$ .

Концентрация кислорода в расплаве, равновесная с заданным содержанием элемента-раскислителя может быть рассчитана по уравнению

$$\lg [\% \text{O}]_{\text{Ni-Co}} = \frac{1}{n} \left\{ \lg K_{(1)} + \lg a_{\text{R}_m \text{O}_n} - m \lg [\% \text{R}] - \left[ m e_{\text{R}(\text{Ni-Co})}^{\text{R}} + n e_{\text{O}(\text{Ni-Co})}^{\text{R}} \right] [\% \text{R}] - \left[ n e_{\text{O}(\text{Ni-Co})}^{\text{O}} + m e_{\text{R}(\text{Ni-Co})}^{\text{O}} \right] [\% \text{O}] \right\}. \quad (5)$$

Величину  $[\% \text{O}]$  в правой части уравнения (5) можно выразить через отношение  $(K_{(1)} / [\% \text{R}]^m f_{\text{R}}^m)^{1/n}$ , тогда уравнение (5) примет вид

$$\lg [\% \text{O}]_{\text{Ni-Co}} = \frac{1}{n} \left\{ \lg K_{(1)} + \lg a_{\text{R}_m \text{O}_n} - m \lg [\% \text{R}] - \left[ m e_{\text{R}(\text{Ni-Co})}^{\text{R}} + n e_{\text{O}(\text{Ni-Co})}^{\text{R}} \right] [\% \text{R}] - \left[ n e_{\text{O}(\text{Ni-Co})}^{\text{O}} + m e_{\text{R}(\text{Ni-Co})}^{\text{O}} \right] \left( K_{(1)} / [\% \text{R}]^m f_{\text{R}}^m \right)^{1/n} \right\}. \quad (5a)$$

В ряде случаев, чтобы учесть взаимное влияние компонентов раствора на их термодинамические характеристики, используют параметры взаимодействия второго порядка  $r_{\text{O}}^{\text{R}}$  и  $r_{\text{R}}^{\text{O}}$ , тогда уравнение (5a) примет вид

$$\lg [\% \text{O}]_{\text{Ni-Co}} = \frac{1}{n} \left\{ \lg K_{(1)} + \lg a_{\text{R}_m \text{O}_n} - m \lg [\% \text{R}] - \left[ m e_{\text{R}(\text{Ni-Co})}^{\text{R}} + n e_{\text{O}(\text{Ni-Co})}^{\text{R}} \right] [\% \text{R}] - \left[ n e_{\text{O}(\text{Ni-Co})}^{\text{O}} + m e_{\text{R}(\text{Ni-Co})}^{\text{O}} \right] \left( K_{(1)} / [\% \text{R}]^m f_{\text{R}}^m \right)^{1/n} - n r_{\text{O}(\text{Ni-Co})}^{\text{R}} [\% \text{R}]^2 - m r_{\text{R}(\text{Ni-Co})}^{\text{O}} \left( K_{(1)} / [\% \text{R}]^m f_{\text{R}}^m \right)^{2/n} \right\}. \quad (5б)$$

Поскольку расплавы системы Ni-Co близки к идеальным [3], значение величины параметров взаимодействия  $e_{i(\text{Ni-Co})}^j$  рассчитывали по уравнению

$$\varepsilon_{i(\text{Ni-Co})}^j = \varepsilon_{i(\text{Ni})}^j X_{\text{Ni}} + \varepsilon_{i(\text{Co})}^j X_{\text{Co}}.$$

Проведен термодинамический анализ растворимости кислорода в расплавах системы Ni-Co, содержащих Cr [4], Mn [5], Si [6], Ti [7] и Al [8]. Рассчитанные значения константы равновесия реакции (1), значения коэффициентов активности при бесконечном разбавлении  $\gamma_{\text{R}}^\circ$  и  $\gamma_{\text{O}}^\circ$  и параметров взаимодействия при 1873 К приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Значения констант равновесия реакции (1), коэффициентов активности и параметров взаимодействия для расплавов системы Ni-Co при 1873 К

Параметр	Co, %					
	0	20	40	60	80	100
lgKCr	-7,753	-7,522	-7,326	-7,172	-7,070	-7,029
lgKMn	-3,048	-2,940	-2,821	-2,707	-2,612	-2,554
lgKSi	-6,563	-6,446	-6,424	-6,448	-6,469	-6,485
lgKTi (TiO2)	-7,581	-7,454	-7,391	-7,395	-7,472	-7,625
lgKTi (Ti3O5)	-19,621	-19,356	-19,262	-19,346	-19,614	-20,073
lgKTi (Ti2O3)	-11,597	-11,458	-11,427	-11,507	-11,699	-12,005
lgKAl	-13,739	-13,775	-14,166	-14,716	-15,227	-15,501
$\gamma_{\text{O}}^{\circ}$	0,337	0,271	0,224	0,191	0,171	0,161
$\gamma_{\text{Cr}}^{\circ}$	0,460	0,523	0,580	0,620	0,630	0,600
$\gamma_{\text{Mn}}^{\circ}$	1,50	1,454	1,337	1,199	1,078	1,0
$\gamma_{\text{Si}}^{\circ}$	$0,9 \cdot 10^{-4}$	$1,1 \cdot 10^{-4}$	$1,5 \cdot 10^{-4}$	$2,1 \cdot 10^{-4}$	$2,8 \cdot 10^{-4}$	$2,9 \cdot 10^{-4}$
$\gamma_{\text{Ti}}^{\circ}$	$1,9 \cdot 10^{-4}$	$2,4 \cdot 10^{-4}$	$3,2 \cdot 10^{-4}$	$4,5 \cdot 10^{-4}$	$6,4 \cdot 10^{-4}$	$9,1 \cdot 10^{-4}$
$\gamma_{\text{Al}}^{\circ}$	$2,2 \cdot 10^{-4}$	$3,4 \cdot 10^{-4}$	$7,4 \cdot 10^{-4}$	$1,8 \cdot 10^{-3}$	$3,7 \cdot 10^{-3}$	$5,0 \cdot 10^{-3}$
$e_{\text{O}}^{\text{O}}$	0	0	0	0	0	0
$e_{\text{Cr}}^{\text{Cr}}$	0,0083	0,0067	0,0050	0,0033	0,0017	0
$e_{\text{O}}^{\text{Cr}}$	-0,150	-0,134	-0,118	-0,102	-0,086	-0,07
$e_{\text{Cr}}^{\text{O}}$	-0,500	-0,448	-0,396	-0,344	-0,292	-0,240
$r_{\text{O}}^{\text{Cr}}$	$2,415 \cdot 10^{-3}$	$1,937 \cdot 10^{-3}$	$1,457 \cdot 10^{-3}$	$0,974 \cdot 10^{-3}$	$0,488 \cdot 10^{-3}$	0
$e_{\text{Mn}}^{\text{Mn}}$	0,0048	0,0057	0,0066	0,0075	0,0084	0,0093
$e_{\text{O}}^{\text{Mn}}$	-0,450	-0,400	-0,351	-0,301	-0,250	-0,20
$e_{\text{Mn}}^{\text{O}}$	-1,503	-1,365	-1,200	-1,034	-0,867	-0,70
$e_{\text{Si}}^{\text{Si}}$	0,190	0,162	0,134	0,106	0,078	0,050
$e_{\text{O}}^{\text{Si}}$	-0,065	-0,093	-0,121	-0,149	-0,178	-0,206
$e_{\text{Si}}^{\text{O}}$	-0,110	-0,161	-0,212	-0,263	-0,314	-0,365
$e_{\text{Ti}}^{\text{Ti}}$	0,080	0,077	0,074	0,070	0,067	0,064
$e_{\text{O}}^{\text{Ti}}$	-0,510	-0,506	-0,503	-0,499	-0,495	-0,492
$e_{\text{Ti}}^{\text{O}}$	-1,535	-1,524	-1,513	-1,502	-1,490	-1,479
$r_{\text{O}}^{\text{Ti}}$	0,036	0,036	0,036	0,036	0,036	0,036
$e_{\text{Al}}^{\text{Al}}$	0,085	0,083	0,081	0,080	0,078	0,076
$e_{\text{O}}^{\text{Al}}$	-1,470	-1,506	-1,542	-1,578	-1,614	-1,650
$e_{\text{Al}}^{\text{O}}$	-2,482	-2,542	-2,603	-2,664	-2,725	-2,786

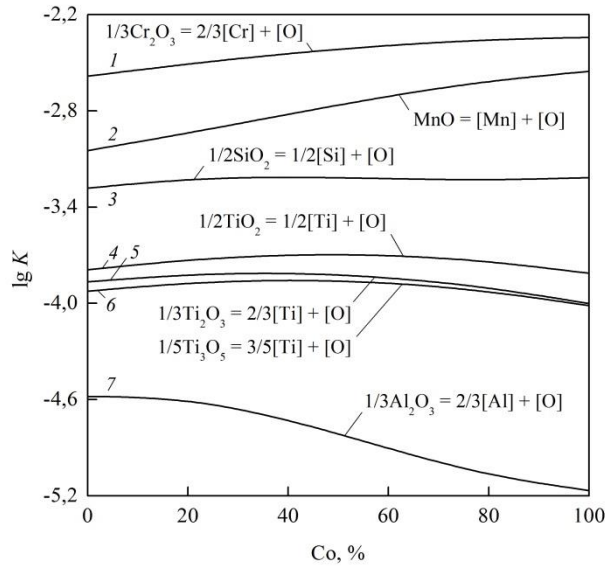
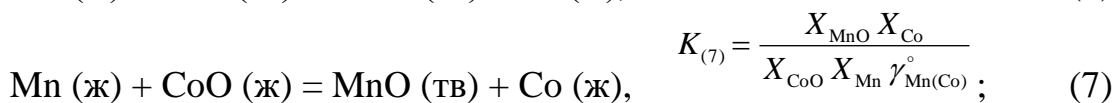
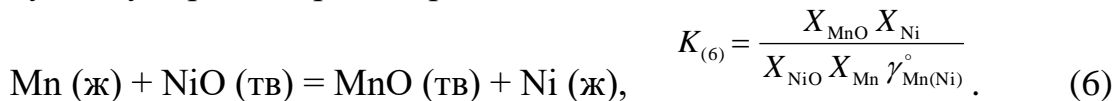


Рисунок 1 – Зависимость константы равновесия реакции раскисления Cr (1), Mn (2), Si (3), Ti (4–6) и Al (7) расплавов системы Ni-Co от состава основы сплава при 1873 К

В случае марганца оксидная фаза помимо MnO содержит NiO и CoO, поэтому следует рассматривать реакции



В приближении совершенных растворов для оксидной фазы для реакций (6) и (7) можно записать

$$\frac{X_{\text{MnO}}}{X_{\text{NiO}}} = \frac{K_{(6)} \gamma_{\text{Mn(Ni-Co)}}^{\circ} X_{\text{Mn}}}{X_{\text{Ni}}}, \quad \frac{X_{\text{MnO}}}{X_{\text{CoO}}} = \frac{K_{(7)} \gamma_{\text{Mn(Ni-Co)}}^{\circ} X_{\text{Mn}}}{X_{\text{Co}}}, \quad X_{\text{MnO}} + X_{\text{NiO}} + X_{\text{CoO}} = 1,$$

что позволяет рассчитать мольную долю MnO в оксидной фазе.

Зависимость констант равновесия реакции (1) взаимодействия элемента-раскислителя с кислородом, растворенным в расплаве, от состава сплава приведены на рис. 1. Значения констант равновесия приведены для реакции взаимодействия элементов с одним атомом кислорода, растворенного в расплаве, что позволяет сделать сравнение приведенных зависимостей более наглядным.

Как видно из приведенных данных, величина константы равновесия реакции (1) в случае Cr, Mn и Si незначительно снижается по абсолютной величине по мере увеличения содержания кобальта в расплаве. Это можно объяснить слабым изменением сил связей атомов Cr, Mn и Si в расплаве. В случае Ti величина константы равновесия реакции (1) до 40 % Co снижается по абсолютной величине, а затем растет. Это можно объяснить, с одной стороны, ослаблением силы связи атомов Ti ( $\gamma_{\text{Ti(Ni)}}^{\circ} = 1,9 \cdot 10^{-4}$ ;  $\gamma_{\text{Ti(Co)}}^{\circ} = 9,1 \cdot 10^{-4}$ ), а с другой, усилением сил связи атомов кислорода в расплаве ( $\gamma_{\text{O(Ni)}}^{\circ} = 0,357$ ;  $\gamma_{\text{O(Co)}}^{\circ} = 0,161$ ).

В случае Al величина константы равновесия реакции (1) возрастает по абсолютной величине по мере увеличения содержания кобальта в расплаве. Это можно объяснить существенным ослаблением сил связей атомов Al в расплаве ( $\gamma_{Al(Ni)}^{\circ} = 2,2 \cdot 10^{-4}$ ;  $\gamma_{Al(Co)}^{\circ} = 5,0 \cdot 10^{-3}$ ).

Полученные зависимости концентрации кислорода в расплаве от содержания элемента-раскислителя для расплавов системы Ni-Co различного состава, содержащих Cr, Mn, Si, Ti и Al, приведены на рисунке 2.

В случае расплавов всех составов наибольшая раскислительная способность у Al, меньшая, но достаточно высокая раскислительная способность у Ti. В порядке убывания раскислительной способности остальные элементы можно расположить в ряд: Si, Mn, Cr. От никеля к кобальту раскислительная способность Si, Mn и Cr незначительно снижается. Раскислительная способность у Ti по мере увеличения содержания кобальта до 40% снижается, а потом растет. Раскислительная способность у Al от никеля к кобальту существенно возрастает. Изменение раскислительной способности элементов по мере возрастания содержания кобальта в расплаве связано как с изменением сил связей элементов-раскислителей и кислорода с основой сплава ( $\gamma_{R(Ni-Co)}^{\circ}$ ,  $\gamma_{O(Ni-Co)}^{\circ}$ ), так и с изменением их активности в расплаве ( $e_{O(Ni-Co)}^O$ ,  $e_{R(Ni-Co)}^R$ ,  $e_{O(Ni-Co)}^R$ ,  $e_{R(Ni-Co)}^O$ ). Горизонтальными штриховыми линиями на рисунке 2 показана растворимость кислорода в никель-кобальтовых расплавах данного состава [9].

Кривые растворимости кислорода в системах Ni-Co-Cr, Ni-Co-Mn, Ni-Co-Si, Ni-Co-Ti и Ni-Co-Al проходят через минимум (рисунок 2). Содержание элемента, которому соответствует минимальная концентрация кислорода, может быть определено по уравнению [10]

$$[\%R]' = - \frac{m}{2,3(me_R^R + ne_O^R)}, \quad (8)$$

где m и n – коэффициенты в формуле оксида RmOn. Рассчитанные по уравнению (8) значения содержаний элементов в точках минимума и соответствующие им минимальные концентрации кислорода приведены в таблице 2 и на рисунке 3.

В случае хрома и марганца по мере повышения содержания кобальта в расплаве концентрация элемента-раскислителя в точке минимума увеличивается, а в случае кремния – уменьшается. В случае титана и алюминия по мере повышения содержания кобальта в расплаве концентрация элемента-раскислителя в точке минимума меняется незначительно.

Работа выполнена по государственному заданию №075-00746-19-00.

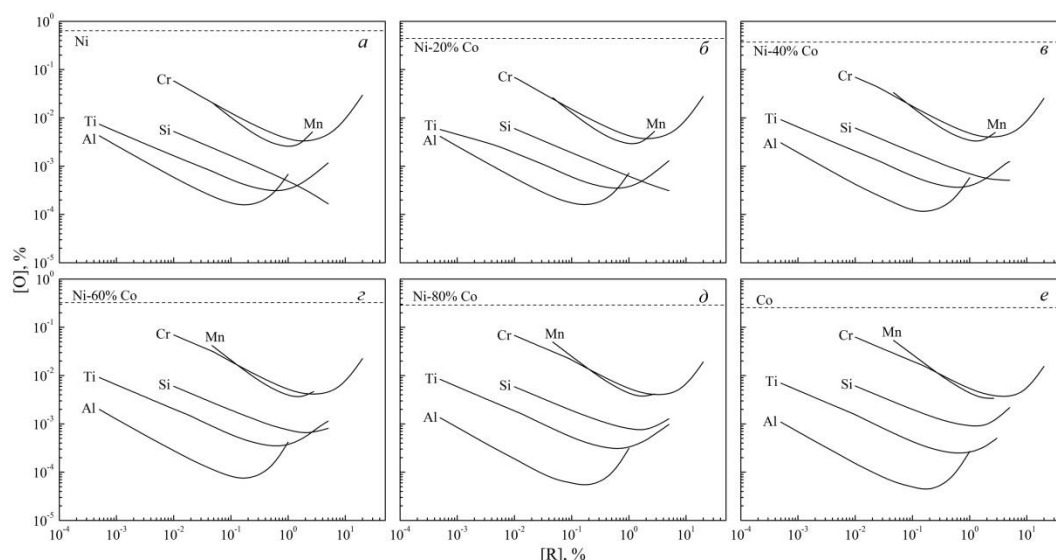


Рисунок 2 – Зависимость концентрации кислорода в расплавах системы Ni-Co от содержания элементов-раскислителей при 1873 К

### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Davis J.R. Nickel, Cobalt and Their Alloys. ASM International: Materials Park, OH, USA, 2000. – 422 p.
2. Froberg M.G., Wang M. Thermodynamic properties of sulphur in liquid copper-antimony alloys at 1473 K // Z. Metallkd. – 1990. – V. 81. – Н. 7. – S. 513–518.
3. Hultgren R., Desai P.D., Hawkins D.T., Gleiser M., Kelly K.K. Selected Values of the Thermodynamic Properties of Binary Alloys. Ohio: Metals Park, Amer. Soc. Metals. 1973. – 1435 p.
4. Александров А.А., Дашевский В.Я. Термодинамика растворов кислорода в расплавах системы Ni-Co, содержащих хром // Металлы. – 2016. – № 4. С. 71–78.

Таблица 2 – Содержание элементов-раскислителей в точках минимума [%R]' при 1873 К и соответствующие им минимальные концентрации кислорода, %

Элемент	Co, %					
	0	20	40	60	80	100
[Cr]'	2,006	2,235	2,524	2,900	3,410	4,141
[O] <sub>Cr</sub> <sup>min</sup>	3,13·10 <sup>-3</sup>	3,47·10 <sup>-3</sup>	3,72·10 <sup>-3</sup>	3,83·10 <sup>-3</sup>	3,74·10 <sup>-3</sup>	3,43·10 <sup>-3</sup>
[Mn]'	0,977	1,102	1,264	1,484	1,797	2,280
[O] <sub>Mn</sub> <sup>min</sup>	2,5·10 <sup>-3</sup>	2,8·10 <sup>-3</sup>	3,3·10 <sup>-3</sup>	3,6·10 <sup>-3</sup>	3,7·10 <sup>-3</sup>	3,3·10 <sup>-3</sup>
[Si]'	–	18,235	4,027	2,260	1,570	1,201
[O] <sub>Si</sub> <sup>min</sup>	–	2,31·10 <sup>-4</sup>	5,05·10 <sup>-4</sup>	6,55·10 <sup>-4</sup>	7,68·10 <sup>-4</sup>	9,13·10 <sup>-4</sup>
[Ti]'	0,565	0,567	0,569	0,571	0,573	0,576
[O] <sub>Ti</sub> <sup>min</sup>	2,98·10 <sup>-4</sup>	3,36·10 <sup>-4</sup>	3,50·10 <sup>-4</sup>	3,36·10 <sup>-4</sup>	2,96·10 <sup>-4</sup>	2,39·10 <sup>-4</sup>
[Al]'	0,205	0,200	0,195	0,190	0,186	0,181
[O] <sub>Al</sub> <sup>min</sup>	1,48·10 <sup>-4</sup>	1,46·10 <sup>-4</sup>	1,10·10 <sup>-4</sup>	0,73·10 <sup>-4</sup>	0,50·10 <sup>-4</sup>	0,41·10 <sup>-4</sup>



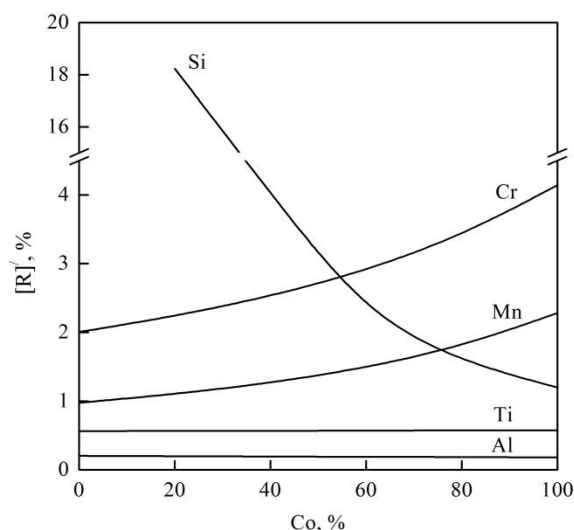


Рисунок 3 – Зависимость содержания элемента-раскислителя в точке минимума ( $[\%R]'$ ) на кривых растворимости кислорода от содержания кобальта в расплавах Ni-Co при 1873 К

5. Дашевский В.Я., Александров А.А., Леонтьев Л.И. Термодинамика растворов кислорода в расплавах системы Ni-Co, содержащих марганец // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2019. – № 6. – С. 475 – 483.

6. Александров А.А., Дашевский В.Я. Термодинамика растворов кислорода в расплавах системы Ni-Co, содержащих кремний // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2019. – № 2. – С. 163–167.

7. Александров А.А., Дашевский В.Я. Растворимость кислорода в расплавах системы Ni-Co, содержащих титан // Металлы. – 2018. – № 6. – С. 81–87.

8. Александров А.А., Дашевский В.Я., Леонтьев Л.И. Термодинамика растворов кислорода в расплавах системы Ni-Co, содержащих алюминий // Металлы. – 2017. – № 4. – С. 58–62.

9. Дашевский В.Я., Александров А.А., Леонтьев Л.И. Термодинамика растворов кислорода в расплавах систем Fe-Ni, Fe-Co и Co-Ni // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2015. – № 1. – С. 54–60.

10. Дашевский В.Я., Александров А.А., Леонтьев Л.И. Термодинамика растворов кислорода при комплексном раскислении расплавов системы Fe-Co // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2014. – № 5. – С. 33–41.

Д.А. Есенгалиев<sup>1</sup>, А.З. Исагулов<sup>1</sup>, С.О. Байсанов<sup>2</sup>,  
А.С. Байсанов<sup>2</sup>, О.В. Заякин<sup>3</sup>

<sup>1</sup>Карагандинский государственный технический университет,  
г. Караганда, Казахстан

<sup>2</sup>Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева,  
г. Караганда, Казахстан

<sup>3</sup>Институт металлургии УрОРАН, г. Екатеринбург, Россия

## ТЕРМОДИНАМИКА УГЛЕРОДО- И МЕТАЛЛОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ МАРГАНЦА

В статье представлены результаты термодинамических расчетов восстановления оксида марганца углеродо-, силико- и алюмотермическими методами. При этом установлено, что восстановительные реакции с участием кремния и алюминия протекают в прямом направлении в изученных температурных интервалах 298,15-2773 К. Согласно результатам исследований, для реакций восстановления марганца кремнием и алюминием расчетным путем установлены значения изменения энергии Гиббса при температурном интервале 298,15-2773 К.

The article presents the results of thermodynamic calculations of reduction of carbon manganese oxide -, silicone-and aluminothermic methods. It was found that reduction reactions involving silicon and aluminum occur in the forward direction in the studied temperature interval 298,15-2773 K. According to the results of studies for the reactions of recovery of manganese by silicon and aluminum by calculation values of the change of the Gibbs energy in the temperature interval 298,15-2773 K.

Как известно, сущность процесса получения рафинированного ферро-марганца заключается в достижении максимальной степени восстановления марганца из руды (шлакового расплава) и наибольшей степени рафинирования исходного восстановителя (кремнистого или кремнеалюминиевого) от кремния и алюминия.

В процессах карбо- и металлотермии при восстановлении марганца из руды в общем виде развиваются следующие реакции:



В действительности, процесс восстановления осуществляется по многочисленным взаимодействиям с образованием промежуточных и конечных соединений. По причине отсутствия надежных термодинамических данных для

таких соединений, возможна лишь приближенная оценка полноты протекающих процессов.

Для осуществления термодинамических расчетов реакций (1,2,3) использованы константы веществ, участвующих в реакциях: энтальпии ( $\Delta_f H_{298}^0$ ,  $\Delta H_{PP}$ ), энтропии ( $S_{298}^0$ ,  $\Delta S_{PP}$ ) и значения коэффициентов уравнения теплоемкости ( $C_p$ ) с учетом фазовых превращений [1,2].

Как правило, при выполнении расчета определяемых термодинамических величин при высоких температурах, вначале находят стандартные значения вышеупомянутых функций. Из литературы известны соотношения [3,4]:

$$\Delta_r H_{298}^0 = (\Delta_f H_{298}^0)_{\text{прод.}} - (\Delta_f H_{298}^0)_{\text{реак.}}, \quad (4)$$

$$\Delta_r S_{298}^0 = (S_{298}^0)_{\text{прод.}} - (S_{298}^0)_{\text{реак.}}, \quad (5)$$

$$\Delta_r G_{298}^0 = \Delta_r H_{298}^0 - T\Delta_r S_{298}^0, \quad (6)$$

$$\Delta C_{p298}^0 = (\sum C_{p298}^0)_{\text{прод.}} - (\sum C_{p298}^0)_{\text{реак.}} \quad (7)$$

Для реакций (1,2,3) значения термодинамических функций в стандартных условиях составляют:

$$\Delta_r H_{298(1)}^0 = 944580 \text{ Дж/моль}; \Delta_r S_{298(1)}^0 = 641,07 \text{ Дж/моль} \cdot \text{К},$$

$$\Delta_r G_{298(1)}^0 = 753541,14 \text{ Дж/моль}; \Delta C_{p298(1)}^0 = -23,10 \text{ Дж/моль} \cdot \text{К}, \quad (8)$$

$$\Delta_r H_{298(2)}^0 = -332020,00 \text{ Дж/моль}; \Delta_r S_{298(2)}^0 = -64,35 \text{ Дж/моль} \cdot \text{К},$$

$$\Delta_r G_{298(2)}^0 = -312843,70 \text{ Дж/моль}; \Delta C_{p298(2)}^0 = -50,74 \text{ Дж/моль} \cdot \text{К}, \quad (9)$$

$$\Delta_r H_{298(3)}^0 = -2540260,00 \text{ Дж/моль}; \Delta_r S_{298(3)}^0 = -241,83 \text{ Дж/моль} \cdot \text{К},$$

$$\Delta_r G_{298(3)}^0 = -2468194,66 \text{ Дж/моль}; \Delta C_{p298(3)}^0 = -103,10 \text{ Дж/моль} \cdot \text{К}. \quad (10)$$

В дальнейшем, при расчете зависимости энергии Гиббса от температуры, для точности, простоты и удобства применяли формулу (11), приведенную в работах [3,4]:

$$\begin{aligned} \Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T\Delta S_T^0 = \Delta a \cdot T + \frac{1}{2} \cdot \Delta b \cdot T^2 - \Delta c \cdot T^{-1} + X - T(\Delta a \cdot \ln T + \Delta b \cdot T - \\ - \frac{1}{2} \Delta c \cdot T^{-2} + Y) = X + (\Delta a - Y) \cdot T \\ \Delta a \cdot T \cdot \ln T - \frac{1}{2} \cdot \Delta b \cdot T^2 - \frac{1}{2} \cdot \Delta c \cdot T^{-2}. \end{aligned} \quad (11)$$

Величины «X» и «Y» находили по следующим формулам (12) и (13) [3,4]:

$$X = \Delta_r H_T^0 - \Delta a \cdot 298 - \frac{1}{2} \cdot \Delta b \cdot 298^2 + \Delta c \cdot 298^{-1} \quad (12)$$

$$Y = \Delta_r S_{298}^0 - \Delta a \cdot \ln 298 - \Delta b \cdot 298 + \frac{1}{2} \cdot \Delta c \cdot 298^{-2} \quad (13)$$

Исследуемый температурный интервал для реакций (1,2 и 3) составляет от 298 К до ~2773 К, т.к. основные окислительно-восстановительные процессы проходят в этом промежутке. Рассматриваемый диапазон охватывает весь температурный интервал фазовых превращений марганцевой руды и восстановителя (углерода, кремнистого или кремнеалюминиевого).

Для рассматриваемых реакций (1,2 и 3) имеются по 5 температурных интервалов, соответственно, обусловленных фазовыми превращениями исходных реагентов и образующихся продуктов.

На рисунке 1 приведен график, а в таблице 1 представлены уравнения температурной зависимости изменения энергии Гиббса реакции (1).

В стандартных условиях протекание реакции (1) невозможно, т.к. значение изменение изобарного потенциала положительное (рисунок 1). Дальнейший рост температуры свыше  $\sim 1500$  К приводит к началу смещения термодинамического равновесия в правую сторону реакции. С повышением температуры процесс образования продуктов реакции интенсифицируется.

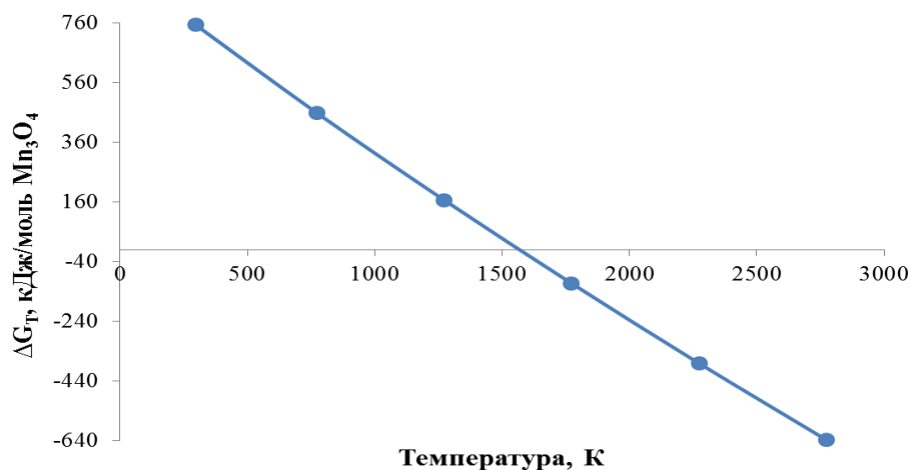


Рисунок 1 – Температурная зависимость энергии Гиббса реакции (1)

Таблица 1 – Уравнения температурной зависимости энергии Гиббса реакции (1)

№	Уравнение, Дж/моль $Mn_3O_4$	Температурный интервал фазовых переходов, К
1.	$\Delta G_T = 938514,91 - 621,04T$	$\Delta T = 298,15 - 773$
2.	$\Delta G_T = 908232,98 - 582,95T$	$\Delta T = 773 - 1273$
3.	$\Delta G_T = 873358,81 - 556,47T$	$\Delta T = 1273 - 1773$
4.	$\Delta G_T = 831338,36 - 533,38T$	$\Delta T = 1773 - 2273$
5.	$\Delta G_T = 782129,83 - 512,17T$	$\Delta T = 2273 - 2773$

Рассчитанные термодинамические значения реакции (2) обобщены на рисунке 2 и в таблице 2.

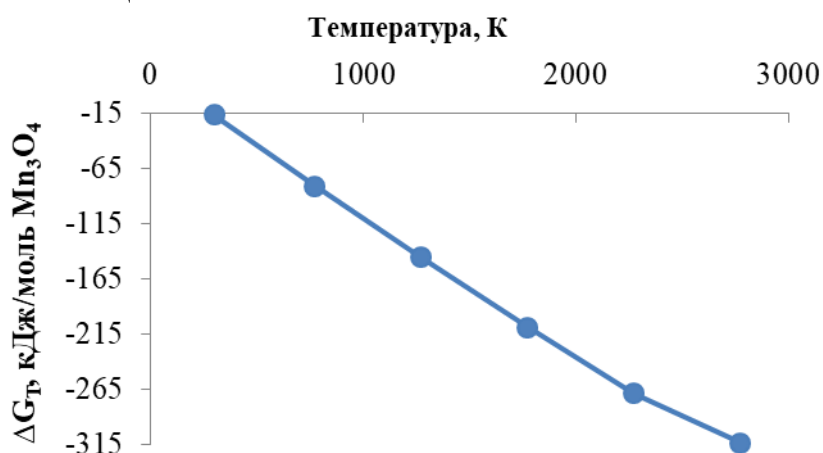


Рисунок 2 – Температурная зависимость энергии Гиббса реакции (2)

Таблица 2 – Уравнения температурной зависимости энергии Гиббса реакции (2)

№	Уравнение, Дж/моль $Mn_3O_4$	Темп. интервал фазовых переходов, К
1.	$\Delta G_T = -342223,59 + 94,69T$	$\Delta T = 298,15-773$
2.	$\Delta G_T = -360885,46 + 118,91T$	$\Delta T = 773-1273$
3.	$\Delta G_T = -371190,73 + 126,88T$	$\Delta T = 1273-1773$
4.	$\Delta G_T = -375541,04 + 129,34T$	$\Delta T = 1773-2273$
5.	$\Delta G_T = -374005,44 + 128,72T$	$\Delta T = 2273-2773$

Как видно из рисунка 2, с повышением температуры значения энергии Гиббса растёт интенсивно, тем самым обуславливая направление хода процесса слева направо, т.е. в сторону образования продуктов реакции. Дальнейшие изменения в фазовых переходах при температурах выше 2000 К интенсифицируют данную реакцию и способствуют её глубокому и полному протеканию реакции.

Результаты термодинамических расчётов реакции (3) приведены на рисунке 3 и в таблице 3.

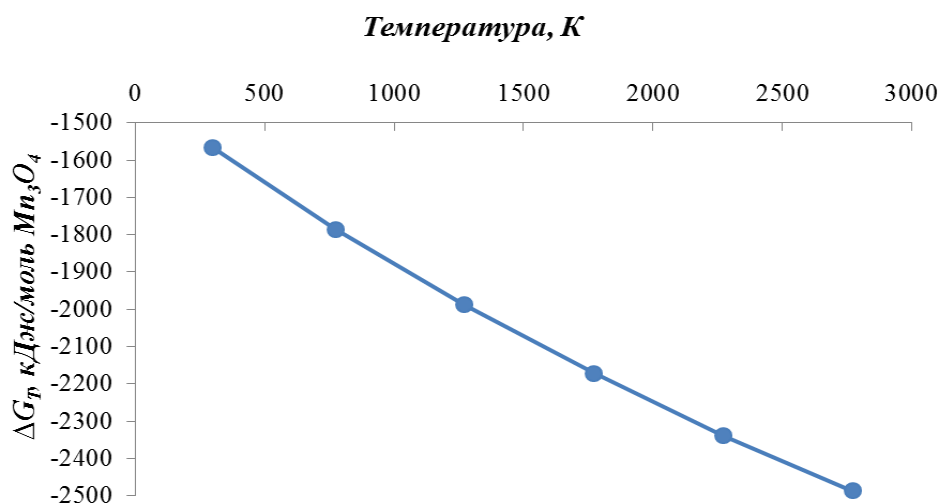


Рисунок 3 – Температурная зависимость энергии Гиббса реакции (3)

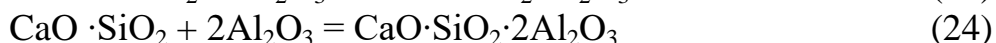
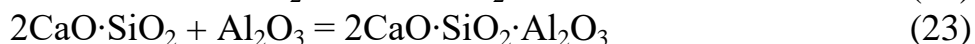
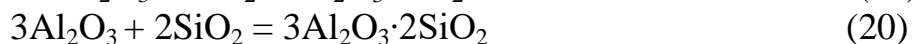
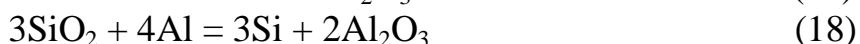
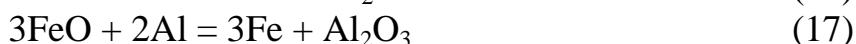
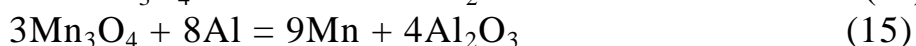
Таблица 3 – Уравнения температурной зависимости энергии Гиббса реакции (3)

№	Уравнение, Дж/моль $Mn_3O_4$	Темп. интервал фазовых переходов, К
1.	$\Delta G_T = -2579423,90 + 310,16T$	$\Delta T = 298,15-773$
2.	$\Delta G_T = -2603040,59 + 338,80T$	$\Delta T = 773-1273$
3.	$\Delta G_T = -2646907,73 + 371,87T$	$\Delta T = 1273-1773$
4.	$\Delta G_T = -2711880,52 + 407,47T$	$\Delta T = 1773-2273$
5.	$\Delta G_T = -2797934,92 + 444,50T$	$\Delta T = 2273-2773$

Исходя из рассчитанных величин и приведенной на рисунке 3, можно прийти к выводу, что восстановление оксида марганца с алюминием положительно влияет на протекание реакции. Если сравнить значений энергий Гиббсов реакций (2) и (3), показатель  $\Delta GT$  реакции (3) на 5 раза превышает, чем показатель  $\Delta GT$  реакции (2). Участвующие при восстановлении марганца кремний и алюминий во всем исследованном интервале температур имеют отрицательные значения изменения энергии Гиббса, что в свою очередь подтверждает вероятность протекания реакций в заданных условиях.

В результате восстановительных процессов, образованные по реакциям (2) и (3)  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , имеют разные температуры плавления. Высокую температуру плавления имеет глинозем ( $\sim 2050^\circ\text{C}$ ) и меньшую - кремнезем ( $\sim 1710^\circ\text{C}$ ), а растворы или соединения оксидов - (алюмосиликаты), образующиеся в процессах восстановления, как правило, имеют более низкую температуру плавления, чем исходные вещества, что способствуют образованию жидких и маловязких продуктов восстановления.

Образующиеся при экзотермических реакциях продукты ( $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) и загружаемая известь ( $\text{CaO}$ ), взаимодействуют между собой по реакциям:



Можно предполагать, что образованные по реакциям (14-24)  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , на основе взаимодействий (19-24) формируют алюмосиликатные соединения типа андалузита ( $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$ ) и муллита ( $3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$ ), при этом  $\text{Al}_2\text{O}_3$  отводит из зоны реакции  $\text{SiO}_2$  и снижает его активность. Восстановительную способность кремния усиливается благодаря восстановлению его алюминием из  $\text{SiO}_2$  по реакции (18). В присутствии  $\text{CaO}$ , кремнезем связывается в прочные силикаты кальция -  $\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$  и  $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ , по химизму (21-24), что способствует полноте степени восстановления марганца, смещая равновесие реакций вправо и увеличивая вероятность реакций (23-24) с образованием ассоциатов типа  $2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$  и  $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$ .

Появление в фазовом составе шлака вышеперечисленных соединений, с температурой плавления ниже, чем у чистых оксидов, которые влияют на физические свойства (межфазное натяжение, вязкость) и температуру шлака, повышая его технологичность могут существенно способствовать улучшению осаждения запутавшихся корольков ферромарганца. Выделяющееся тепло экзотермических реакций способствует образованию жидкоподвижного шлака.

Проведенными расчетами показано, что углетермическое восстановление марганца требует высокой температуры (~1500-1700К), и, соответственно, большого расхода тепла. Как показывают результаты расчетов, процесс металлотермического восстановления марганца, напротив, носит экзотермический характер. Участвующие в восстановлении марганца из руды кремний и алюминий во всем исследованном интервале температур имеют отрицательные значения изменения энергии Гиббса, что, в свою очередь, подтверждает высокую вероятность протекания реакций в прямом направлении, в сторону образования продуктов реакции. Результаты термодинамической оценки прохождения вышеупомянутых реакций теоретически подтверждают позитивное влияние совместного участия кремния и алюминия в восстановительных процессах при выплавке ферромарганца. Рассчитанные данные по изменению энергии Гиббса в интервале температур 298-2773 К, указывают на целесообразность применения комплексных сплавов на основе алюминия и кремния в качестве восстановителей при выплавке средне-низкоуглеродистых марок ферромарганца.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Глушко В.П. и др. Термодинамические свойства индивидуальных веществ / Справочное издание. -3-изд. – М.: Наука, 1979. – Т.2. – Кн.1. – 440 с.; 1981. – Т.3. – Кн.1. – 472 с.; 1982. – Т.4. – Кн.1. – 623 с.
2. Рузинов Л.П., Гуляницкий Б.С. Равновесные превращения металлургических реакций. – М.: Металлургия, 1975. – 416 с.
3. Наумов Г.Б., Рыженко Б.Н., Ходаковский И.Л. Справочник термодинамических величин. – М.: Атомиздат, 1971. – 240 с.
4. Касенов Б.К., Алдабергенов М.К., Пашинкин А.С. Термодинамические методы в химии и металлургии. – Алматы: Рауан, Демеу, 1994. – 256 с.

А.А. Бабенко, Р.Р. Шартдинов, А.Г. Уполовникова,  
А.Н. Сметанников, В.С. Гуляков

Институт металлургии Уральского отделения РАН, г. Екатеринбург,  
Россия

## ИССЛЕДОВАНИЕ СВОЙСТВ ВЫСОКООСНОВНЫХ БОРСОДЕРЖАЩИХ ШЛАКОВ

При помощи симплекс-решетчатого метода планирования эксперимента изучено влияние основности и оксида бора на вязкость и температуру кристаллизации шлаков системы  $\text{CaO-SiO}_2\text{-B}_2\text{O}_3$ , содержащей 15%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и 8%  $\text{MgO}$ . На основании экспериментальных данных построены математические модели зависимости состав-свойство. Результат графически представлен в виде диаграмм состав – свойство. Отмечено, что оксид бора снижает значения вязкости и температуры кристаллизации.

Using the simplex-lattice design method the effect of basicity and boron oxide on the viscosity and crystallization temperature of  $\text{CaO-SiO}_2\text{-B}_2\text{O}_3$  slag system containing 15%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  and 8%  $\text{MgO}$  was studied. Based on the experimental data mathematical models of the composition-property dependence are constructed. The result is graphically presented in the form of composition-property diagrams. It was noted that boron oxide lowers the values of viscosity and crystallization temperature.

### Введение

Для разжижения и снижения температуры кристаллизации расплава основной оксидной системы  $\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$  часто используется плавиковый шпат  $\text{CaF}_2$  [1,2], способствующий образованию легкоплавких эвтектик и выступающий в качестве деполимеризатора в силикатных системах. Однако в результате его применения при температурах сталеплавильного процесса образуются летучие фториды, что не только приводит к изменению состава и свойств шлака, но и загрязняет окружающую среду. Недостатки данного флюса делают необходимым развитие фундаментальных исследований физико-химических свойств безфтористых шлаков для ковшевой металлургии стали.

Использование в качестве разжижающего флюса оксида бора может служить одним из направлений решения данной проблемы. Имея низкую температуру плавления,  $\text{B}_2\text{O}_3$  способен снизить температуру кристаллизации и значительно расширить диапазон химического состава шлаков с низкой вязкостью, а также обеспечить постоянство их физико-химических свойств в течение всего процесса обработки металла [3-5]. Однако, согласно исследованиям авторов [6,7], оксид бора имеет тенденцию действовать как типичный



комплексообразователь, увеличивающий степень полимеризации структуры шлаков, что может привести к увеличению вязкости. При этом с увеличением основности шлака и, как следствие, концентрации свободного кислорода ( $O^{2-}$ ), наряду с деполимеризацией сложной силикатной структуры, наблюдается упрощение и боратной структуры. Кроме того, когда простая двумерная структура  $[BO_3]$  встраивается в сложную трехмерную силикатную структуру, значительно уменьшается ее симметрия, прочность и, как следствие, вязкость шлака [6].

### **Методика исследования**

Для решения поставленной задачи использован метод симплексных решеток планирования эксперимента, позволяющий получать аналитическое выражение зависимости свойства от состава в виде непрерывной функции [8,9]. При построении матрицы планирования эксперимента на переменные составляющие пятикомпонентной системы  $CaO-SiO_2-Al_2O_3-MgO-B_2O_3$  были наложены ограничения:  $CaO/SiO_2=2-5$ ; 0-6%  $B_2O_3$ ; 15%  $Al_2O_3$ ; 8%  $MgO$ . Система аппроксимируется до трехкомпонентной смеси, т.к. содержание  $Al_2O_3$  и  $MgO$  постоянно. Измерение вязкости шлаков проводили на электровибрационном вискозиметре в графитовых тиглях. Температуру шлака фиксировали с помощью термопары ПР30/6. Температуру кристаллизации и шлаков исследуемой оксидной системы определяли графически по перегибу кривой зависимости логарифма вязкости от обратной температуры. Математические модели, описывающие связь температуры кристаллизации и вязкости шлаков от состава были выбраны в виде полиномов III степени. Их коэффициенты находили поданным 16 экспериментов, выполненных в соответствии с матрицей планирования эксперимента, по формулам, приведенным в работе [8,9].

### **Результаты исследования**

По полученным данным рассчитаны модели температуры кристаллизации и вязкости шлаков во всём диапазоне составов и построены соответствующие диаграммы состав – свойство (рис.1-3).

### **Обсуждение результатов**

Анализ приведенных на рис. 1-3 экспериментальных данных, отображенных в виде диаграмм состав – свойство, позволяет количественно оценить влияние температуры и химического состава на физические свойства шлаков. Приведённые на диаграммах состав – свойство экспериментальные данные показывают, что шлаки изучаемой оксидной системы, не содержащие  $B_2O_3$ , характеризуются повышенной температурой кристаллизации и вязкостью. Температура кристаллизации изменяется от  $1400^\circ C$  при основности 2,1 до  $1500^\circ C$  при основности 5,0. Вязкость таких шлаков при температуре  $1550^\circ C$  изменяется от 0,20 Па·с при основности шлака 2,5 до 0,40 Па·с при основности 5,0 и уменьшается с повышением до  $1600^\circ C$  температуры до 0,15 и 0,30 Па·с при пониженной до 2,1 и 4,3 основности.

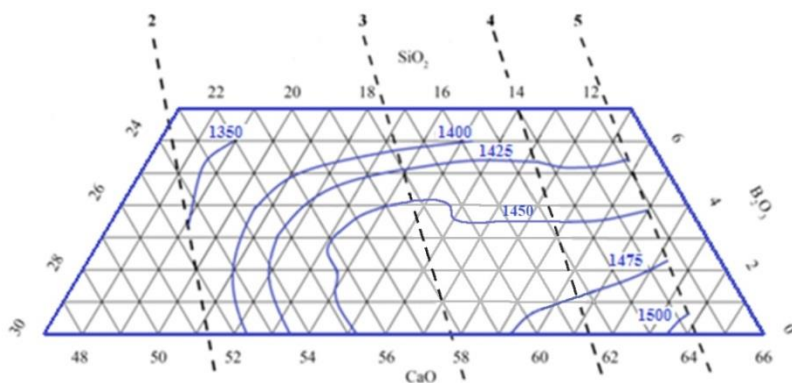


Рисунок 1 – Диаграмма состав-температура кристаллизации шлаков системы  $\text{CaO-SiO}_2\text{-B}_2\text{O}_3$ , содержащих 8 %  $\text{MgO}$  и 15 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (сплошные линии –  $T_{\text{крист}}$ ,  $^{\circ}\text{C}$ ; пунктирные – линии равной основности)

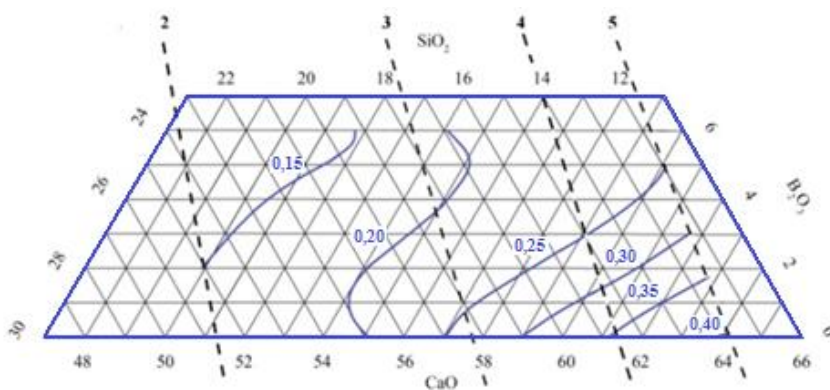


Рисунок 2 – Диаграмма вязкости шлаков системы  $\text{CaO-SiO}_2\text{-B}_2\text{O}_3$ , содержащих 8 %  $\text{MgO}$  и 15 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  при  $1550^{\circ}\text{C}$  (сплошные линии – вязкость,  $\text{Па}\cdot\text{с}$ ; пунктирные – линии равной основности)

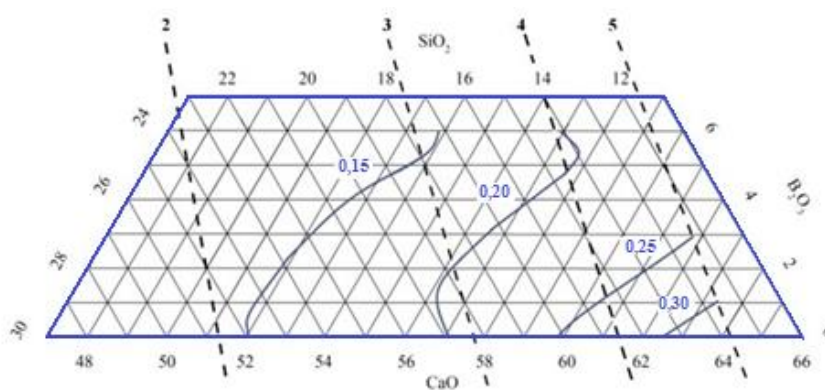


Рисунок 3 – Диаграмма вязкости шлаков системы  $\text{CaO-SiO}_2\text{-B}_2\text{O}_3$ , содержащих 8 %  $\text{MgO}$  и 15 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  при  $1600^{\circ}\text{C}$  (сплошные линии – вязкость,  $\text{Па}\cdot\text{с}$ ; пунктирные – линии равной основности)

Присутствие  $B_2O_3$  в шлаках изучаемой оксидной системы расширяет диапазон состава шлаков с низкой температурой кристаллизации и вязкостью. Шлаки основностью 2-3, содержащие 1–3%  $B_2O_3$ , характеризуются низкой температурой кристаллизации, изменяющейся от 1400 до 1450°C, и обладают высокой текучестью. Вязкость таких шлаков при их нагреве до 1550–1600°C практически не превышает 0,20–0,15 Па·с соответственно. Увеличение содержания  $B_2O_3$  в шлаках основностью 2–3 до 4–6% сопровождается снижением температуры кристаллизации до 1350–1425°C с сохранением низкой, не более 0,15 Па·с, вязкостью в диапазоне температур нагрева системы 1550 и 1600°C.

Смещение формируемых шлаков, содержащих 1–6%  $B_2O_3$ , в область повышенной до 3–5 основности сохраняет достаточно высокую их текучесть. При этом с ростом концентрации  $B_2O_3$  явно прослеживается тенденция смещения изучаемой оксидной системы в область низкой температуры кристаллизации. Температура кристаллизации шлаков основностью 3–4, содержащих 6%  $B_2O_3$ , достигает 1400°C и практически не превышает 1475°C шлаков основностью 4–5, содержащих 1–2%  $B_2O_3$ . При температуре 1600°C вязкость таких шлаков изменяется от 0,15 Па·с при основности 3 и содержании 5–6%  $B_2O_3$  до 0,25 Па·с в области основности 4–5 при содержании  $B_2O_3$  на уровне 1–3%. Снижение температуры исследуемой оксидной системы на 50°C сопровождается незначительным (не более 0,05 Па·с) повышением вязкости.

Считается, что для обеспечения глубокой десульфурации металла вязкость шлаков достаточно поддерживать на уровне 0,15–0,30 Па·с [10]. Небольшое содержание оксида бора в размере 1–6% позволяет шлакам с основностью от 2 до 5 и от 2,1 до 5 при 1550 и 1600°C соответственно удовлетворять данным требованиям по вязкости.

### ***Выводы***

Экспериментальные исследования вязкости и температуры кристаллизации шлаков системы  $CaO-SiO_2-B_2O_3$ , содержащих 15%  $Al_2O_3$  и 8%  $MgO$ , с использованием метода симплексных решеток планирования позволили получить новые данные о температуре кристаллизации, вязкости и энергии активации шлаков изучаемой оксидной системы. Результаты представлены в виде диаграмм состав-свойство.

Из анализа полученных результатов можно заключить, что оксид бора является эффективным средством регулирования исследуемых физических свойств изучаемой оксидной системы. Формирование шлаков, содержащих 1–6%  $B_2O_3$ , в области основности 2–5 обеспечивает их высокую текучесть в диапазоне температур 1550–1600°C. Значение температуры кристаллизации находится в пределах 1350–1475°C, обеспечивая вязкость на уровне 0,15–0,30 Па·с.

Приведённые диаграммы состав-свойство могут быть использованы в ковшевой металлургии для разработки оптимального химического состава рафинировочных шлаков с высокими физико-химическими свойствами.

*Работа выполнена в рамках исполнения государственного задания ИМЕТ УрО РАН.*

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Kyu Yeol KO and Joo Hyun PARK. Effect of  $\text{CaF}_2$  addition on the viscosity and structure of  $\text{CaO-SiO}_2\text{-MnO}$  slags // *ISIJ International*. – Vol. 53. – 2013. – No.6. – P. 958–965.
2. Акбердин А.А., Куликов И.С., Ким В.А., Ким А.С., Надырбеков А.К. Физические свойства расплавов системы  $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2\text{-MgO-CaF}_2$ . – М.: Metallurgy, 1987. – 144 с.
3. Hongming W., Tingwang Z., Hua Z. Effect of  $\text{B}_2\text{O}_3$  on Melting Temperature, Viscosity and Desulfurization Capacity of  $\text{CaO}$ -based Refining Flux // *ISIJ International*. – 2011. – Vol.51. – No.5. – P.702-708.
4. Бабенко А.А., Истомина С.А., Протопопов Е.В., Сычев А.В., Рябов В.В. Вязкость шлаков системы  $\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3\text{-MgO-B}_2\text{O}_3$  // *Изв. вузов. Черная металлургия*. – 2014. – № 2. – С. 41-43.
5. W. Hong-ming, L. Gui-rong, L. Bo, Z. Xue-jun, Y. Yong-qi. Effect of  $\text{B}_2\text{O}_3$  on Melting temperature of  $\text{CaO}$ -Based Ladle Refining Slag // *ISIJ International*. – Vol.17. – 2010. – No.10. – P. 18-22.
6. Lei Zhang, Wanlin Wang, Senlin Xie, Kaixuan Zhang, Il Sohn. Effect of basicity and  $\text{B}_2\text{O}_3$  on the viscosity and structure of fluorine-free mold flux // *Journal of Non-Crystalline Solids*. – Vol. 460. – 2017. – № 4. – P. 113-118
7. Y.Q. Sun, J.L. Liao, K. Zheng, X.D. Wang, Z.T. Zhang. Effect of  $\text{B}_2\text{O}_3$  on the Structure and Viscous Behavior of Ti-Bearing Blast Furnace Slags // *JOM*. – Vol.66. – 2014. – № 10. – P. 2168–2175.
8. Ким В.А., Николай Э.И., Акбердин А.А., Куликов И.С. Планирование эксперимента при исследовании физико-химических свойств металлургических шлаков. Методическое пособие. – Алма-Ата: Наука, 1989. – 116 с.
9. Ким В.А., Акбердин А.А., Куликов И.С. и др. Использование метода симплексных решеток для построения диаграмм типа состав – вязкость // *Изв. вузов. Черная металлургия*. – 1980. – № 9. – С. 167-168.
10. Явойский В.И., Явойский А.В. Научные основы современных процессов производства стали. – М.: Metallurgy, 1987. – 184 с.

К.С. Ёлкин <sup>1</sup>, И.М. Кашлев <sup>2</sup>, А.И. Карлина <sup>3</sup>

<sup>1</sup>ООО «РУСАЛ Инженерно-технологический центр»,  
г. Красноярск, Россия

<sup>2</sup>ОАО «Кузнецкие ферросплавы»,  
г. Новокузнецк, Россия

<sup>3</sup>Иркутский национальный исследовательский технический  
университет, г. Иркутск, Россия

## РАФИНИРОВАНИЕ КРЕМНИЯ И КРЕМНИСТЫХ ФЕРРОСПЛАВОВ ОТ ПРИМЕСЕЙ

Определены требования к качеству кремнистых ферросплавов; установлено качество ферросилиция на заводах ферросплавов России дана сравнительная оценка ферросилиция Российских и зарубежных заводов; показана зависимость качества ферросилиция от применяемого сырья кварцитов и углеродистых восстановителей; выполнен анализ технологий очистки ферросилиция от примесей и установлено, что способы получения ферросилиция с пониженным содержанием примесей можно разделить на несколько разновидностей: производство ферросилиция с пониженным содержанием алюминия, титана, фосфора за счет использования чистых по примесям шихтовых материалов; производство ферросилиция с пониженным содержанием алюминия, кальция и углерода за счет рафинирования сплава; на примерах показаны методы очистки ферросилиция от примесей.

The requirements for the quality of silicon ferrous alloys are determined; the quality of ferrosilicon at the ferroalloy plants of Russia was established; a comparative assessment of the ferrosilicon of Russian and foreign plants was given; The dependence of the quality of ferrosilicon on the raw materials used is quartzite and carbon reducing agents; The analysis of technologies for cleaning ferrosilicon from impurities was performed and it was found that the methods for producing ferrosilicon with a low content of impurities can be divided into several varieties: the production of ferrosilicon with a low content of aluminum, titanium, phosphorus due to the use of pure charge materials the production of ferrosilicon with a low content of aluminum, calcium and carbon due to the refinement of the alloy; the examples show methods for cleaning ferrosilicon from impurities.

Тенденции развития производства стали ставят все более жесткие ограничения по содержанию примесей, переход на отливку мелкосортных заго-

товок на установках непрерывного литья, увеличение доли высоколегированных марок стали повышают требования к содержанию примесей в ферросплавах и, прежде всего, в самом массовом ферросплаве – ферросилиции. Сегодня ограничиваются практически все примеси: алюминий, кальций, углерод, титан, фосфор и др.

Что у нас на рынке: ведущие зарубежные производители ферросилиция выпускают целую гамму марок ферросилиция марки ФС 75 с содержанием алюминия 0.015-0.10%, титана – 0.05-0.10%, углерода 0.01-0.10%, фосфора 0.020-0.025%.

В России: Челябинск – не замечен в работах по получению ферросилиция высокой чистоты; Новокузнецк, Братск, после смены собственников в начале 2000-х годов, утратили технологии глубокой очистки сплава; Липецк, самый нуждающийся в чистом сплаве комбинат, так и не смог осилить технологию очистки ферросилиция; компания МЕЧЕЛ, на осколках технологии разработанной в Новокузнецке, начал успешные работы в Челябинске по получению ферросилиция с низким содержанием алюминия для собственных нужд производства рельсовой стали.

Получение ферросилиция с пониженным содержанием алюминия было предметом исследований научных работников и производственников ещё с середины 60-х годов прошлого века. Способы получения ферросилиция с пониженным содержанием примесей можно разделить на несколько разновидностей:

- производство ферросилиция с пониженным содержанием алюминия, титана, фосфора за счет использования чистых по примесям шихтовых материалов;

- производство ферросилиция с пониженным содержанием алюминия, кальция и углерода за счет рафинирования сплава.

Содержание примесей в ферросилиции зависит, прежде всего, от качества применяемых шихтовых материалов, так как в процессе восстановительной плавки идёт восстановление не только кремния, но и всех элементов, содержащихся в виде оксидов в кварците и в золе восстановителей.

Прежде всего – это использование чистых по примесям шихтовых материалов и применение на практике более совершенных, а главное, экономичных способов рафинирования ферросилиция [1].

**Кварц и кварциты.** Для получения ферросилиция с минимальным содержанием примесей ранее, одновременно с обычно применяемыми кварцитами, использовали кварц месторождения гора Хрустальная. Но данный кварц обладает низкими, а если говорить откровенно, недостаточно изученными металлургическими свойствами, что серьезно ограничивает его применение в производстве ферросилиция. Все это можно отнести и к применению Талды-Курганского кварца (Казахстан). Из известных на сегодня месторождений кварцитов наибольшей чистотой обладают кварциты двух месторождений Бурятии Новопавловское и Черемшанское, в которых содержание оксидов алюминия составляет 0,1-0,3 %, титана не превышает 0,01 %. Перспек-

тивным является месторождение кварца высокой чистоты в Западных Саянах Бурятии (все примеси  $1 \cdot 10^{-4}$ ).

**Восстановители.** Применяемый традиционно в производстве ферросилиция коксовый орешек вносит достаточно значительное количество примесей: на 100 кг углерода в среднем 1.75 кг алюминия, 0.45 кг кальция, 0.085 кг титана. В тоже время используемые сегодня на некоторых заводах молодые угли Восточных регионов (длиннопламенные и бурые) вносят в 2-2.5 раза меньше алюминия и в 5-6 раз меньше титана. Композиции восстановительной смеси из небольшого количества коксового орешка, в последнее время нефтяного кокса, и низкозольных углей дают значительное снижение примесей в сплавах и позволяют получить ферросилиций с минимальным содержанием примесей [2].

Применение этих материалов позволяло выпускать высокопроцентный ферросилиций с содержанием титана менее 0.05 %, алюминия 0.5-1.0 %, кальция до 0.2 % без рафинирования сплава. В середине 2000-х годов ежегодно поставлялось на рынок, как рядовой сплав, до 20000 тонн такого ферросилиция. Показатели качества на рисунке 1 (по вертикали – содержание элементов, %; по горизонтали – количество плавок).

Для получения ферросилиция с пониженным содержанием алюминия, кальция и углерода были разработаны и опробованы в промышленных условиях следующие способы рафинирования:

- обработка жидкого ферросилиция различными окислительными добавками: карбонатной железной рудой (наиболее распространенный способ снижения содержания алюминия) [3]; смесью пирита и силиката натрия в количестве необходимом для получения запланированного результата [4]; отсевов кокса и окалины огневой зачистки проката, взятой в соотношении 1:2 [5]; обработку расплава во время выпуска кремнезёмсодержащим материалом в виде уловленной пыли ферросилиция или технического кремния для снижения содержания углерода [6];

- обработка жидкого ферросилиция окислительными газами, например, сжатым воздухом, обогащенным кислородом, или газообразными хлорсодержащими реагентами [7]; в этих случаях используются и окислительные смеси различного состава, основу которых составляет известь и кварцевый песок, причём их соотношение может изменяться в зависимости от времени обработки расплава;

Таблица 1 – Качество ферросилиция

Элементы, %	производители					
	БЗФ		КЗФ		ЧЭМК	
	ФС 75	ФС 65	ФС 75	ФС 65	ФС 75	ФС 65
Si	75-78	64-67	75-78	64-67	75-78	64-67
Al	0,8-1,2	0,7-1,1	1,2-1,4	1,3-1,5	1,4-2,5	1,4-2,0
Ca	0,3-0,4	0,3-0,5	0,4-0,5	0,2-0,35	0,3-0,5	0,2-0,4
Ti	0,07-0,10	0,06-0,07	0,09-0,10	0,075-0,080	0,15-0,17	0,15-0,17
C	0,10	0,10	0,1	0,1	0,1	0,1

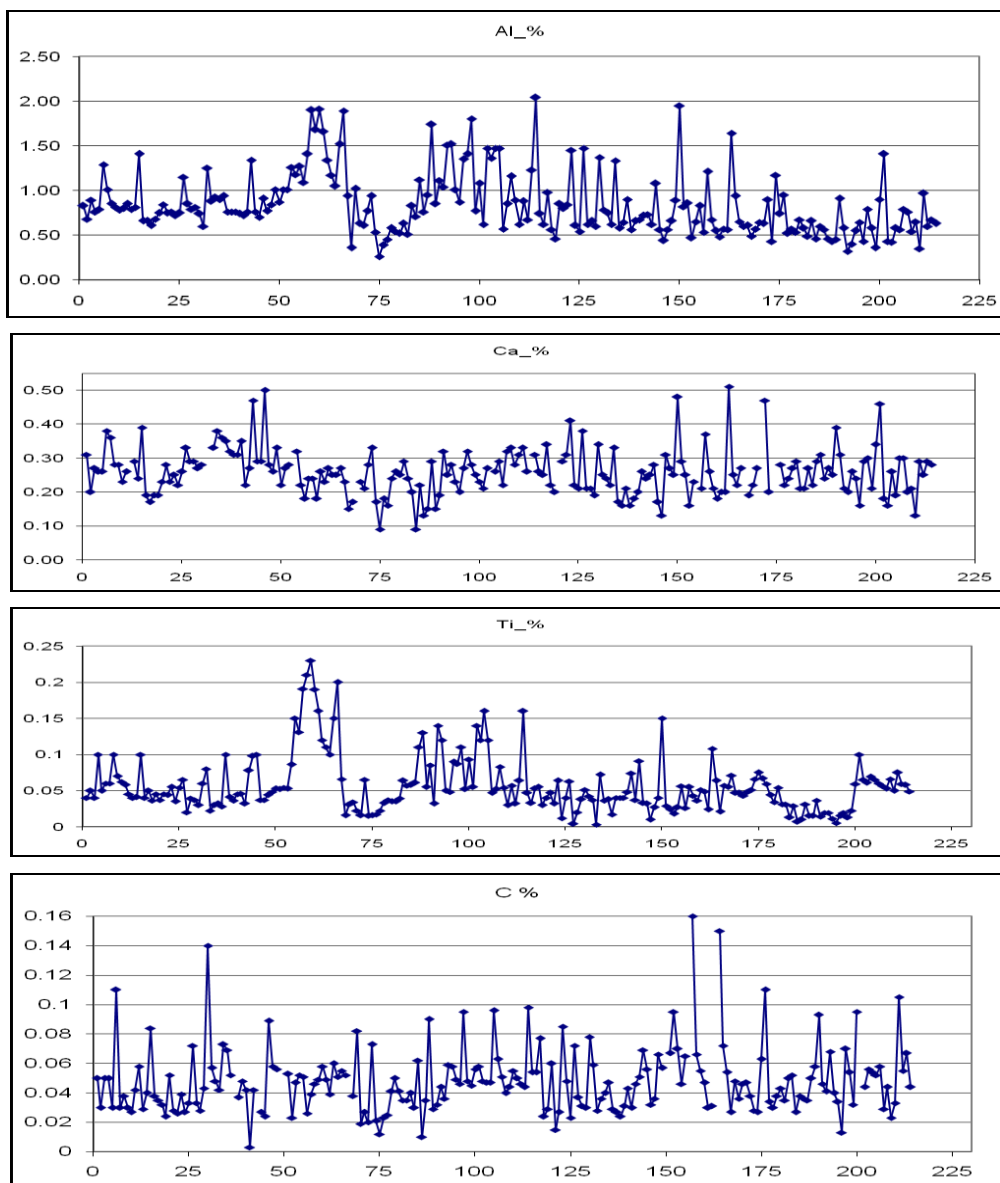


Рисунок 1 – Содержание примесей в ферросилиции (Братский завод ферросплавов)

- применение вакуума на завершающих стадиях рафинирования и при отстое сплава в ковше [8];

- обработка расплава ферросилиция в специальных печах с помощью окислительных шлаков с высокой основностью, температуру расплава поддерживают выше температуры плавления на 80-150°С [9].

Все перечисленные технологии могут быть применены для снижения содержания в ферросилиции нежелательных примесей, в основном алюминия и кальция, иногда углерода.

Но и среди отмеченных способов очистки заслуживают отдельного внимания два способа, по нашему мнению, как наиболее перспективные:

- обработка расплава ферросилиция в электрической печи окислительными шлаками, при этом композиция шлаков может быть специально рассчитана в зависимости от исходного количества удаляемых примесей;



- обработка расплава ферросилиция в ковше окислительными газами, которые подаются в ковш через пористое днище.

Но и оба эти способа требуют дополнительного оборудования, что влечёт за собой увеличение затрат на производство конечной продукции.

И тем не менее, в последние годы способ рафинирования с продувкой жидких сплавов окислительными газовыми смесями через пористую пробку, расположенную в днище ковша, получил наибольшее распространение, к сожалению только за рубежом. Данный способ позволяет свести к минимуму потери кремния, давать во время продувки через поверхность ковша любые необходимые для рафинирования добавки, вести процесс рафинирования по продолжительности до достижения запланированного результата. Сегодня это самый эффективный и экономичный способ внепечного рафинирования любых ферросплавов.

В основе технологии лежат несколько основополагающих принципов:

- получение промежуточного сплава с ограниченным содержанием примесей;

- подготовленное по особой технологии разливочное оборудование;

- специальные газосмесительные панели с возможностью использования трех видов газов;

- режимы продувки сплава в зависимости от его температуры, количества примесей и желаемого результата;

- температурные режимы сплава во время выпуска и в период рафинирования;

- использование дополнительных компонентов во время рафинирования, состав которых зависит от необходимого результата;

- продолжительность выдержки сплава в ковше по окончании рафинирования [10, 11, 12].

Применение этого метода позволило поставить ежегодно на рынок более 10000 тонн ферросилиция марки ФС 75 с содержанием кальция менее 0.07%, с содержанием алюминия до 0.1%, отдельные партии до 0.05%, содержание титана в поставленных партиях находилось в пределах 0.07-0.08%, отдельные партии – менее 0,05%, углерода до 0,02%.

Результаты рафинирования ферросилиция по данной технологии показаны на рисунке 2.

Показатели работы одной из печей на производстве рафинированного сплава (заказ объёмом 120 т на сплав с содержанием алюминия до 0.05%):

Производство ФС 75	- 239,5 т
Производство рафинированного ФС 75	- 132,8 т
Фактическое время работы печи	- 5,05 суток
Производительность печи	- 47,4 т/сутки
Выход рафинированного сплава	- 55,47 %.
Выход фракции 10-50 мм	- 90,5 %.

Как видно из приведенных данных, потери производства при получении рафинированного сплава составили 0,6 т в сутки сплава ФС 75 (при суточной

программе 48 т), дополнительно увеличены затраты на производство за счет рафинирования. Все эти издержки должны быть компенсированы потребителями данной продукции. Здесь должны быть взаимосвязаны интересы обеих действующих лиц – производителя и потребителя. И если не находится взаимопонимания, то мы имеем, в подавляющем большинстве случаев, обычный рядовой сплав.

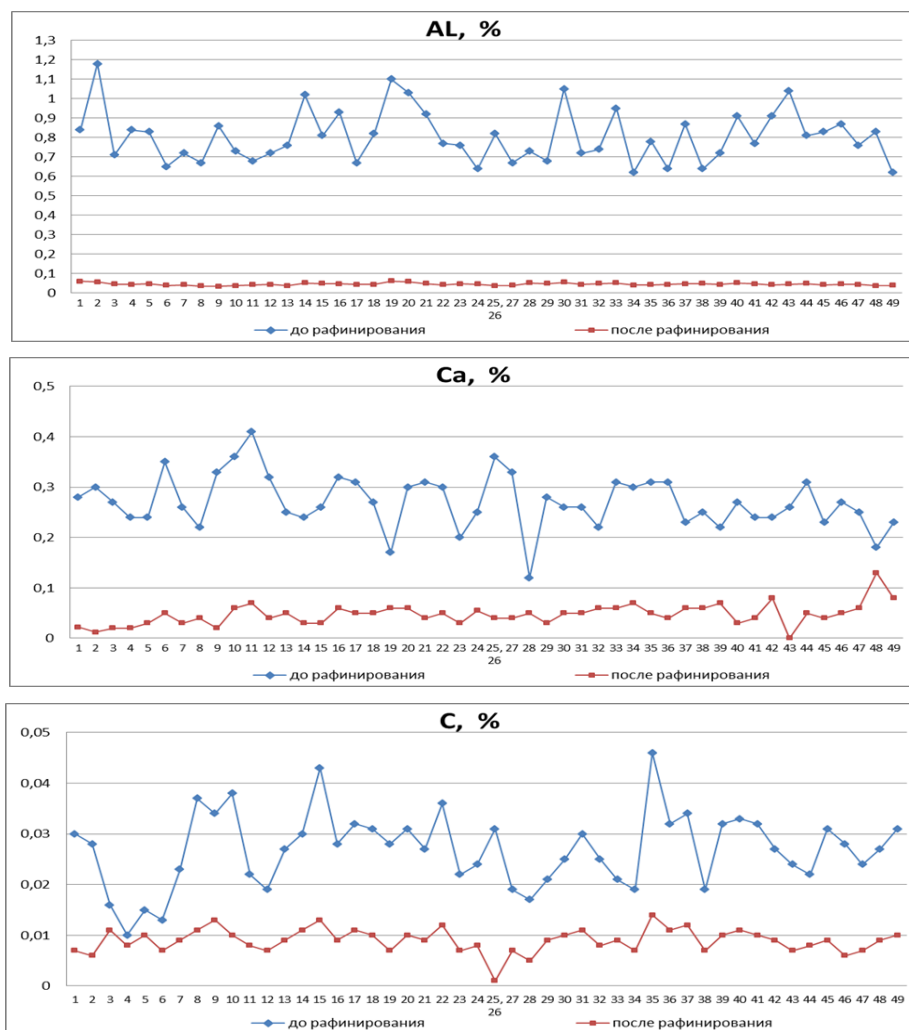


Рисунок 2 – Результаты рафинирования ферросилиция

### **Вывод**

Существующие технологии рафинирования позволяют получать ферросилиций с минимальным (до следов) содержанием примесей.

### **СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Ёлкин К.С. Фёдоров Н.И., Спорыхин В.С. Опыт производства высокопроцентного ферросилиция с использованием нефтяного кокса, *Сталь*, 2010, № 11, С. 40-41.
2. Ёлкин К.С. Производственный опыт выплавки ферросилиция высокой чистоты, сборник научных трудов «Совершенствование технологии и оборудо-

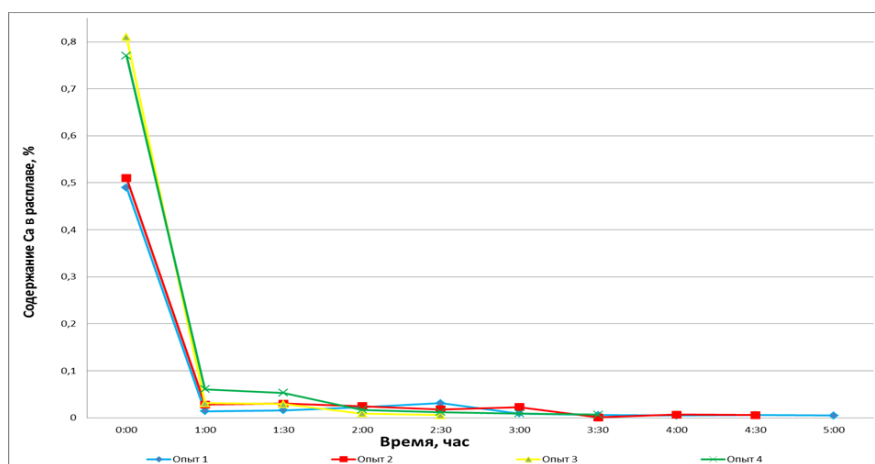


Рисунок 3 – Снижение содержания кальция в расплаве при рафинировании

вания в производстве кремния и кремнистых ферросплавов», Красноярск, РУСАЛ ИТЦ, 2012, С. 5 – 11.

3. Патент SU 458595, опубл. 12.07.77;

4. Патент SU 567755, опубл. 26.09.77;

5. Патент RU 1766968, опубл. 07.10.92;

6. Патент RU 2305135, опубл. 27.08.2007;

7. Патент SU 971891, опубл. 07.11.82;

8. Патент SU 460304, опубл. 15.04.75;

9. Патент RU 2066691, опубл. 20.09.96;

10. Ёлкин К.С., Ёлкин Д.К., Пеганов М.В., Молявко А.А. Разработка технологий снижения содержания фосфора в металлическом кремнии Сб. тезисов докладов VIII Международного конгресса «Цветные металлы и минералы», Красноярск, 2016. – С. 128.

11. Ёлкин Д.К., Кошкин С.В., Молявко А.А., Тимофеев М.К., Ёлкин К.С. Окислительное рафинирование металлического кремния с использованием шлаков переменного состава, Сб. докладов. X Международный конгресс и выставка «Цветные металлы и минералы», Красноярск, 2018. – С. 799-803.

12. Елисеев И.А., Непомнящих А.И., Ёлкин К.С. Технологии рафинирования кремния применительно к получению ферросилиция повышенной чистоты, научно-практическая конференция «Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершённых фундаментальных исследований и НИОКР: ФЕРРОСПЛАВЫ-2018», Екатеринбург, 2018. – С. 84-89.

А.З. Исагулов, Д.Р. Аубакиров

Карагандинский государственный технический университет,  
г. Караганда, Республика Казахстан

## ПРИЧИНЫ ОБРАЗОВАНИЯ И ПРЕДУПРЕЖДЕНИЕ ЛИТЕЙНЫХ ДЕФЕКТОВ В МЕЛЮЩИХ ШАРАХ

В работе рассмотрены причины литейных дефектов при производстве мелющих шаров. Среди факторов, значительно влияющих на преждевременный износ и разрушение мелющих шаров можно выделить низкую ударостойкость и литейные дефекты. Предложен новый состав сплава и режимы термической обработки для мелющих шаров.

In work the reasons of foundry defects are considered by production of the grinding spheres. It is possible to distinguish low crash-worthiness and foundry defects from the factors considerably affecting premature wear and destruction of the grinding spheres. The new composition of alloy and the modes of heat treatment for the grinding spheres is offered.

В качестве основного материала для мелющих тел, в зависимости от применяемой технологии производства, используются стали мартенситного класса и литейные легированные специальные чугуны, характеризующиеся высокой износостойкостью и ударной вязкостью.

Стальные шары в РК изготавливаются основными двумя способами:

- методом поперечно-винтовой прокатки (АО «ССГПО» - г. Рудный, ТОО «Кастинг», ТОО «KSPSteel» - г. Павлодар) в соответствии с ГОСТ 7524-2015 «Шары мелющие стальные для шаровых мельниц» из стали марок ШХ15, ШХ20СГ, М76, Ш2, Ш3, 65Г с последующей термообработкой;

- литьём (ТОО «Производственное объединение литейных заводов» - г. Караганда) из низколегированных сталей марок 80ГСЛ, 100ХГСЛ.

Катанные стальные шары диаметром 15–60 мм изготавливаются из стали с содержанием углерода не менее 0,35 %, а шары диаметром 70–120 мм - из стали с содержанием углерода не менее 0,7 %.

Шары после прокатки подвергаются закалке и имеют твердость (по Бринеллю):

- диаметром 15–80 мм - не менее 400 НВ;
- диаметром 90–110 мм - не менее 350 НВ;
- диаметром 120 мм - не менее 300 НВ.

Чугунные шары изготавливаются литьём из специальных износостойких чугунов легированных хромом, марганцем, никелем, титаном.

Данные [1] по производителям мелющих шаров в Республике Казахстан приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Данные по производителям мелющих шаров в Республике Казахстан

Предприятие производитель	Вид продукции	Марка сплава	ГОСТ	Годовой объём производства, тыс. тонн
ТОО «KazCarbon» (г. Караганда)	Шары мелющие литые $\varnothing$ 30-100 мм	Износостойкий хромистый спец. чугун	СТ РК 2310-2013	до 35,0
		Сталь 80ГСЛ	СТ ТОО 404383730012-004-2010	до 2,5
ТОО «KSP Steel» (г. Павлодар)	Шары мелющие катаные $\varnothing$ 40-100 мм	Сталь 65Г	ГОСТ 7524-89, СТ ТОО 070341015761-010-2012	до 48,0
ТОО «Кастинг» (г. Павлодар)	Шары мелющие катаные $\varnothing$ 35-100 мм	Сталь ШХ15	СТ РК2461-2014	до 42,0
АО «Востокмашза-вод» (г. Усть-Каменогорск)	Шары мелющие литые $\varnothing$ 80-120 мм	ИЧХ15Г4НТ	ТУ 14-2-882-90	до 15,0
АО «ССГПО» (г. Рудный)	Шары мелющие катаные $\varnothing$ 30-100 мм	Сталь Ш-3		до 12,0

Среди факторов, значительно влияющих на преждевременный износ и разрушение мелющих шаров можно выделить низкую ударостойкость. Покол шаров (рисунок 1) чаще всего случается с шарами больших диаметров от 80 до 120 мм вследствие недостаточной ударной вязкости, а также по причине наличия технологического брака, например, газовых, усадочных или шлаковых раковин, часто возникающих при литье или глубоких объёмных трещин, которые могут возникнуть в период кристаллизации или после проведения закалки, если не обеспечиваются условия отпуска для снятия внутренних напряжений в шаре. Ну и, наконец, к возникновению трещин может привести повышенное содержание вредных примесей серы и фосфора.



Рисунок 1 – Покол шаров  $\varnothing$ 100 мм (около 75 % от шаровой поверхности) в мельнице МШР 3,2×3,1, n = 18 об/мин.



*a*

*б*

*a* – в центральной части литого шара; *б* – рыхлота, идущая от центра к питателю

Рисунок 2 – Усадочная рыхлота

Если рассмотреть подробнее причины возникновения раковин в литых шарах (рисунки 2, 3), то можно остановиться на следующих:

- высокая газотворная способность формовочной смеси из-за избыточной влажности, которая снижается химической или термической сушкой форм перед заливкой;

- низкая газопроницаемость формовочной смеси по причине высокого глиносодержания или других связующих компонентов. Устраняется установкой дополнительных выпоров и выполнением вентиляционных каналов в форме;

- повышенная газонасыщенность металла вследствие использования грязной и окисленной металлошихты. В данном случае в жидком металле содержится большое количество свободного азота, водорода и кислорода. Эта проблема решается внутриваночным или внутриваночным раскислением жидкого расплава алюминием, силикокальцием, ферросилицием или их смесями перед разливкой;

- пониженная жидкотекучесть металла вследствие нарушения химического состава металла (отклонения по содержанию углерода и/или кремния) или низкой температуры заливки, что препятствует удалению газовых пузырьков через литниково-питающую систему. Для обеспечения высокой жидкотекучести сплава необходимо обеспечить стабильное содержание химических элементов при плавке, а также необходимую температуру перегрева металла перед выпуском из печи;

- повышенная температура заливки, которая ведёт к увеличению объёмной усадки, при которой возникают раковины преимущественно в центральной части шара. В этом случае поверхностные слои шара в результате теплообмена с формой кристаллизуются и питаются жидким металлом из центральной части шара (рисунок 2);

- недостаточное питание шара в период кристаллизации, когда усадочные раковины локализуются ближе к месту подвода металла. При правильном расчёте суммарной площади поперечного сечения элементов литниково-питаю-



*а* – газовая раковина, локализуемая в верхней части шара;  
*б* – усадочная раковина в верхней половине шара  
 Рисунок 3 – Литейные дефекты в литых шарах

щей системы (питателей, питающих бобышек и прибылей). Улучшение условий направленной кристаллизации отливок также достигаются путём применения экзотермических изделий в виде вставок или смесей (рисунок 3).

Для предотвращения дефектов, связанных с отклонениями температуры сплава необходим строгий контроль температуры в окислительный и восстановительный периоды плавки, а также непосредственно перед выпуском жидкого металла из печи и заливкой;

- наличие неметаллических примесей в теле отливки в виде шлака, формовочной смеси и окисных плён. Эти дефекты могут быть устранены применением фильтрующих вставок.

Трещины в шарах (рисунок 4), в основном, возникают из-за возникновения внутренних напряжений при высоких скоростях охлаждения. Данный дефект может возникать при закалке с последующим охлаждением на воздухе.

Для устранения этой проблемы проводят отпуск.

Задачей настоящего исследования являлось определение возможности корректировки состава стали 30Х3МФ путем дополнительного легирования с целью придания ей износостойких свойств.



Рисунок 4 – Трещины на поверхности шара, ведущие к расколу и отслоению поверхности



Одной из перспективных технологий производства мелющих шаров является технология литья по газифицируемым моделям [2-5].

Для легирования использовали ферроникель марки FeNi20LC (ISO 6501:1988), раскисление проводили ферромарганцем марки ФМн90 (ГОСТ 4765-91). Расчет шихты проводили таким образом, чтобы в составе никель и марганец присутствовали в количестве 0,5 - 0,7 % и 1,5-1,8 % соответственно при степени усвоения элементов 80 %. Предварительно для лучшего растворения ферросплавы измельчались до фракции – 200 мкм при содержании данной фракции не менее 70%. Плавку проводили в лабораторной печи УИП-25 с улучшенной системой водоохлаждения, вес плавки составлял 3,0 кг. За основу использовалась сталь 30Х3МФ, за 15 минут до окончания плавки вводили ферроникель, за 5 минут до разлива проводили раскисление ферромарганцем [6-7]. По окончании плавки и полного охлаждения был проведен химический анализ выплавленного сплава на спектрометре NITON XL2–100G. Результаты представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав образцов

Номер образца	Элемент, %	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Mo	B	V
	образец										
1	Hardox 500 (эталон)	0,27-0,35	0,7	1,6	0,6	0,025	0,025	1	0,6	0,003-0,004	-
2	30Х3МФ без легирования	0,28	0,35	0,5	0,2	0,02	0,02	2,5	0,3	-	0,12
3	30Х3МФ после легирования	0,32	0,6	1,7	0,55	0,025	0,025	2,3	0,28	-	0,1

Как видно из данных таблицы 1 содержание таких элементов, как Si, Mn, Ni после предлагаемой обработки достигает содержания этих элементов в эталоне. Отсутствие бора в составе образца № 3 компенсируется повышенным содержанием хрома и присутствием ванадия. Недостатком полученного сплава является пониженное содержание молибдена по сравнению с эталоном, что надо учитывать при назначении режима термообработки, т.к. молибден препятствует развитию отпускной хрупкости [8-9].

Из опытной плавки были подготовлены образцы для термообработки. Классическим режимом термообработки стали 30Х3МФ является закалка с 870 °С в масле с последующим отпуском 620 °С в воде. В связи с тем, что состав стали изменился, соответственно, должен измениться режим термообработки.

В связи с увеличением содержания углерода и марганца, образующего карбиды цементитного типа, целесообразно несколько увеличить температуру закалки. При назначении режима термообработки необходимо также помнить, что стали 30Х3МФ склонна к отпускной хрупкости II рода. Увеличение содержания Si и Mn в комбинации Cr-Mn-Si, как в данном случае, повышает эту склонность. Благоприятным фактором в борьбе с отпускной хрупкостью является присутствие Mo, хотя его наличие меньше, чем в эталоне.



Для предотвращения развития отпускной хрупкости были рассмотрены следующие режимы термообработки: закалка с 890<sup>0</sup>С в масле с последующим отпуском в интервале 450 - 550<sup>0</sup>С, охлаждение в холодной воде. Выбор более низкой температуры отпуска обусловлен стремлением избежать интервала отпускной хрупкости и повысить прочностные свойства матрицы.

Необходимую вязкость матрицы должно обеспечить повышенное содержание Ni в скорректированном составе.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Стеблов А.Б., Березов С.Н., Козлов А.А. Литые чугуны шары для помола материалов // *Литье и металлургия*. – 2012. – № 3. – С. 45-50.

2. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Laurent С., Твердохлебов Н.И., Щербакова Е.П. Совершенствование литья по газифицируемым моделям // *Литейное производство*. – 2014. – № 4. – С. 16-18.

3. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Твердохлебов Н.И., Ковалёва Т.В. Литье по газифицируемым моделям в опоках с боковым и нижним забором воздуха // *Литейное производство*. – 2016. – № 10. – С. 22-25.

4. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Твердохлебов Н.И., Щербакова Е.П., Ковалёва Т.В. Получение отливок литьем по газифицируемым моделям с использованием моделей из строительного полистирола // *Труды Университета*. – 2017. – № 3 (68). – С. 30-32.

5. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Твердохлебов Н.И., Щербакова Е.П., Ковалёва Е.П. Влияние краски на качество чугуновых и стальных отливок сложной конфигурации при ЛГМ // *Литейное производство*. – 2015. – № 7. – С. 17-19.

6. Kovalev P., Riaboshuk S., Issagulov A., Kvon S., Kulikov V. Improving shipbuilding steel grade quality at stages of smelting, secondary refining, and continuous casting // *Metals*. – 2019. – Т. 9. – № 2. – С. 203-208.

7. Куликов В.Ю., Аубакиров Д.Р., Квон С.С., Достаяева А.М., Щербакова Е.П. Применение износостойких материалов в металлургической отрасли Республики Казахстан // *Металлург*. – 2018. – № 10. – С. 80-83.

8. Issagulov A.Z., Kulikov V.Yu., Sharaya O.A., Shcherbakova Ye.P. Increasing metal corrosion resistance by means of using anticorrosion coverings based on halloysite // *Труды Университета*. – 2013. – № 3 (52). – С. 19-21.

9. Kvon S.S., Kulikov V.Y., Issagulov A.Z., Dostayeva A.M., Kovalyova T.V. Studying structure and properties of shaped ingots obtained in various conditions of crystallization // *Metalurgija*. – 2018. – Т. 57. – № 4. – С. 313-316.

Д.А. Лубяной<sup>1</sup>, Р.О. Мамедов<sup>2</sup>, С.В. Князев<sup>3</sup>

<sup>1</sup>Кузбасский государственный технический университет в г. Новокузнецке, г. Новокузнецк, Россия

<sup>2</sup>ООО «Кузнецкое литье», г. Новокузнецк, Россия

<sup>3</sup>Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

## РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ В ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ СТАЛЬНЫХ ОТЛИВОК С ТЕРМОВРЕМЕННОЙ ОБРАБОТКОЙ

В настоящее время актуальным направлением в развитии сталелитейного производства является ресурсо- и энергосбережение. Так, одним из проблемных вопросов в процессе выплавки стали является снижение расхода ферросплавов. Рассмотрена возможность повышения качества отливок, за счет проведения термовременной обработки расплава. Расплав перегревают до высоких температур с выдержкой в печи. За счет этого возрастает выход годных изделий, снижается металлоемкость продукции.

Currently, the current direction in the development of steel production is resource and energy saving. Thus, one of the problematic issues in the process of steel smelting is to reduce the consumption of ferroalloys. Considered the possibility of improving the quality of castings, due to the holding of thermal processing of the melt. Considered the possibility of improving the quality of castings, due to the holding of thermal processing of the melt. The melt is superheated to high temperatures with exposure to the furnace. Due to this, the yield of products increases, the metal consumption of products decreases.

В современных условиях промышленного производства улучшение технологических и служебных свойств металлопродукции, достижение мирового уровня показателей ее качества возможно только при условии углубления фундаментальных научных исследований и выработки на их основе новых технологических решений. Производство подавляющего большинства металлических материалов связано с их выплавкой. Поэтому вопросы получения фундаментальных данных о строении и свойствах жидкого металла, их изменения в результате различных внешних воздействий имеют существенное значение.

Как правило, классическая технология производства стали на свежей шихте включает в себя окислительный период плавки, при котором окисляется 0,2 – 0,5% С [1]. При добавке в ванну с расплавом окислов железа, в виде железорудного концентрата, в тоже время производится окисление металла.

Установлено, что в ходе проведения окислительного периода плавки в процессе выгорания углерода удаляются не только вредные газы, но также и полезные элементы такие, как марганец, хром и кремний.

Ресурсо и энергосбережение в настоящее время является наиболее важным направлением развития сталелитейного производства. Снижение расхода ферросплавов в процессе выплавки стали в настоящее время является актуальной задачей. По этой причине по возможности необходимо сократить окислительный период при ведении плавки. Из анализа данных работы [2] видно, что при выжигании 0,1-0,15 % С от исходного значения достигается максимальное удаление водорода. Затем, содержание водорода снижается менее интенсивно. Итоговое его содержание зависит от сырой футеровки печей, невысушенного желоба и литейного ковша, шихтовых материалов, ферросплавов и различных добавок, вводимых в металл или в шлак по ходу плавки и разливки, атмосферы, окружающей жидкий металл при выпуске и разливке металла и т.п. Как показывают литературные данные [2], содержание углерода в металле по расплавлению должно быть на 0,1 – 0,2 % выше, чем в готовой стали. Сточки зрения Пешева П.Ц. и Тодорова Р.П. качественное раскисление стали – важнейшее средство предотвращения ситовидных раковин. Для раскисления одной тонны стали рекомендуется вводить 1 – 1,3 кг алюминия. Остаточное количество алюминия в стали должно быть более 0,03 % [3]. Значит, решающее влияние на важнейшие показатели качества сталитакие, как механические свойства и ситовидные раковины оказывает раскисление стали и наличие в нем остаточного алюминия [4]. По этой причине становится менее значимой одна из основных задач окислительного периода по удалению водорода в металле [5]. Вследствие этого, в плавках для отливок становится не рациональным окисление большого содержания углерода из расплава, которое сопровождается окислением полезных примесей таких, как кремния, марганца и хрома.

В условиях современного производства часто не удается получить отливки необходимого качества без дополнительной обработки. Это связано со многими факторами, например с наследственностью металла, скоростью кристаллизации и др. Многолетний опыт производства свидетельствует о том, что одним из важнейших резервов уменьшения структурной и химической неоднородности стали, повышения качества металлопродукции сталелитейного производства является совершенствование технологии процесса выплавки, получение равновесного, максимально однородного расплава перед кристаллизацией [6]. Кристаллизация металла происходит из неравновесного состояния, что усиливает химическую и физическую неоднородности твердого металла, снижает его служебные характеристики и приводит к значительным отклонениям его качества от плавки к плавке.

Существуют разные способы перевода расплава в равновесие. Наиболее доступным способом получения равновесного расплава служит высокотемпературное воздействие. Классическая термообработка не всегда позволяет получать отливки с необходимой структурой. Авторами [6, 7] исследовано,

что подготовка расплава к кристаллизации путем проведения термовременной обработки оказывает влияние на процесс затвердевания и способствует улучшению структуры и свойств твердого металла.

Обширные исследования, проведенные на Златоустовском и других металлургических заводах, показали, что использование термовременной обработки для технологии производства ряда легированных марок стали дает хорошие результаты, приводя к улучшению механических свойств, снижению брака и т.п. [7].

Термовременная обработка расплава приводит к уменьшению его химической и физической неоднородности, сокращению размеров и количества усадочных дефектов. Термовременная обработка позволяет в значительной степени сократить и упростить режимы термической обработки и снизить энергетические затраты на термообработку стальных отливок. Отмеченное, как правило, сопровождается повышением пластичности, коррозионной стойкости и других характеристик качества сплавов. Структура становится более равномерной, а твердость сохраняется на том же уровне, что позволяет получать более высокие механические свойства отливок. Происходит рекристаллизация и упорядочивание зерен металла. Такая структура способствует повышению твердости и износостойкости стали, которые практически не уступают тем, которые получают при стандартной закалке. Возрастает выход годных изделий, снижается металлоемкость продукции.

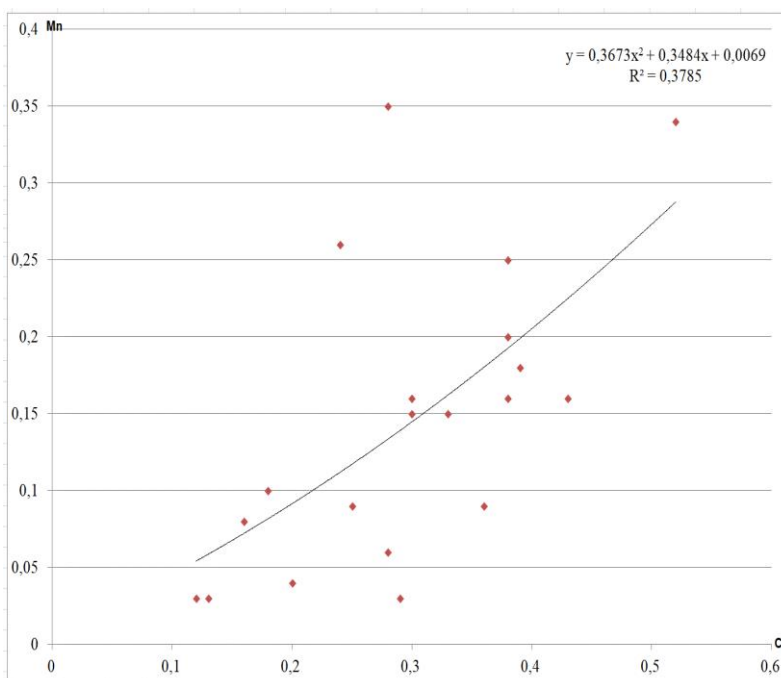


Рисунок 1 – Зависимость содержания Mn от содержания С по расплавлению

Для повышения качества продукции и снижения ее себестоимости в условиях ООО «Завод Гидромаш» на печи ДСП – 1,5 с кислой футеровкой

производились плавки с применением термовременной обработкой. Довольно интересные результаты были получены путем переплава «возврата» низколегированных марок стали (40ХЛ, 35 ХГСЛ) и др. При технологии плавки без окислительного периода, при содержании углерода 0,24 %, в расплаве содержится 0,26 % марганца (график1). А при технологии плавки с окислительным периодом, с уменьшением содержания углерода с 0,52 % до 0,34 % содержание марганца уменьшается с 0,34 % до 0,08 %. Отсюда видно, что марганец периода плавления по технологии с окислением фактически окисляется почти полностью.

Причем при технологии плавки с окислительным периодом часть водорода вносится еще и шлакообразующими добавками. Поэтому считается целесообразно использование технологии с минимальным окислением углерода в процессе плавления, незначительного окислительного периода и максимальное использования шлака периода плавления [5]. Часть водорода удаляется при окислении углерода окисленным шлаком периода плавления. При данной технологии обеспечивается минимальный угар полезных примесей, вследствие чего, расход ферросплавов на ряде плавков сокращается почти в двое, причем в некоторых случаях присадка ферромарганца исключается полностью, при этом приемлемое перемешивание металла, которое является одной из основных задач окислительного периода все таки выполняется, вследствие того, что металл в печи в ряде случаев соответствует либо кипящему либо полуспокойному (содержание кремния в металле до 0,11 %), что обеспечивает его достаточное перемешивание в объеме ванны печи [8].

В период с декабря 2017 г. по февраль 2018 г. были проведены сравнительные испытания технологии выплавки стали без окислительного периода с термовременной обработкой и технологии выплавки на свежей шихте с полным окислением. Из проведенных плавков мы видим, как идет снижение расхода чугуна и ферросплавов при выплавке стали 35Л в ДСП–1,5 (рисунок 2).

Из данной гистограммы видим, что экономия расхода по новой технологии составляет:

- чугуна 12 %;
- ферромарганца 14,6 %;
- ферросилиция 12,7 %.

Также, исключение времени выдержек на экспресс-анализ и продолжительности кипа значительно (до 1 часа и более) сокращает продолжительность всей плавки.

Кроме эффективного раскисления металла (рисунок 3), при использовании проведенных исследований оптимального качества отливок достигают путем проведения режимов термовременной обработки расплавов, при которой расплав перегревают до температуры 1650 – 1700°С (для гидроплотных отливок 1680–1710 °С) с выдержкой в печи в пределах 10-15 мин, что является эффективной термовременной обработкой и повышает качество отливок. Алюминий, в конце плавки, подается на дно ковша, тем самым производят окончательное раскисление [8, 9, 10].

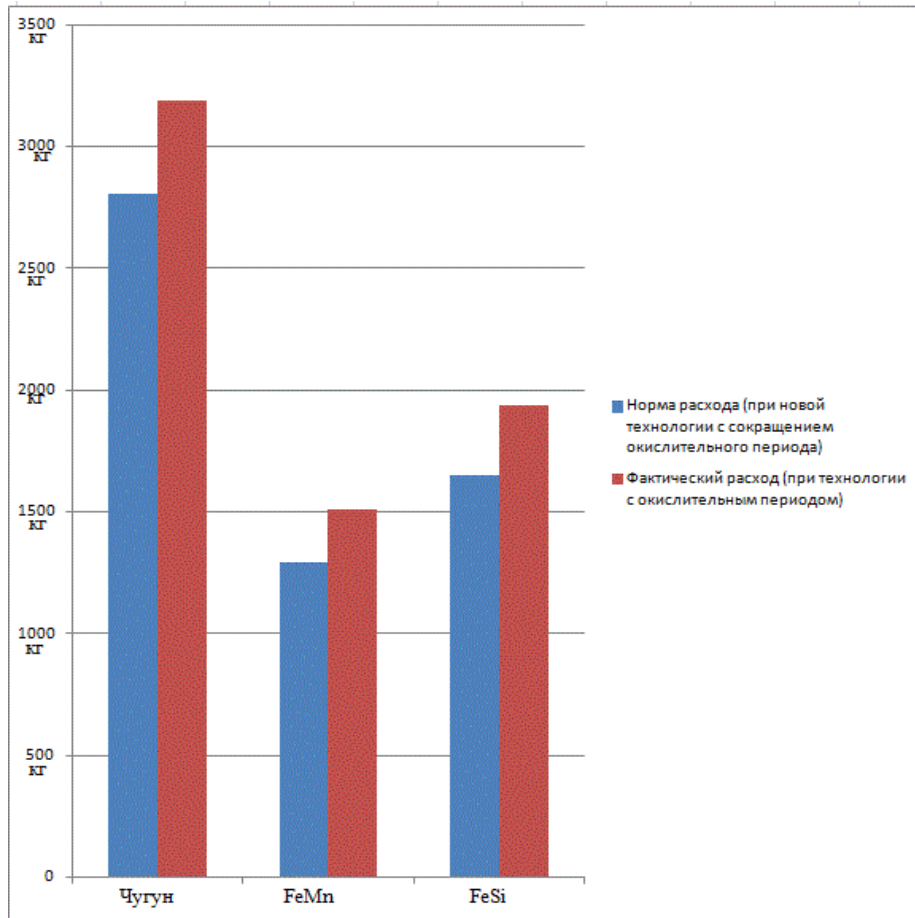


Рисунок 2 – Различия технологии выплавки без окислительного периода от технологии выплавки с окислительным периодом



Рисунок 3 – Отливка (корпус подшипника) с эффективным раскислением металла и термовременной обработкой



Рисунок 4 – Ответственная отливка (колесо рабочее) без газовых раковин

Реализация данной технологии выплавки металла позволяет получать приемлемого качества стальных отливок с минимальным образованием газовых и ситовидных раковин (рисунок 4).

Данная технология выплавки металла опробована и внедрена в условиях ООО «Завод Гидромаш» г. Новокузнецк.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Поволоцкий Д.Я., Гудим Ю.А. Выплавка легированной стали в дуговых печах. М.Металлургия,1987. – 136 с.
2. Крамаров А.Д. Производство стали в электропечах. ГНТИ ЧИЦМ Москва, 1958. – 439 с.
3. Тодоров Р.П., Пешев П.Ц. Дефекты в отливках из черных сплавов. М. Машиностроение,1984. –184 с.
- 4.Сойфер В.М., Кузнецов Л.Н. Дуговые печи в сталелитейном цехе. М. Metallurgy,1989. – 176 с.
5. Лубяной Д.А., Карашкевич Б.Н., Мамедов Р.О., Щербин С.Г., Лубяной Д.Д., Гилева Е.Н. Необходимость окислительного периода при выплавке стали для насосов в малых дуговых сталеплавильных печах литейных цехов. //Деформация и разрушение материалов. 2017. С. 504-505.
6. Сборник научных трудов: Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке. Том 3, Москва, 1994.
7. Кудрин В. А. Теория и технология производства стали: Учебник для вузов. – М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. – 528с., ил.
8. Ресурсо- и энергосберегающая технология выплавки стали в малых дуговых сталеплавильных печах литейных цехов / Д. А. Лубяной, Б. Н. Карашкевич, Р. О. Мамедов, С. Г. Щербин, Д. Д. Лубяной, Е. Н. Гилева, А. С. Ефимова // Современные научные достижения металлургической теплотехники и их реализация в промышленности: сборник докладов II Международной научно-

практической конференции (Екатеринбург, 18–21 сентября 2017 г.) – Екатеринбург: УрФУ, 2018. – С. 122-125.

9. Технология выплавки стали в дуговых сталеплавильных печах с термовременной обработкой / Р.О. Мамедов, Б.М. Соколов, С.В. Князев / Сборник статей по итогам Международной научно-практической конференции «Фундаментальные исследования основных направлений технических и физико-математических наук», – Волгоград, 2018. – С. 34 – 36.

10. Исследование процессов выплавки стали с термовременной обработкой в малой дуговой сталеплавильной печи / Р.О. Мамедов, Д.А. Лубяной, В.Л. Боков, С.В. Князев // В сборнике: Вопросы современной науки: проблемы, тенденции и перспективы материалы II международной научно-практической конференции, г. Новокузнецк, 21 декабря 2018 г. / отв. ред. к.с.н. Э. И. Забнева; ред. кол. к.п.н., доцент, Е.А. Нагрелли [и др.]. – Ульяновск: Зебра, 2018. С. 40-42.



Т.В. Ковалева<sup>1</sup>, Е.Н. Еремин<sup>2</sup>

<sup>1</sup>Карагандинский государственный технический университет,  
г. Караганда, Республика Казахстан

<sup>2</sup>Омский государственный технический университет, г. Омск, Россия

## ПОВЫШЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ОБОЛОЧКОВОЙ ФОРМЫ

В работе приведены результаты исследования по повышению прочности песчано-смоляных форм. Использование прессования вместе с нагревом смеси, способствует повышению прочностных характеристик. Определено, что целесообразно использовать вариативную подачу давления на смесь в соответствии с изменением состояния смолы. Показано, что снижение давления до 0,20 МПа в момент необратимого затвердевания смолы позволяет получить оболочку с высокой прочностью.

Results of a research on increase in durability of sand-resin forms are given in work. Use of pressing together with mix heating, promotes increase in strength characteristics. It is defined that it is expedient to use variable giving of pressure upon mix according to change of a condition of pitch. It is shown that pressure decrease up to 0.20 MPas at the time of irreversible hardening of pitch allows to receive a cover with a high durability.

К специальным способам литья относятся десятки различных видов изготовления отливок. Одним из наиболее универсальных способов является литье в оболочковые формы. Данный метод позволяет получать качественные отливки самой большой номенклатуры, различной формы и габаритов [1-3].

Вместе с тем стоимость связующего (пульвербакелит) относительно высокая. Поэтому, технологические режимы, способствующие снижению расхода связующего, являются актуальными.

Традиционно формирование оболочки достигается за счет нагрева смеси. При тепловом воздействии терморезактивная смола вначале размягчается, связывается с частицами песка, а в дальнейшем необратимо затвердевает.

Одним из направлений, позволяющим получить более прочную оболочку, является прессование смеси наряду с термическим воздействием [4-6]. Однако, как показали исследования, значительной прочности достигается оболочкой при вариативности давления. Давление следует изменять в соответствии с изменением состояния смолы. Ранее было определено [7-10], что использование базового давления 0,25 МПа и повышение его до 0,35 МПа при размягчении смолы способствует упрочнению оболочковой формы за счет более полного обволакивания наполнителя смолой и плотной укладки песчинок.

Повышение прочности оболочки даст возможность снизить расход связующего в смеси, а, соответственно, и удешевит изготовление форм и, как следствие, отливок.

В настоящей работе стояла задача исследовать влияние изменения давления при необратимом затвердевании оболочки. В исследованиях использовали состав, приведенный в таблице 1.

Использовались следующие технологические режимы: после перемешивания песчано-смоляная смесь засыпалась в бункер машины. После опрокидывания бункера со смесью на нагретую до 230 °С модельную плиту с моделями отливок. При этом одновременно через прессовую плиту подавалось давление 0,25 МПа. Через 10 секунд давление повышали до 0,35 МПа. А еще через 10 секунд температуру нагрева изменяли в соответствии с таблицей 2. При этом формировалась оболочковая форма толщиной 10-12 мм (рисунок 1). После этого формы спекались в течение 2 минут при температуре 320-340 °С.

Образцы исследовали на прочность на сжатие, газопроницаемость и шероховатость. Прочность на сжатие определяли на установке Instron100. Замеры шероховатости проводились с помощью прибора для измерения шероховатости TR 220. Газопроницаемость определяли на приборе для измерения газопроницаемости 04315А. Результаты исследований представлены на рисунках 2-4.

Как показали исследования, более целесообразно после начала формирования твердой оболочки снизить давление. В целом на газопроницаемость изменение исследуемой величины давления не влияет, так как все полученные значения позволяют получать беспористые отливки. В целом, увеличение давления прессования понижает газопроницаемость, а снижение давления приводит к некоторой релаксации и разупаковке частиц песка и, как следствие, к повышению газопроницаемости. Снижение давления позволяет получить более прочные формы с меньшей шероховатостью. Определено, что увеличение давления в момент затвердевания смолы приводит к вылавливанию

Таблица 1 – Оптимальный состав песчано-смоляной смеси

Наименование компонента	Процентное содержание в смеси, %
Кварцевый песок марки 1К0315	70
Кварцевый песок марки 1К02	30
Пульвербакелит СФ-011А	4,5 (сверх 100%)
Керосин	0,3 (сверх 100%)
Уайт-спирит	2,5 (сверх 100%)
Борная кислота	0,1 (сверх 100%)

Таблица 2 – Параметры изменения давления при формообразовании оболочки

Номер режима	Величина давления, МПа
1	+0,15
2	+0,05
3	0
4	-0,05
5	-0,15



Рисунок 1 – Опытная оболочковая форма

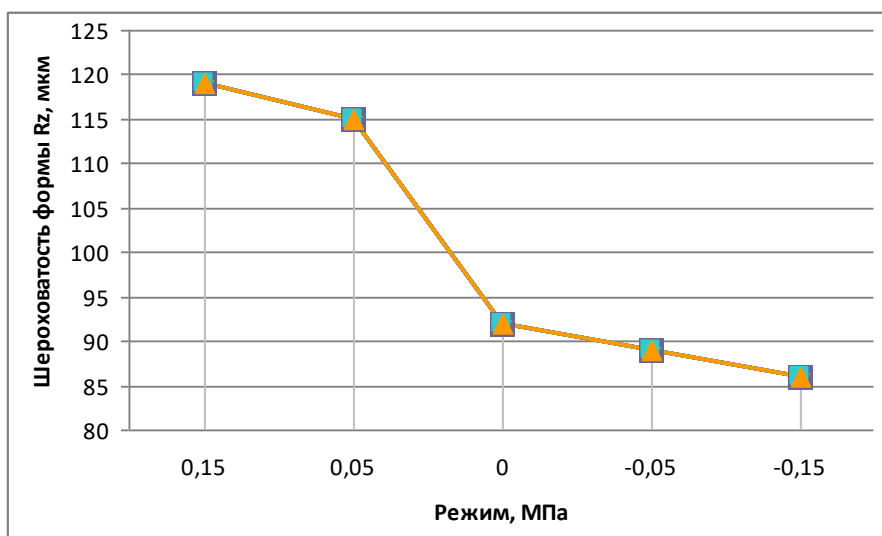


Рисунок 2 – Влияние вариативности давления на шероховатость оболочковой формы

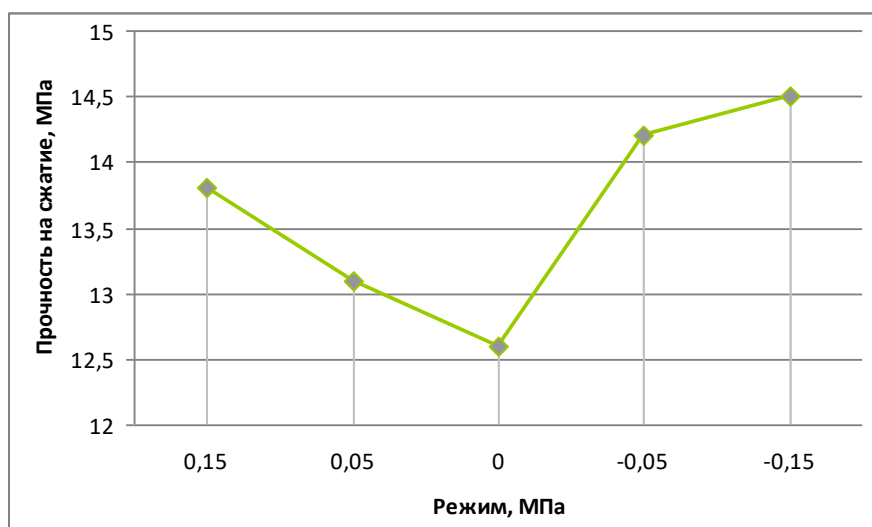


Рисунок 3 – Влияние вариативности давления на прочность на сжатие оболочковой формы

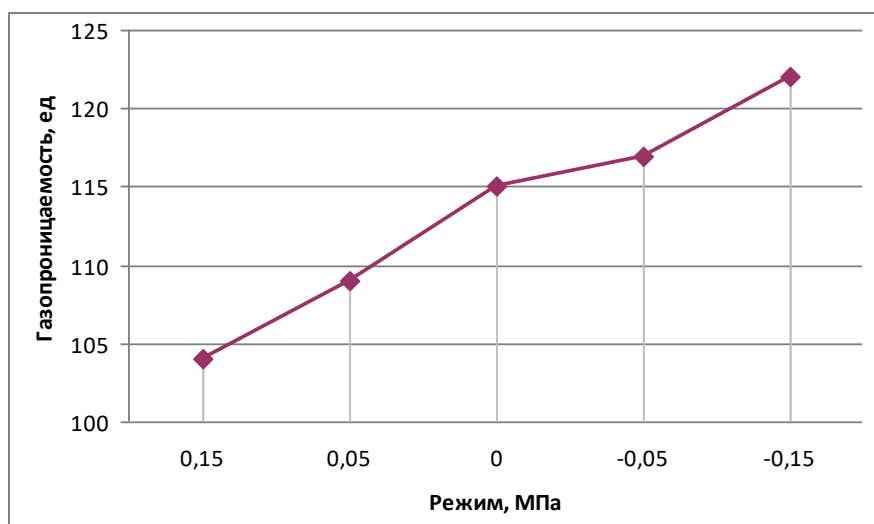
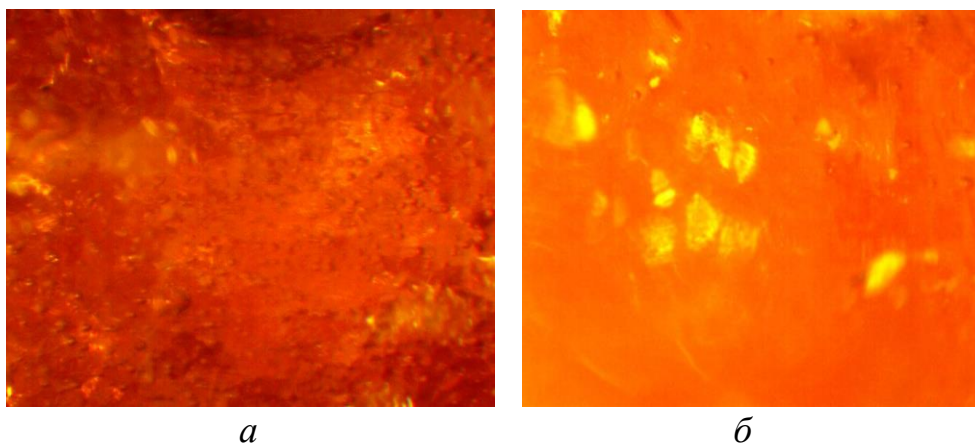


Рисунок 4 – Влияние вариативности давления на газопроницаемость оболочковой формы

частиц песка на поверхности формы, что и приводит к разупрочнению и повышению шероховатости внутренней полости оболочки.

Увеличение прочности при повышении давления прессования связано с более плотной связкой частиц смолы и песка, увеличение же прочности на сжатие образцов при уменьшении давления происходит вследствие релаксации смеси и уменьшения внутренних напряжений, наличие которых приводит к образованию микротрещин в оболочке.

Исследовали структуру поверхности оболочки (рисунок 5). Очевидно, что поверхность оболочки, изготовленной по режиму один более неоднородна, в то же время поверхность формы, изготовленной по режиму 5 более гладкая и гомогенная.



*a*

*б*

*a* – режим 1, *б* – режим 5

Рисунок 5 – Поверхность оболочковой формы,  $\times 500$

Таким образом, определен третий режим давления прессования при изготовлении оболочковой формы. Снижение давления до 0,20 МПа в момент необратимого затвердевания смолы позволяет получить оболочку с высокой прочностью.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Гуляев Б.Б., Корнюшкин О.А., Кузин А.В. Формовочные процессы. – Л.: Машиностроение. – 1987. – 264 с.
2. Зыков А.П. Способы экономии смолы при изготовлении оболочковых форм без ухудшения их несущей способности // Тракторы и сельхозмашины. – 1985. – № 10. – С. 52-54.
3. Соколов Н.А. Литье в оболочковые формы. - М.: Машиностроение. - 1969. – 316 с.
4. Исагулов А.З., Куликов В.Ю. Вывод уравнения прессования песчано-смоляных смесей и их реологические модели // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2007. – № 6. – С. 52-56.
5. Исагулов А.З., Куликов В.Ю., Ковалёва Т.В., Щербакова Е.П. О реологических свойствах песчано-смоляных форм // Литейное производство. – 2015. – № 2. – С. 15-17.
6. Куликов В.Ю., Исагулов А.З., Щербакова Е.П., Ковалева Т.В., Еремин Е.Н. О поведении песчано-смоляной смеси при формообразовании // Литейное производство. – 2017. – № 3. – С. 23-25.
7. Исагулов А.З., Ибатов М.К., Куликов В.Ю., Квон С.С., Ковалёва Т.В., Щербакова Е.П. Совершенствование технологии изготовления отливок в песчано-смоляных формах // Труды Университета. – 2019. – № 1. – С. 22-26.
8. Куликов В.Ю., Еремин Е.Н., Ковалёва Т.В., Квон С.С., Исагулова Д.А. Разработка состава песчано-смоляной смеси для формообразования в условиях вариативного прессования // Литейное производство. – 2019. – № 4. – С. 22-26.
9. Куликов В.Ю., Исагулов А.З., Еремин Е.Н., Ковалёва Т.В. Повышение равномерности плотности и увеличение прочности оболочковой формы // Литейное производство. – 2018. – № 3. – С. 27-29.
10. Issagulov A., Kulikov V., Issagulova D., Shcherbakova E., Kuszhanova A. Developing technological process of obtaining quality casts // Metalurgija. – 2014. – Т. 53. – № 4. – С. 601-604.

А.В. Кожевников, А.С. Смирнов, Ю.В. Платонов

Череповецкий государственный университет, г. Череповец, Россия

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ВИБРАЦИЙ ПРИ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКЕ ПОЛОСЫ

Представлены результаты исследований влияния нестационарности технологического процесса, заключающиеся в колебании моментов, колебании натяжений полосы, на условия захвата и возникновение опасных вибраций. Даны рекомендации по повышению стабильности процесса прокатки.

The results of studies of the effect of nonstationarity of the technological process, consisting in the fluctuation of the moments, the fluctuation of the tension of the strip, on the conditions of capture and the emergence of a dangerous chatter. Recommendations for improving the stability of the sheet rolling process are given.

Впервые сведения о вибрационных процессах или явлении *chatter* при холодной прокатке опубликованы еще в прошлом веке, более 40 лет назад японскими специалистами [1], за это время опубликовано масса исследований по данной проблеме специалистами из России, Германии, Италии, США, Ирана, Китая, Украины и др. [2-4], однако данная проблема остается актуальной мирового для прокатного производства.

Основной негативный эффект от вибрационных процессов – это технологическое препятствие по освоению проектных скоростей прокатных станков, операторы вынуждены снижать скорость прокатки, чтобы избежать возникновения вибраций.

Основные направления современных исследований в вопросах исследования и устранения вибраций – это их демпфирование и снижение за счет корректировки технологии.

В условиях нестационарности технологического процесса, возникающего из-за колебаний момента нагрузки и основных технологических параметров (толщины, натяжения, скорости) предполагается, что в момент вибраций нарушается условие захвата полосы валками, точнее может чередоваться условие обеспечения захвата с условием невозможности его выполнения. Таким образом, устойчивое обеспечение условий захвата снизит риск возникновения вибраций при прокатке.

Проверим данную гипотезу.

Условие обеспечения захвата полосы валками описывается выражением  $tg \frac{\alpha}{2} < \mu$ , из которого следует, что тангенс половины угла захвата  $\alpha$  должен быть всегда меньше величины коэффициента трения  $\mu$ . Угол захвата может

быть определен исходя из выражения  $\cos\alpha = 1 + \frac{\Delta h}{D}$ , где  $\Delta h$  – абсолютное обжатие в клетке, мм,  $D$  – диаметр рабочего вала, мм.

Коэффициент трения рекомендуется определять по модифицированной формуле А.П. Грудева [5]:

- при прокатке конструкционных сталей

$$\mu_i = \frac{1 + (0,4 + 0,01\varepsilon_i)R_a}{1 + 0,25\sqrt{v_{50}} - 0,005v_{50}} \left[ 0,091 - \frac{0,13v_i^2}{2(1 + v_i) + 3v_i^2} \right],$$

где  $R_a$  – среднеарифметическая высота микронеровностей;  $\varepsilon_i$  – относительное обжатие в  $i$ -й клетке;  $v_{50}$  – кинематическая вязкость смазки при  $50^\circ\text{C}$ , мм<sup>2</sup>/с;  $v_i$  – скорость прокатки в  $i$ -й клетке.

В качестве подтверждения гипотезы о нарушении условий захвата полосы валками проведены исследования, представленные ниже.

Исследования проведены на 5-клетевом стане «1700» холодной прокатки Череповецкого металлургического комбината, расчеты параметров очага деформации произведены с помощью разработанной динамической модели процесса прокатки [6, 7].

На рисунках 1 и 2 представлены характеристики режимов прокатки двух рулонов полосы размером 2,0-0,45×970 мм, сопровождавшихся вибрациями.

На основании данных диаграмм, представленных на рисунках 1 и 2 можно зафиксировать наблюдение о нарушении условий захвата в моменты колебаний разности межклетевых секундных объемов, при которых меняется знак их величины.

Также в результате исследований установлено, что нарушения условий захвата в моменты вибраций возможны в клетях №№ 3 и 4

В моменты вибраций нарушается условие захвата полосы валками, когда величина коэффициента трения может быть меньше либо равна величине тангенса половины угла захвата, возникают пробуксовки валков относительно полосы.

Ухудшение условий захвата полосы валками чревато возникновению дефектов на полосе в виде поперечных темных и светлых полос либо ее порывам.

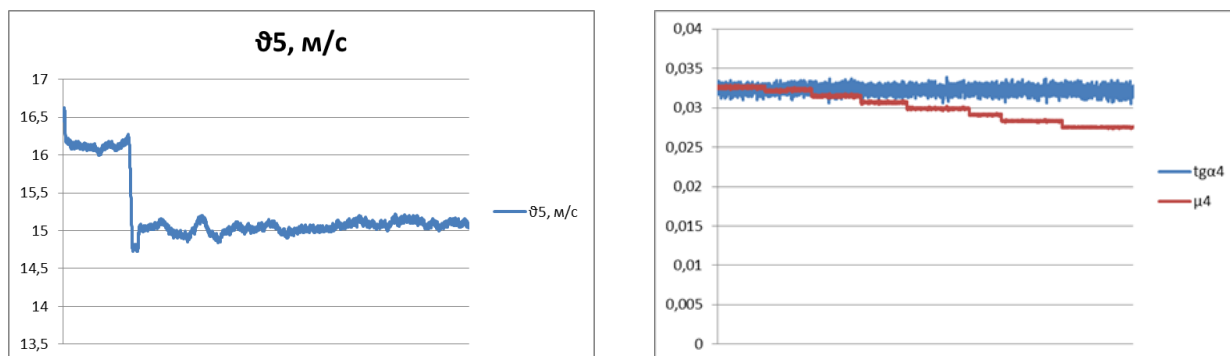


Рисунок 1 – Характеристики режима прокатки полосы размером 2,0-0,45×970 мм, сопровождавшегося вибрациями (рулон 1)

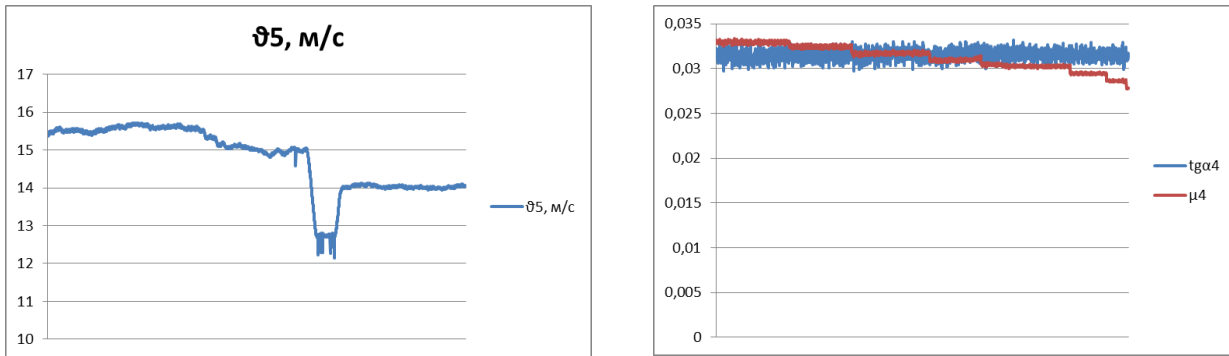


Рисунок 2 – Характеристики режима прокатки полосы размером 2,0-0,45×970 мм, сопровождавшегося вибрациями (рулон 2)

Соответственно обеспечение стабильного захвата полосы в очаге деформации необходимо обеспечивать поддержанием стабильных условий трения в очаге деформации, чему способствует использование хромированных рабочих валков и асимметричная прокатка.

Согласно существующей теории прокатки, чем выше толщина прокатываемого металла, тем больше коэффициент трения, а частные относительные обжатия при прокатке толстого металла значительно ниже, чем при прокатке тонкого, соответственно неравенство при прокатке толстого металла  $tg \frac{\alpha}{2} < \mu$  выполняется более стабильно, а сама прокатка более эффективна с точки зрения обеспечения стабильного захвата полосы валками даже в условиях колебаний объемов металла.

Следует отметить также, что производительность стана при прокатке толстого металла выше, чем соответственно при прокатке тонкого. Технологи вынуждены прокатывать тонкий металл на повышенных скоростях, приводящих к снижению коэффициента трения и к повышенному риску возникновения неустойчивых режимов прокатки длительное время из-за длины полосы. В свою очередь неустойчивые режимы прокатки на толстом металле если и возникают, то на достаточно небольшое время по сравнению с металлом меньшей толщины.

Этим и объясняется более высокая склонность металла меньшей толщины к вибрациям.

Для исследований колебаний непосредственно прокатываемой полосы в межклетевом промежутке ее можно рассматривать как стальную струну. Первые исследования колебаний стальных струн с учетом длины и натяжения датированы 1636г., в работе *L'Harmonie universelle* французского ученого-аббата *Marin Mersenne*.

Частота колебания струны прямо пропорциональна квадратному корню от силы натяжения и обратно пропорциональна длине струны  $f = k \frac{\sqrt{F}}{l}$ , где  $F$  – сила натяжения струны (Н),  $f$  – частота колебаний струны (Гц),  $l$  – длина струны (м),  $k$  – коэффициент пропорциональности. Данный коэффициент зависит от плотности материала из которого изготовлена струна (полоса) и



толщины данного материала  $k = \frac{1}{d} \sqrt{\pi \rho}$ , где  $d$  – толщина материала (диаметр струны),  $\rho$  – плотность материала.

Если преобразовать выражения, описывающие колебания струны, имеющей поперечное сечение окружность, к стальной полосе, имеющей прямоугольное сечение, то в процессе прокатки металла полоса будет колебаться с частотой  $f = \frac{1}{2l} \sqrt{\frac{F}{\rho S}}$ , где  $S$  – площадь поперечного сечения полосы.

В результате исследований установлено, что в процессе прокатки в установившемся скоростном режиме стальная полоса колеблется в межклетевом промежутке на частоте 14-16 Гц независимо от ее толщины. В момент явления *chatter* (вибраций) размах частоты колебаний полосы в межклетевом промежутке может как увеличиваться, так и не меняться, что свидетельствует о слабой связи между возникновением вибраций и непосредственно колебаниями полосы во время прокатки. При прохождении сварных швов размах колебаний стальной полосы несколько увеличивается и достигает диапазона от 11 до 19 Гц. Данный факт косвенно подтверждает влияние «участия» стальной полосы в процесс возникновения вибраций не на межклетевой позиции, а именно в моменте нахождения полосы в очаге деформации.

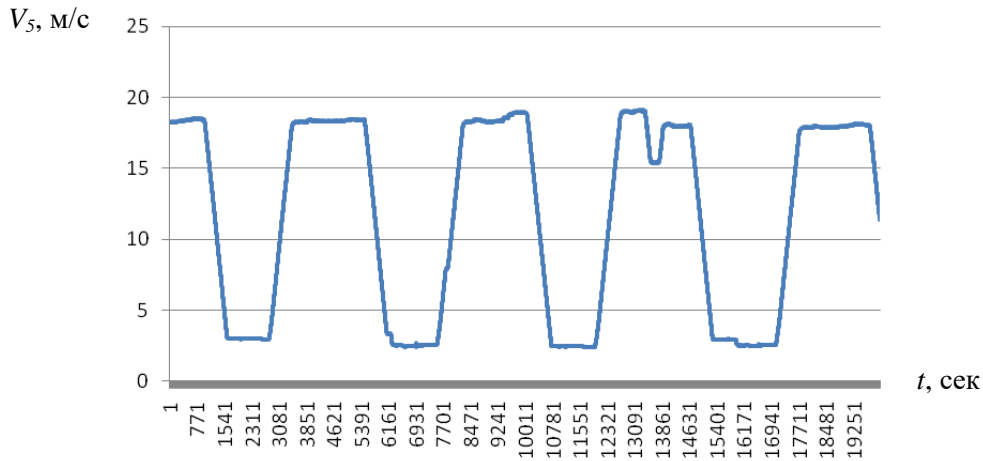
В качестве подтверждения вышеуказанных положений на рисунке 3 представлены графики колебаний полосы в процессе стационарной прокатки и при условии возникновения вибраций.

Анализ колебаний полосы при прокатке сортамента 0,80-920 мм показывает, что в промежутке 3-4 полоса отреагировала на возникновение явления «*chatter*» и снижение скорости увеличением колебаний. Увеличение колебаний полосы на входе в клеть подтверждает гипотезу о неустойчивом захвате в очаге деформации.

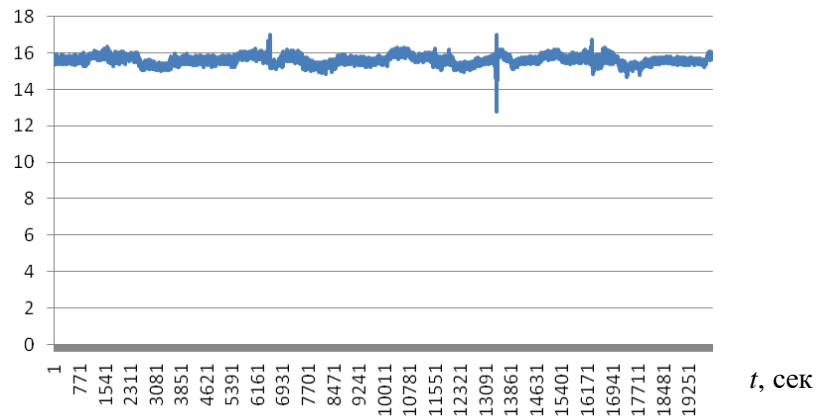
Частота собственных колебаний полосы во время прокатки может совпадать или быть по своей величине близкой к значению частот собственных колебаний электромеханической системы 50 Гц и кратных ей частот (6,25; 12,5; 25; 50; 100 Гц) [8] и являться непосредственной причиной возникновения резонансных частот и возникновения акустического шума («гудения») совместно со звуковым эффектом от пробуксовки валков относительно полосы.

Аналитическое моделирование колебаний стальной полосы показало, что колебания полосы при прокатке происходят с одинаковой частотой 14-16 Гц вне зависимости от ее толщины и влияние данных колебаний на развитие вибрационных процессов может осуществляться только косвенно.

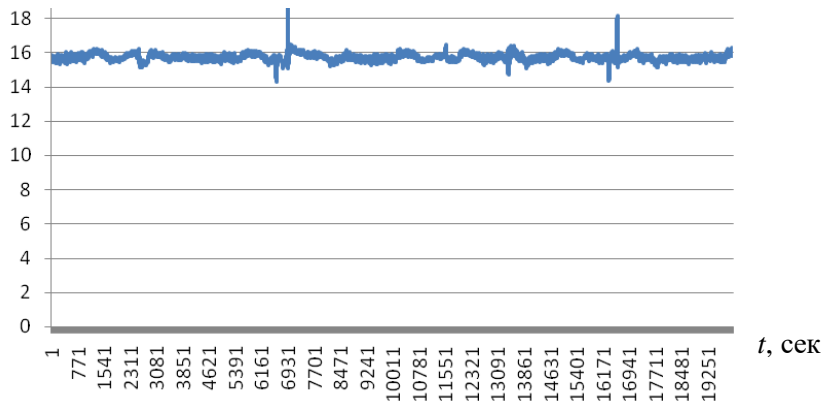
**График скорости 5й клетки при прокатке сортамента 0,80-920**



**$f_{3-4}, \text{ Гц}$  Частота колебаний полосы в промежутке между клетями 3-4**



**$f_{4-5}, \text{ Гц}$  Частота колебаний полосы в промежутке между клетями 4-5**



**Рисунок 3 – Диаграммы колебаний стальной полосы в различных режимах работы стана**

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. I. Yarita, K. Furukawa, Y. Seino. An analysis of chattering in cold rolling of ultrathin gauge steel strip.(1978)Transactions ISIJ 19 (1) 1-10.
2. L. Chefneux, J.-P.Fischbach, J. Gouzou, Study and control of chatter in cold rolling.(1980) Iron and Steel Engineer 17-26.
3. Hardwick, B.R., A technique from the detection and measurement of chatter marks on rolls surfaces, Steel Technology, No. 4, April 2003, pp. 64-70.
4. Mohammad Reza Niroomand, Mohammad Reza Forouzan, Ali Heidari Experimental analysis of vibration and sound in order to investigate chatter phenomenon in cold strip rolling // The International Journal of Advanced Manufacturing Technology(2019) 100: 673–682 <https://doi.org/10.1007/s00170-018-2639-9>
5. Гарбер Э.А., Гончарский А.А., Петров С.В., Кузнецов В.В. Определение коэффициента трения при холодной прокатке с эмульсиями// Производство проката. – 2000. – № 12. – С. 2-3.
6. Kozhevnikov A., Kozhevnikova I., Bolobanova N. Dynamic model of cold strip rolling // METALURGIJA. – 2018. – Vol. 57. No. 1–2. – P. 99–102.
7. Kozhevnikov A. V., Kozhevnikova I. A., Bolobanova N. L. Simulation of cold-rolling process in dynamic conditions // Metallurgist. – 2017. –Vol. 61. No. 7–8. – P. 519–522.
8. Кожевникова И.А., Маркушевский Н.А., Кожевников А.В., Сорокин Г.А. Моделирование и аналитическая диагностика вибраций в главных приводах станов холодной прокатки // Производство проката. – №7. – 2016. – С. 19-23.

УДК 669(06)

Е.А. Пинаев<sup>1</sup>, М.В. Темлянцев<sup>2</sup>, Е.Н. Темлянцева<sup>2</sup>, Н.И. Кувшинникова<sup>2</sup>

<sup>1</sup>АО «РУСАЛ Красноярский алюминиевый завод», г. Красноярск, Россия

<sup>2</sup>ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия

## ИССЛЕДОВАНИЕ ХИМИЧЕСКОГО И ФАЗОВОГО СОСТАВА ПРОДУКТОВ КОРРОЗИИ ЧУГУННЫХ СЕКЦИЙ ГАЗОСБОРНОГО КОЛОКОЛА АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ ЭКОСОДЕРБЕРГ

Статья посвящена исследованию химического и фазового состава продуктов коррозии чугуновых секций элементов конструкции алюминиевых электролизеров.

The article is devoted to the study of the chemical and phase composition of corrosion products of cast-iron sections of structural elements of aluminum electrolyzers.

Одним из важных элементов конструкции алюминиевых электролизеров ЭкоСодерберг является газосборный колокол, секции которого выполнены из чугуна с применением литейных технологий. Внутренняя поверхность секций газосборного колокола (ГСК) подвержена агрессивному воздействию раскаленных газов, температура которых изменяется циклически и в достаточно широких пределах, при этом максимальные температуры секции ГСК могут достигать 600 – 620 °С, а минимальные 220 – 230 °С [1].

Анодные газы содержат интенсифицирующие высокотемпературную газовую коррозию чугуна фтористые соединения ( $\text{HF}$ ,  $\leq 300 \text{ мг/нм}^3$ ), элементарную серу, оксиды серы (до 240 – 270 мг/нм<sup>3</sup>) и ванадия, смолистые вещества, основными источниками которых является криолит  $\text{Na}_3\text{AlF}_6$ , продукты испарения электролита, анодная масса. По данным [2] в общем случае при электролизе алюминия пылегазовая смесь может содержать газообразные компоненты:  $\text{HF}$ ,  $\text{CF}_4$ ,  $\text{C}_2\text{F}_6$ ,  $\text{SiF}_4$ ,  $\text{SO}_2$ ,  $\text{SO}_3$ ,  $\text{H}_2\text{S}$ ,  $\text{CS}_2$ ,  $\text{COS}$ ,  $\text{CO}_2$ ,  $\text{CO}$  смолистые вещества и твердые частицы:  $\text{C}$  (углеродная сажа),  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Na}_3\text{AlF}_6$ ,  $\text{Na}_5\text{Al}_3\text{F}_{14}$ ,  $\text{K}_2\text{NaAlF}_6$ ,  $\text{AlF}_3$ ,  $\text{CaF}_2$ ,  $\text{MgF}_2$ .

Агрессивное воздействие раскаленных газов приводит к интенсивной коррозии секций выполненных из серого чугуна или высокопрочных чугунов с шаровидным графитом. Следствием коррозии является прогар секций и повышенная частота ремонтов электролизеров. Железосодержащие продукты коррозии попадая в расплав первичного алюминия снижают его качество и сортность. В связи с этим снижение интенсивности процессов коррозии чугуновых секций ГСК актуально и имеет большое практическое значение.

В рамках данной работы проведено исследование химического и фазового состава продуктов коррозии чугунных секций ГСК. Пробы для исследований отобраны с внутренней поверхности секций, бывших в употреблении.

Результаты спектрального анализа свидетельствуют о том, что продукты коррозии в основном состоят из оксидов железа и легирующих элементов чугуна, однако для ряда проб характерно наличие повышенного содержания Al (до 3,39 %), Na (до 5,62 %), K (до 3,08 %), S (до 3,32 %). Рентгенофазовый анализ продуктов коррозии подтвердил наличие оксидов железа  $Fe_3O_4$  – магнетит,  $Fe_2O_3$  – гематит и калий, натрий, алюминий, фторсодержащих соединений  $Ka_2NaAlF_6$  – эльпазолит и  $Na_2MgAlF_7$  – веберит. В работе [3] авторами исследован фазовый состав образцов окалина и твердых отложений на поверхности действующих в составе ГСК секций, в результате которого установлено наличие в них соединений:  $Na_5Al_3F_{14}$  (хиолит),  $Na_3AlF_6$  (криолит),  $Na_2Ca_3Al_2F_{14}$ ,  $Fe_{1-x}S$  (пирротин),  $Fe_3O_4$  (магнетит),  $Fe_2O_3$  (гематит),  $Al_2O_3$  (корунд) и  $(Al_{1,781}Fe_{0,219})O_4$  (герцинит).

Минералогическое исследование проводилось с помощью микроскопов ЛабоСтеми-4 зум при макроскопическом изучении и ЛабоПол-2 РПО полированных аншлифов в отраженном свете.

Установлено, что пробы содержат большое количество алюмофторидов. Материал окалина имеет пористую структуру, пустоты которой в большинстве заполнены алюмофтористыми соединениями (рисунок 1).

Также они образуют каплевидные выделения (рисунок 2) по всей поверхности окалина. Окалина в некоторых местах образует скелетные кристаллы. Эти дендриты (рисунок 3) состоят, вероятно, из стекла. Также могут содержать примеси гематита.

В окалине встречается углерод в виде небольших графитовых пластинок.

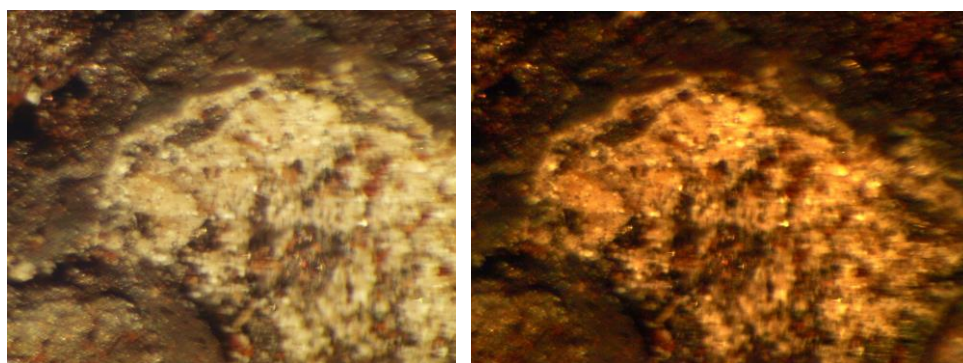


Рисунок 1 – Пористая структура окалина, пустоты которой заполнены алюмофторидами и стеклом,  $\times 50$



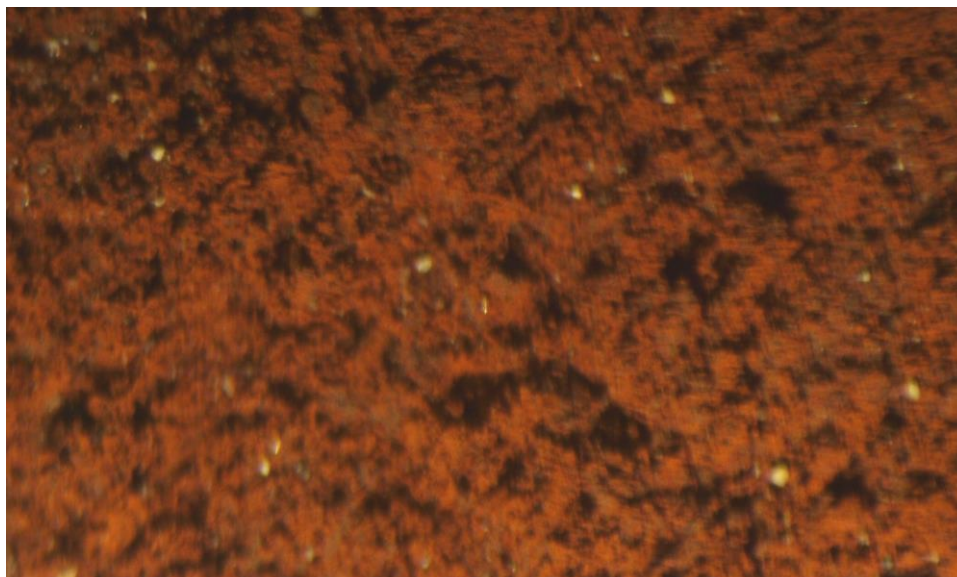


Рисунок 2 – Каплевидные выделения алюмофторидов в основной массе окалина,  $\times 35$



Рисунок 3 – Дендритная структура окалина,  $\times 40$

Гематит (рисунок 4) образуется за счет окисления магнетита. При этом гематит и магнетит образуют решетчатую структуру прорастания (рисунки 5, 6), порождая внутрикристаллическое напряжение, за счет чего в кристаллах возникают микротрещины, заполненные алюмофторидами и стеклом (рисунки 7 – 11). Окалина имеет рыхлую структуру и пористость. По структуре образцы однородны. Основными минералами представленных проб являются гематит и магнетит.

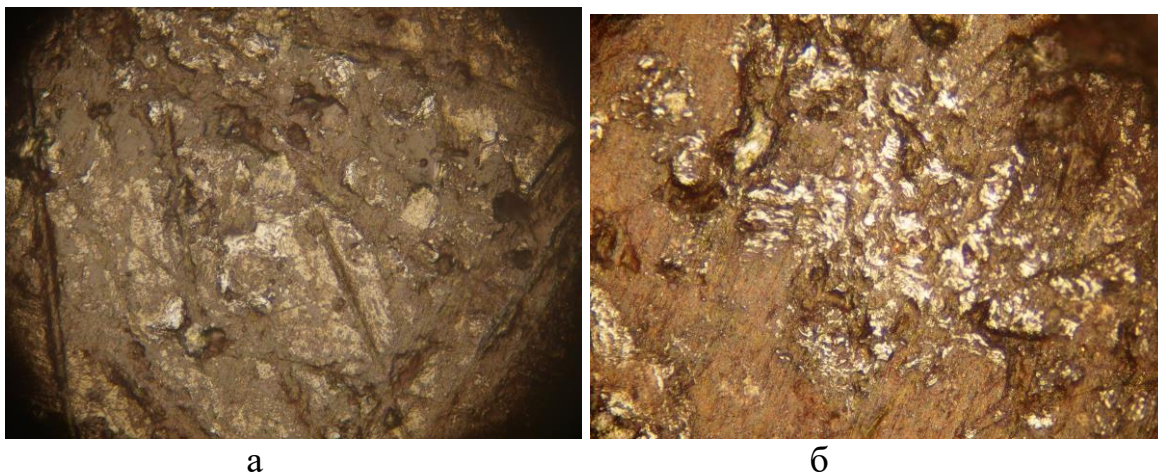


Рисунок 4 – Гематит (светло-серое) в силикатных минералах (а), в сростании с магнетитом(б) × 200

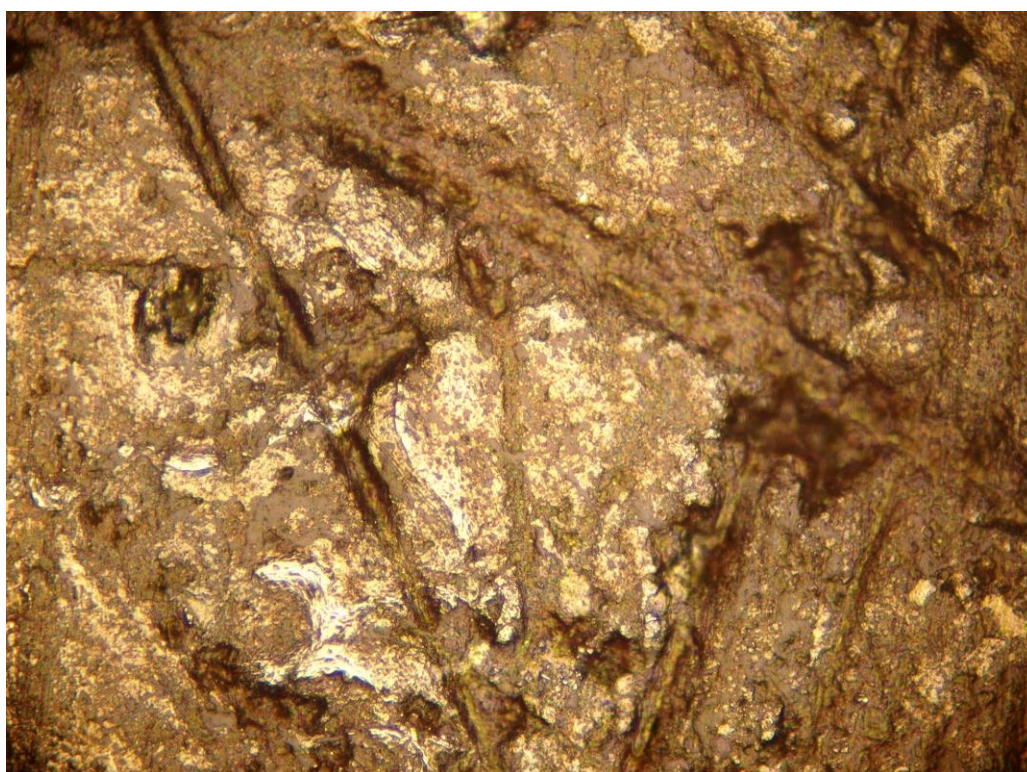


Рисунок 5 – Гематит (светло-серое) в сростании с магнетитом (белое), × 200

По сравнению с окалиной чугуна и стали, образовавшейся в атмосфере воздуха или продуктов сгорания природного газа [4 – 7], окалина чугунных секций газосборного колокола фактически всех проб содержит в той или иной степени повышенное содержание углерода (до 4,3 %), фтора и серы.



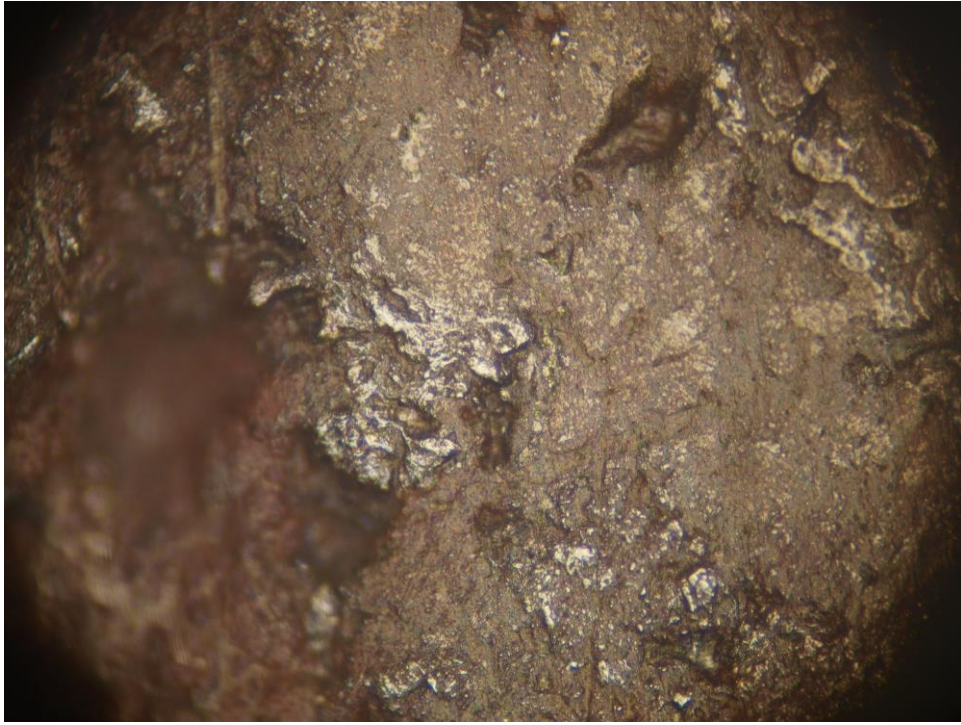


Рисунок 6 – Кристалл магнетита в силикатах, × 200

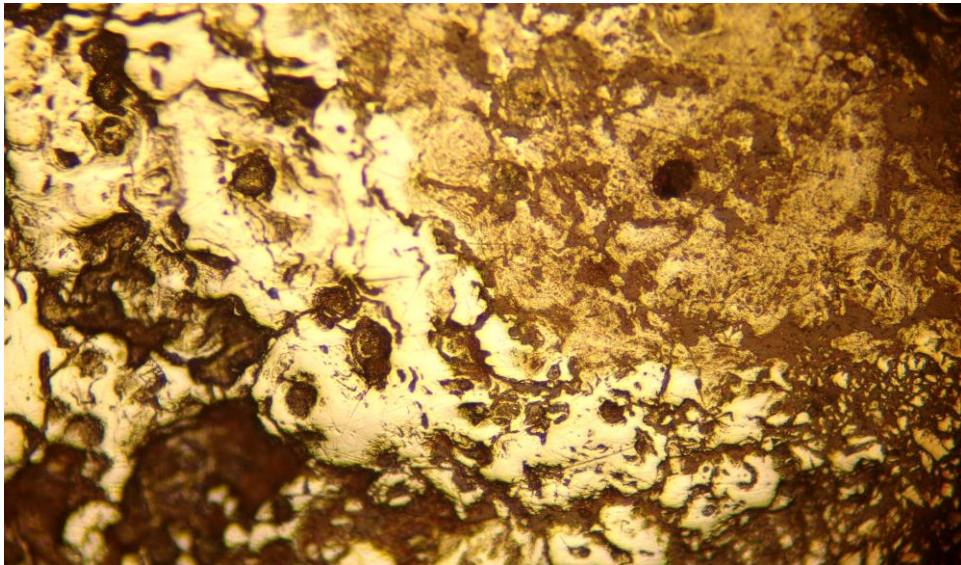


Рисунок 7 – Магнетит (светлое) в сростании с гематитом (желтое). Серое – силикаты. Гематит имеет зональное строение, × 200



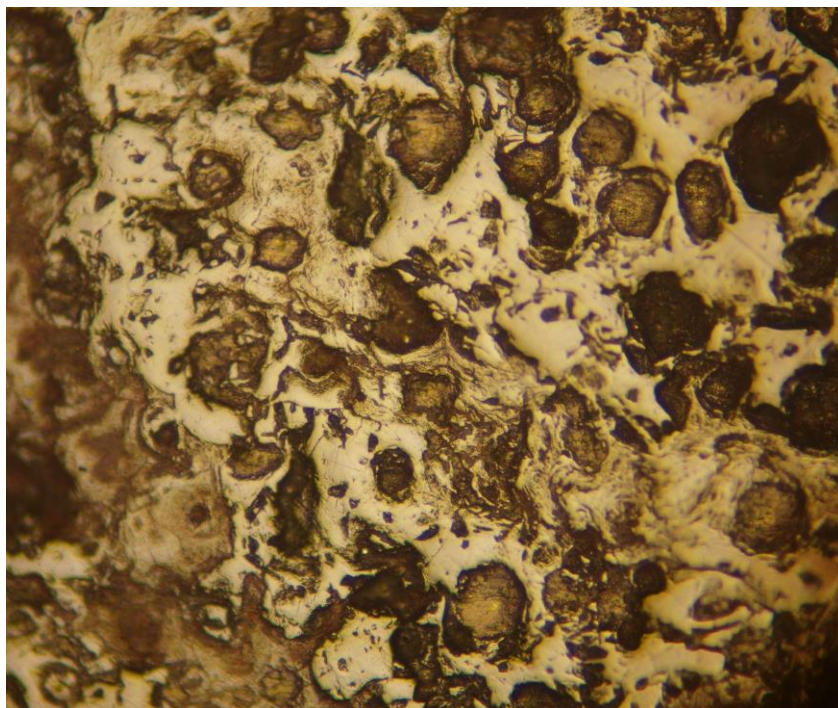


Рисунок 8 – Магнетит, × 100

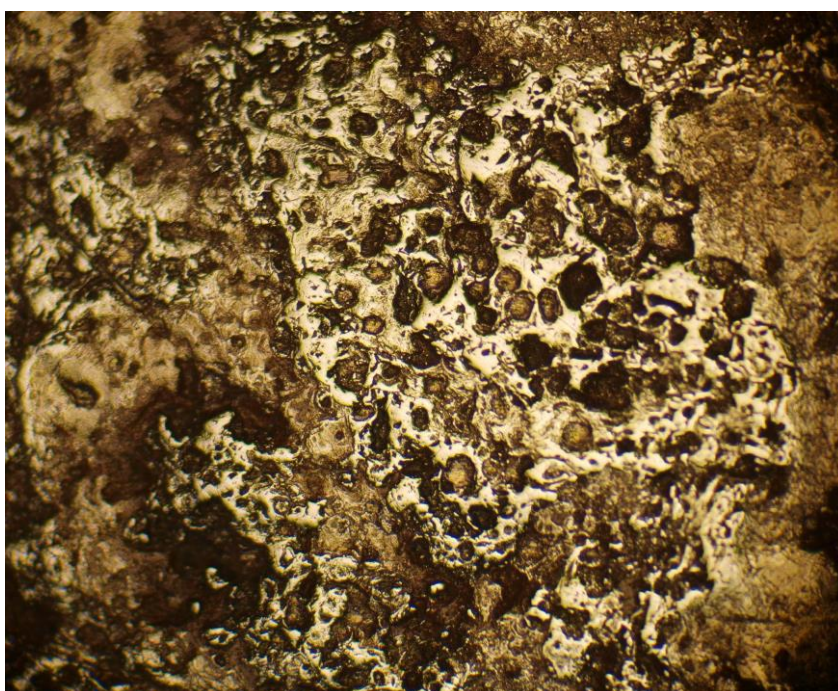


Рисунок 9 – Белое – магнетит, черное – поры, ×100



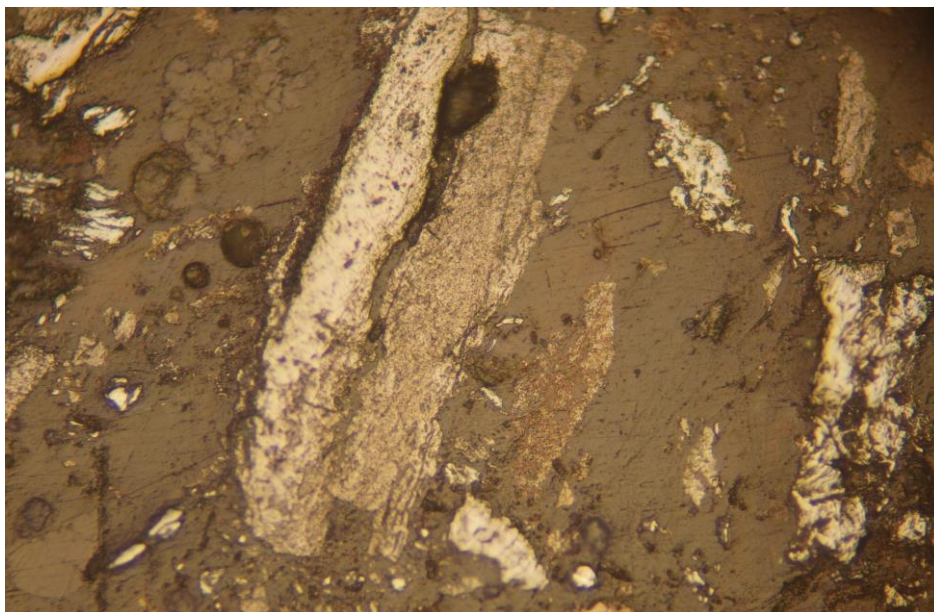


Рисунок 10 – Магнетит (светлое) в сростании с гематитом (темное). Серое – силикаты. Черное – поры,  $\times 200$

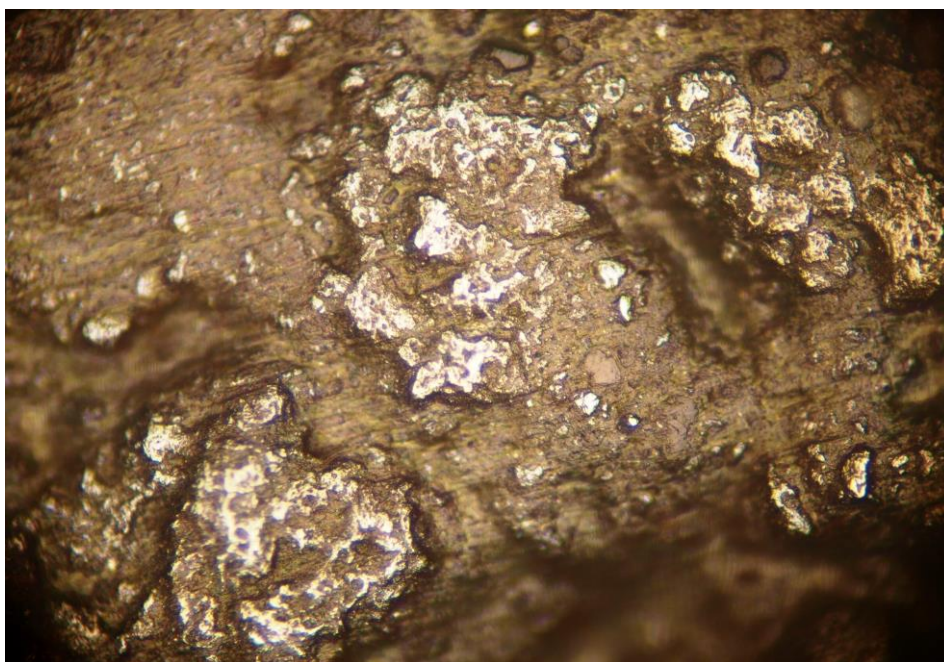
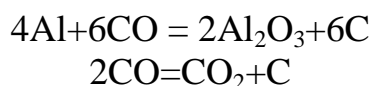


Рисунок 11 – Магнетит (светлое) в силикате,  $\times 100$

Отличительной особенностью исследованных образцов окалины является высокая дефектность, рыхлость, наличие большого количества пор трещин, нарушений сплошности, низкая адгезия к окисляемой поверхности чугуна. Это является следствием содержания в окалине различных фаз и соединений, имеющих различные коэффициенты температурного расширения.

Потенциальными источниками углерода в прослойках окалины является газовая атмосфера, которая в результате реакции взаимодействия расплавленного алюминия с CO:



в качестве одного из продуктов содержит С в форме графита или сажи, образующего угольную пену [8].

Наличие в прослойках окалина углерода связано, в том числе с параллельно протекающими процессами обезуглероживания чугуна в газовой среде, содержащей окислительные и восстановительные компоненты. По данным [9, 10] вследствие обезуглероживания оксидная пленка может частично восстанавливаться, становиться рыхлой и тонкой, наблюдается ее вспучивание и формирование наростов заполненных сажистым углеродом.

Выводы: в результате проведенных исследований установлен химический и фазовый состав продуктов высокотемпературной коррозии чугунных секций ГСК алюминиевых электролизеров ЭкоСодерберг.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Повышение эффективности укрытия электролизеров Содерберга / А.М. Виноградов, А.А. Пинаев, Д.А. Виноградов и др. // *Металлургия цветных металлов*. 2017. № 1. С. 19 – 30.
2. Минцис М.Я., Поляков П.В., Сиразутдинов Г.А. *Электрометаллургия алюминия*. – Новосибирск: Наука, 2001. – 368 с.
3. Нанесение антикоррозионных покрытий на поверхность чугунных секций газосборного колокола / А.Ф. Шиманский, В.Г. Бабкин, А.М. Погодаев и др. // *Технология металлов*. 2011. №1. С. 14 – 18.
4. Темлянцев М.В., Михайленко Ю.Е. Окисление и обезуглероживание стали в процессах нагрева под обработку давлением. – М.: Теплотехник, 2006. – 200 с.
5. Темлянцев М.В., Темлянцев Н.В. Исследование химического состава окалина пружинной стали 60С2 // *Изв. вуз. Черная металлургия*. 2005. № 2. С. 75 – 76.
6. Темлянцев М.В., Темлянцев Н.В. О некоторых особенностях состава окалина, образующейся на марганцовистых сталях при высокотемпературном нагреве // *Изв. вуз. Черная металлургия*. 2005. № 8. С. 69, 70.
7. Темлянцев М.В. Состав окалина, образующейся на стали 45Г17Ю3 при высокотемпературном нагреве // *Заготовительные производства в машиностроении*. 2006. № 1. С. 55.
8. Foosnas T., Naterstad T., Bruheim M., Grjotheim K. Anode dusting in hall-heroult cells / *Light Metals* 1986. p. 633–642.
9. Бобро Ю.Г. *Жаростойкие и ростоустойчивые чугуны*. – М.: Машгиз, 1960. – 170 с.
10. Бобро Ю.Г. *Легированные чугуны*. – М.: Металлургия, 1976. – 288 с.

Н.В. Немчинова, А.А. Яковлева, А.А. Тютрин, О.П. Гудкова

Иркутский национальный исследовательский технический университет,  
г. Иркутск, Россия

## ОПРОБОВАНИЕ ПЕСКОВ ПРИБАЙКАЛЯ В КАЧЕСТВЕ БАРЬЕРНЫХ МАТЕРИАЛОВ ДЛЯ АЛЮМИНИЕВОГО ЭЛЕКТРОЛИЗЕРА

Срок службы электролизера для получения алюминия определяется сроком эксплуатации катодного устройства. Разработка эффективных барьерных слоев, предотвращающих проникновение компонентов электролита в подкатодную область за счет образования соединений, препятствующих их просачиванию в футеровку катода, является актуальной задачей. Для оценки возможности использования песков некоторых месторождений Прибайкалья нами были изучены компонентный состав объекта исследований (в песках присутствуют  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$ ) и была оценена термодинамическая возможность взаимодействия основных составляющих песков и компонентов электролита (путем изучения изменения величины свободной энергии Гиббса в зависимости от температуры). Пески как химические барьеры состоят из проницаемых для компонентов расплава соединений, которые вступают во взаимодействие с ними и образуют новые барьеры, препятствующие или замедляющие дальнейшее проникновение расплава. Показано, что после химического взаимодействия компонентов песков с фторидом натрия образуются компоненты, способствующие застыванию расплавленной массы электролита.

The life of the electrolyzer for producing aluminum is determined by the lifetime of the cathode device. The development of effective barrier layers preventing the electrolyte components penetration into the subcathode area due to the formation of compounds that prevent their leakage into the cathode lining is an actual task. To assess the possibility of using the sands of some deposits in the Baikal region, we studied these component composition ( $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$  are present in the sands) and evaluated the thermodynamic possibility of the interaction of the sands main components the and electrolyte components (by studying the change in the free energy Gibbs depending on temperature). Sands as chemical barriers consist of compounds that are permeable to the components of the melt, which interact with them and form new barriers that impede or retard further penetration of the melt. It is shown that after the chemical interaction of the sand components with sodium fluoride, components are formed that contribute to the solidification of the molten mass of the electrolyte.

Алюминиевая промышленность является одной из ведущих отраслей российской экономики, представлена крупнейшей компанией «РУСАЛ» [1].

Получение алюминия электролизом криолит-глиноземных расплавов неуклонно развивается за счет модернизации и совершенствования технологических процессов на предприятиях по производству глинозема [2], первичного алюминия [3, 4], практическим опытом реализации проектов по расширению сырьевой базы [5, 6] и улучшению экологических показателей производства [7, 8].

Основным агрегатом для получения алюминия является электролизер. Срок службы отдельных алюминиевых электролизеров на предприятиях передовых алюминиевых фирм достигает 10 лет и более. Однако разброс продолжительности срока службы весьма существенный. На многих предприятиях даже 60 месяцев непрерывной эксплуатации считается вполне удовлетворительным результатом.

Подина электролизера является наиболее слабым местом электролизера – при длительной эксплуатации она выходит из строя раньше, чем любой другой узел ванны. Причиной этому служит проникновение агрессивных компонентов электролита и расплавленного металла в изоляционные материалы подины, что ведет к уменьшению срока службы ванны и другим негативным последствиям. В связи с этим особую роль приобретают вопросы разработки эффективных барьерных слоев, предотвращающих проникновение фторсолей в подкатодную область электролизеров производства первичного алюминия.

На сегодняшний день активно проводятся исследования и внедряются разработки по применению в качестве барьерного слоя тех или иных материалов. Установлено, что эффективным барьером проникновению расплавов металла и электролита в подкатодное пространство служит насыпной слой мелкодисперсного огнеупорного материала или смеси. Такие смеси носят название сухие барьерные смеси (СБС, по-английски «Dry-barrier Mix»), используемые для замены слоя огнеупорных кирпичей и материала подложки для установки угольных катодных блоков. СБС первоначально была разработана для использования в качестве материала подложки вместо глинозема [9]. Наблюдения показали, что ванны, имеющие СБС вместо глинозема, имеют на 20–30 % меньший расход криолита и увеличивают срок службы электролизера до 70–90 месяцев [10]. Когда фторид натрия просачивается через материалы угольной подины и соприкасается с СБС, то образуется вязкий слой на поверхности, содержащий соединения с малой проникающей способностью, что препятствует дальнейшему проникновению жидкой и паровой фазы в футеровку электролизера.

В настоящее время сформированы основные принципы подбора химического состава, физических свойств и структуры исходных материалов, обеспечивающих максимальный технический ресурс (срок службы), при создании СБС:

- содержание оксида алюминия в пределах 27,4–53,0 %;
- открытая пористость не выше 15 %, преобладание мелких закрытых пор диаметром меньше 3–5 мкм;

- отсутствие канальной пористости;
- кажущаяся плотность изделий не ниже  $2,20 \text{ г/см}^3$  и другие [10].

Опыт внедрения СБС показал, что наиболее эффективным барьером является слой из шамотной крупки с 29–36 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и 65–68 %  $\text{SiO}_2$ . Химические элементы такого барьера способны взаимодействовать с проникающими компонентами электролита с образованием твердых соединений, препятствующих разрушению цоколя. Однако классические представления о технологии огнеупоров и зарубежная практика использования футеровок алюмосиликатного состава подтверждают тенденцию повышения стойкости материалов к действию расплавов, в том числе криолитового, при увеличении содержания  $\text{SiO}_2$  и снижении содержания  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в составе огнеупоров (< 28 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ). Выпуск отечественных формованных и неформованных шамотных материалов определен сырьевой базой, то есть содержание глинозема в глинах отечественных месторождений в основном составляет 30–42 %, а СБС зарубежных производителей отвечает вышеуказанным условиям.

Так как СБС имеет более низкую теплопроводность, чем огнеупорный кирпич, присутствие слоя СБС за счет его тепловой инертности способствует выравниванию и стабилизации температурного поля в подине, уменьшая воздействие криолита на изоляционные материалы, находящиеся ниже. Заводская практика использования СБС свидетельствует, что температура на днище корпуса понижается на 30–50 % по сравнению с контрольными образцами.

Наши исследования направлены на изучение характеристик песков, отобранных в Иркутской области вблизи г. Иркутска и оз. Байкал цель возможного их использования в качестве СБС. Местами отбора песков стали районы вблизи пп. Ангасолка и Хужир, а также г. Байкальск, падь Обутеиха.

Для того чтобы установить возможность использования песков в качестве защитного слоя, нами проанализирована термодинамическая (ТД) возможность самопроизвольного протекания химических реакций взаимодействия между компонентами электролита и составляющими песков в зависимости от температуры.

Для оценки термодинамической возможности взаимодействия компонентов электролита с веществами, входящими в состав песков, был произведен расчет основных термодинамических характеристик возможных реакций взаимодействия – теплового эффекта и свободной энергии Гиббса ( $\Delta G$ ) реакций.

Тепловые поля в катодных устройствах алюминиевых электролизеров различных типов изучены достаточно подробно. Известно, что в подкатодном пространстве алюминиевого электролизера в предполагаемом месте расположения слоя СБС проходят изотермы, отвечающие температурам  $\sim 750\text{--}900 \text{ }^\circ\text{C}$ . Исходя из этого, для удобства расчета приняты температуры  $25 \text{ }^\circ\text{C}$  (298 К),  $227 \text{ }^\circ\text{C}$  (500 К),  $727 \text{ }^\circ\text{C}$  (1000 К).

С помощью рентгенофазового анализа, выполненного на дифрактометре D8 ADVANCE («Bruker», Германия), оснащенном зеркалом Гёбеля и детектором VANTEC-1 PSD, установлено, что состав анализируемых образцов песков представлен следующими соединениями:  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,

Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, SiO<sub>2</sub>. В песках содержится 32,1–46 % Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и 23,23–59,29 % SiO<sub>2</sub>. Основными компонентами промышленного электролита являются Al, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, AlF<sub>3</sub>, NaF, CaF<sub>2</sub>, MgF<sub>2</sub>, Na<sub>3</sub>AlF<sub>6</sub>, Na<sub>5</sub>Al<sub>3</sub>F<sub>14</sub>.

С учетом принадлежности веществ к тому или иному классу химических соединений можно составить ряд возможных химических превращений и определить термодинамические характеристики реакций их взаимодействия. На рис. 1–3 приведены зависимости изменения величины свободной энергии Гиббса ( $\Delta G$ ) от температуры.

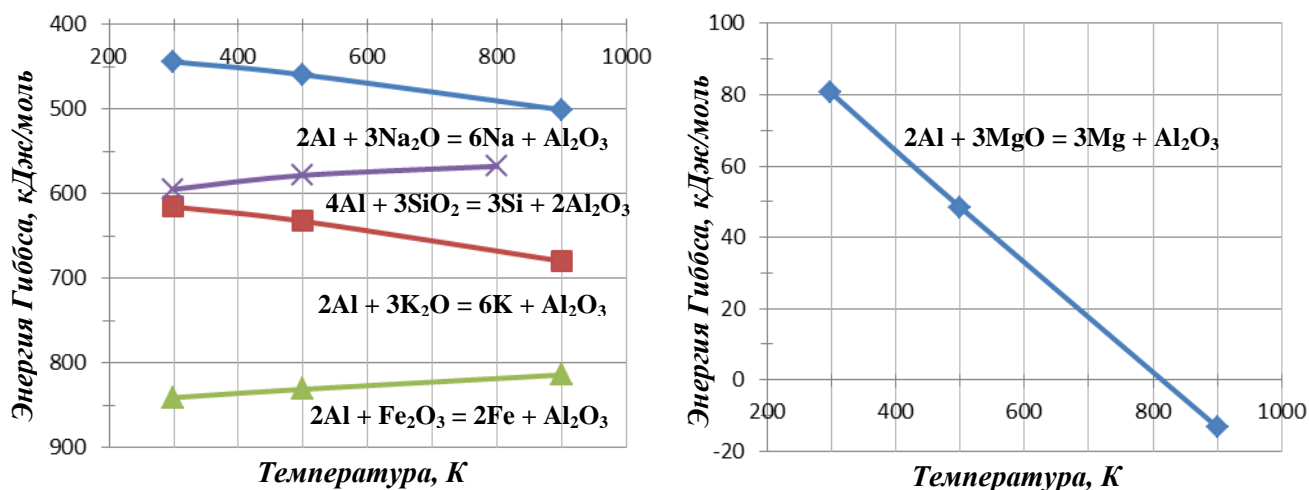


Рисунок 1 – Взаимодействие металлического алюминия с оксидами песков

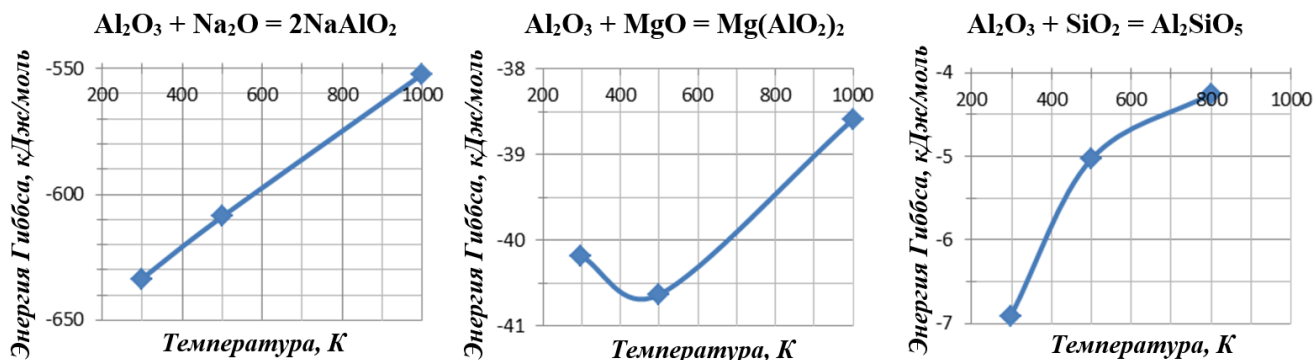


Рисунок 2 – Взаимодействие оксида алюминия с оксидами песков

Из рисунка 1 можно сделать вывод, что при взаимодействии металлического алюминия с основными оксидами из состава песков, зависимость  $\Delta G = f(T)$  имеет тенденцию с увеличением температуры принимать все более отрицательные значения, что говорит о повышении ТД возможности протекания этих реакций. Следует отметить, что взаимодействие между алюминием и оксидом магния становится возможным при достижении температуры ~ 810–820 °С.



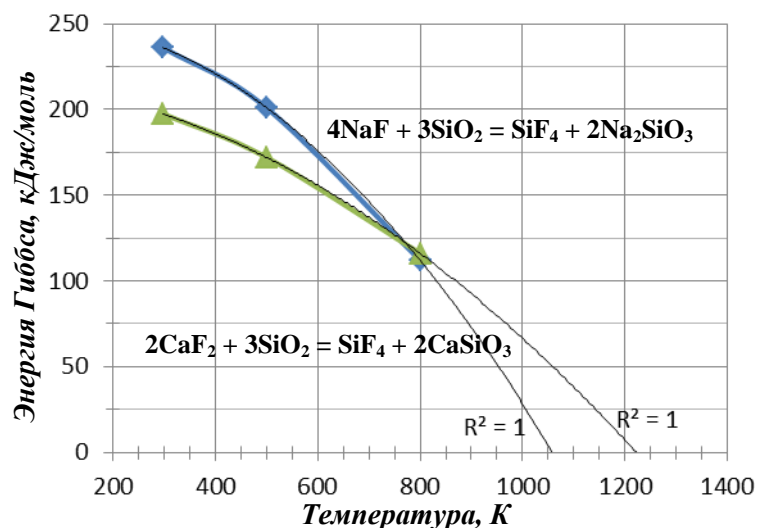


Рисунок 3 – Взаимодействие компонентов электролита с оксидами песков

При взаимодействии же металлического алюминия с амфотерными оксидами с повышением температуры величины  $\Delta G$  имеют склонность принимать все менее отрицательные значения. Тем не менее, для температур, характеризующих тепловое поле зоны расположения СБС при электролизе, величины  $\Delta G$  находятся в области отрицательных значений, что подтверждает возможность существования данных реакций.

При взаимодействии оксида алюминия с оксидами, входящими в состав песков, с увеличением температуры величина  $\Delta G$  стремится в область более положительных значений. Однако, все реакции при температурах, существующих в области нахождения слоя СБС при электролизе криолит-глиноземного расплава, возможны, так как имеют отрицательные значения величины  $\Delta G$ .

График зависимости  $\Delta G = f(T)$  реакций взаимодействия фторидов электролита с оксидами из состава песков показывает, что при температурах 25 °C (298 K), 227 °C (500 K), 527 °C (800 K) самопроизвольное протекание данных реакций невозможно, величины  $\Delta G$  находятся в области положительных значений. Однако можно предположить, что по достижению определенных температур взаимодействия могут быть осуществимы.

Таким образом, из тех реакций, что были рассмотрены, как возможных взаимодействий компонентов криолит-глиноземного расплава с составляющими СБС, присутствуют те, протекание которых как термодинамически возможно, так и невозможно. Видно, что вещества, входящие в состав песков, преимущественно реагируют с металлическим алюминием и его оксидом. Химическое взаимодействие между компонентами песков и солевыми компонентами электролита, как показали расчеты, невозможно.

Пески как химические барьеры состоят из проницаемых для компонентов расплава материалов, которые вступают во взаимодействие с ними и образуют новые барьеры, препятствующие или замедляющие дальнейшее проникновение расплава. После химического взаимодействия компонентов пес-



ков с фторидом натрия образуются компоненты, способствующие застыванию расплавленной массы. То есть будет образован некий защитный «экран», который будет тормозить проникновение расплава в нижележащие слои, тем самым сохраняя их целостность и продлевая срок их службы.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Крюковский В.А., Минцис М.Я., Поляков П.В., Сиразутдинов Г.А. Эволюция российской технологии производства алюминия электролизом // Цветные металлы и минералы 2017: сб. докладов девятого Международного конгресса (г. Красноярск, 11-15 сентября 2017 г.). – Красноярск. – 2017. – С. 227-232.
2. Medvedev V.V, Akhmedov S.N. Evolution of the Technology for the Production of Alumina from Bauxites // Light Metals. – 2014. – P. 5–9. DOI: 10.1007/978-3-319-48144-9\_1.
3. Mann V., Buzunov V., Pitertsev N., Chesnyak V., Polyakov P. Reduction in Power Consumption at UC RUSAL’s Smelters 2012–2014 // Light Metals. – 2015. – P. 757–762. DOI: 10.1007/978-3-319-48248-4\_128.
4. Радионов Е.Ю., Немчинова Н.В., Третьяков Я.А. Моделирование магнитогидродинамических процессов в электролизерах при получении первичного алюминия // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2015. – №7 (102). – С. 112–120.
5. Шепелев И.И., Сахачев А.Ю., Жижаев А.М., Дашкевич Р.Я., Головных Н.В. Извлечение ценных компонентов из алюмосиликатных природных и техногенных материалов при получении глинозема способом спекания // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2018. – Т.22, № 4. – С. 203–214. DOI: 10.21285/1814-3520-2018-4-202-214.
6. Бричкин В.Н., Черкасова М.В., Гуменюк А.М. [Спекание известняково-нефелиновой шихты с добавкой рисчорритовых пород Хибинского массива](#)// Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2016. – Т. 2, № 2. – С. 94–100.
7. Patrin R.K., Bazhin V.Y. Spent Linings from Aluminum Cells as a Raw Material for the Metallurgical, Chemical, and Construction Industries // Metallurgist. – 2014. – Vol. 58. – Iss.7-8. – P. 625–629. DOI: 10.1007/s11015-014-9967-2.
8. Зенкин Е.Ю., Гавриленко А.А., Немчинова Н.В. О переработке отходов производства первичного алюминия ОАО «РУСАЛ Братск» // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2017. – Т. 21, № 3. – С. 123–132. DOI: 10.21285/1814-3520-2017-3-123-132.
9. Юрков А.Л. Огнеупоры и углеродные катодные материалы для алюминиевой промышленности. – Красноярск: Бона компании, 2005. – 258 с.
10. Сакулин А.В., Маргишвили А.П., Гершкович С.И., Иксанова А.Н., Скурихин В.В. Теплоизоляционные и барьерные материалы для футеровки катодов электролизеров. Цветные металлы и минералы 2018: сб. докладов девятого Международного конгресса (г. Красноярск, 10-14 сентября 2018 г.). Красноярск, 2018. – С. 430–435.

**ПОРОШКОВАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ  
И КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ**

Г.В. Галевский, В.В. Руднева, А.Е. Аникин, Т.И. Алексеева  
ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк, Россия

## ИССЛЕДОВАНИЕ МЕХАНИЗМА ОБРАЗОВАНИЯ КАРБИДА ЦИРКОНИЯ В УСЛОВИЯХ ПЛАЗМЕННОГО ПОТОКА АЗОТА

Методом зондовой диагностики проведено изучение особенностей восстановления и карбидизации диоксида циркония природным газом в плазменном азотно-водородном потоке включающее исследование температурной зависимости составов конденсированных и газообразных продуктов карбидообразования, состава, размера и морфологии наночастиц карбида циркония, масс-спектр продуктов, десорбированных с их поверхности при вакуумтермической обработке.

By means of probe diagnostics, a study was carried out on features of reduction and carbidization of zirconium dioxide with natural gas in a plasma-change nitrogen-hydrogen flow, which includes a study of temperature dependence of compositions of condensed and gaseous products of carbide formation, composition, size and morphology of zirconium carbide nanoparticles, mass spectrum of products desorbed from their surface during vacuum-thermal treatment.

**Введение.** В 2018 году в мире произведено свыше 16 млрд. т стали – самого массового конструкционного материала. В структуре конструкционных материалов на долю сплавов на основе железа приходится 95%, цветных металлов и сплавов – 4%, всех остальных – менее 1%. Однако последняя группа представлена материалами специального назначения, достаточно широка по номенклатуре и жизненно необходима современной цивилизации. В нее входят материалы, соответствующие критериям «тугоплавкость», «сверхтвердость», «жаростойкость» и «жаропрочность», без которых невозможно решение многих инновационных научно-технологических и конструкторских задач [1, 2]. Поэтому в этой группе важное место занимают материалы на основе карбидов, боридов, нитридов, силицидов и их композиций [2-5]. В развитии их национальной технологической базы можно выделить следующие этапы. В 50-60-е годы в основном усилиями Института проблем материаловедения и Института сверхтвердых материалов НАН Украины исследованы свойства и разработаны технологии их производства и применения. В 70-80-е годы рядом территориальных научных центров на базе академических институтов в Москве, Киеве, Риге, Новосибирске предприняты усилия по развитию производства и применения этих материалов в высокодисперсном состоянии. 2000-е ознаменовались

технологическим подъемом, который продолжается до сих пор и охватывает освоение нанотехнологий и наноматериалов на новом витке.

В настоящее время по объему проводимых нанотехнологических исследований Россия входит в лидирующую группу, но значительно уступает по производству нанопродукции и ее экспорту. В соответствии с президентской инициативой от 24 апреля 2007 г. «Стратегия развития nanoиндустрии» создана система государственной поддержки этого научно-прикладного направления, обеспечивающая объединение ресурсов государства и частного бизнеса и их концентрацию, развитие национальной нанотехнологической инфраструктуры, повышение эффективности коммерциализации наноразработок и их трансферта, фокусирование усилий на наиболее привлекательных в коммерческом плане направлениях. В число таких направлений входят функциональные, конструкционные и композиционные наноматериалы. Представляется, что в условиях начавшегося в XXI столетии нанотехнологического подъема развитие исследования в направлении организации промышленного плазмометаллургического производства высокотемпературных химических соединений и определения приоритетных сфер их применения в керамических, гальванических, металлургических и других технологиях является важной научной и народно-хозяйственной задачей, соответствующей Государственной программе «Развитие науки и технологий на период до 2020 года».

Выбор в качестве объекта исследования технологии карбида циркония обусловлен благоприятным сочетанием у него таких практически значимых свойств, как твердость, тугоплавкость, коррозионная стойкость в жидких, газовых и металлических средах, износостойкость [3-5]. Это делает его востребованным в металлокерамических, инструментальных, конструкционных, огнеупорных и абразивных материалах и покрытиях [6-12]. Наряду с этим представляется реальным значительное повышение эксплуатационных свойств материалов и покрытий при применении карбида циркония в нанокристаллическом состоянии [13-18], что обуславливает необходимость развития отечественной нанотехнологии карбида циркония. В связи с этим исследование и технологическая реализация процессов карбидообразования при плазмометаллургической переработке цирконий-углеродсодержащего сырья является важной научно-практической задачей, имеющей большое значение для развития производства многофункциональных соединений циркония, а также эффективного решения инновационных задач прикладного материаловедения.

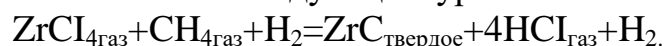
Целью настоящей работы является изучение особенностей восстановления и карбидизации диоксида циркония природным газом в плазменном потоке азота.

**Состояние вопроса.** Анализ технологических решений, реализуемых в производстве карбида циркония [17], свидетельствует о том, что он может быть получен при высокотемпературной обработке порошкообразной шихты без плавления компонентов ( $ZrO_2+C$ ), кристаллизацией расплава ( $ZrO_2 \cdot SiO_2+C$ ), осаждением из парогазовой фазы ( $ZrCl_4+CH_4+H_2$ ). При этом механизм карбидообразования в различных способах получения разных и

определяется в первую очередь составом и состоянием шихты, кинетическими факторами реализуемых процессов – крупностью порошков реагентов, их чистотой, температурой, общим давлением в реакционном объеме, изотермичностью реактора, выбором газовой среды и др.

Так, карботермическое восстановление  $ZrO_2$  сопровождается образованием оксикарида. Поэтому лучшие результаты достигаются при проведении процесса в вакууме. За счет непрерывного удаления монооксида углерода и смещения равновесия реакции в сторону образования  $ZrC$  температура восстановления снижается до 2173 К, уменьшается содержание свободного углерода в  $ZrC$ , исключается его окисление и азотирование. Механизм процессов в этом случае определяется термодинамической устойчивостью оксидов и упругостью паров оксидов и субоксидов.

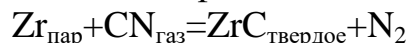
При образовании  $ZrC$  осаждением из газовой фазы, основанном на взаимодействии газообразных и легколетучих соединений циркония и углерода в присутствии водорода, последовательно и параллельно реализуется целая совокупность физических и химических процессов. Механизм карбидообразования включает переход твердых и жидких исходных веществ в парообразное состояние, пиролиз или восстановление химических соединений, содержащих цирконий и углерод или оба этих компонента одновременно, до ионного или атомарного их состояния, газофазную и гетерофазную диффузию компонентов в реакционной зоне, непосредственное химическое взаимодействие между ними, гетерогенное зародышеобразование  $ZrC$  и рост его кристаллов, отвод из газовой фазы побочных продуктов. Один из вариантов газофазного получения  $ZrC$  может быть описан следующим уравнением



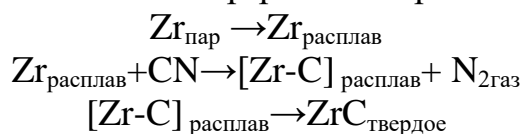
При получении  $ZrC$  в условиях плазменного потока возможности изучения процесса карбидообразования весьма ограничены, что обусловлено следующими причинами: 1) чрезвычайно высокие температуры: среднemasовая температура составляет 2000÷5400 К; 2) высокие скорости движения турбулентной реакционной химически активной смеси – (40÷60 м/с); 3) кратковременность процесса, оценивается на уровне 15 мс; 4) крайне ограниченный объем реакционной зоны, составляющий 0,0001 м<sup>3</sup>; 5) практическая недопустимость реакционной зоны для зондовой диагностики ввиду значительного возмущающего воздействия водоохлаждаемого зонда, технически исполнимого с наружным диаметром не менее  $0,6 \cdot 10^{-2}$  м; 6) сложный состав газовой фазы, подлежащей определению только после закалки и, возможно, при этом изменяющейся. В то же время изучение механизма карбидообразования наряду с научной имеет важное прикладное значение, поскольку позволяет установить возможность управления содержанием примесей, в том числе содержание свободного углерода.

**Научные гипотезы.** Результаты термодинамического моделирования процессов карбидообразования, описанные в работе [18], позволяют выдвинуть две научные гипотезы образования  $ZrC$  в условиях плазменного потока азота:

- при взаимодействии в газовой фазе по схеме «пар-кристалл»



- при взаимодействии цирконийсодержащего металлического аэрозоля с газообразным цианом по схеме «пар-расплав-кристалл»



**Методика исследования.** При проведении исследований использовалось порошкообразное сырье и технологические газы, имеющие следующие характеристики и составы: диоксид циркония ЦрО (ГОСТ 21907 – 76 изм.) с содержанием  $\text{ZrO}_2$  99,2 % крупностью 2÷5 мкм, природный газ, содержащий, %: 93,6 метана, 3,0 этана, 2,2 пропана, 1,2 бутена; технический азот (ГОСТ 92,923, изм.), содержащий 0,8 % кислорода. Плазмосинтез проводился в трехструйном прямоточном вертикальном реакторе с мощностью 150 кВт, устройство и характеристики которого подробно описаны в [19, 20]. Для снижения температурного градиента в пристеночной низкотемпературной зоне канала рекатора изнутри по всей длине футеровали керамическими цилиндрическими вставками из  $\text{ZrO}_2$  толщиной 0,05 м и внутренним диаметром 0,054 м. При расходе газа-теплоносителя (азота) 32,5 кг/ч удельная электрическая мощность в реакторе составляет 2140 МВт/м<sup>3</sup>, температура потока в зоне соударения плазменных струй – 5400 К, на выходе потока из реактора в закалочную-осадительную камеру 1000-2000 К. Плазмосинтез проводился при массовой расходной концентрации диоксида циркония 0,1 кг/кг газа-теплоносителя.

Для подтверждения гипотетических представлений, накопления и анализа необходимой научной информации были проведены следующие исследования:

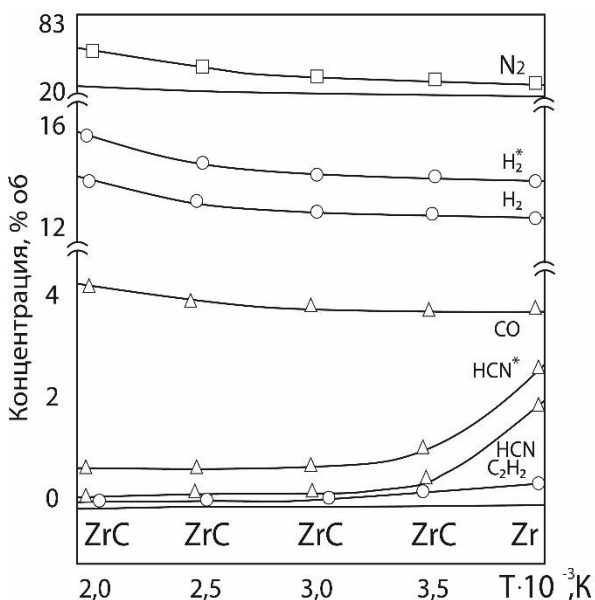
1) Изучена температурная зависимость состава газообразных и твердых продуктов плазмосинтеза. Для этого процесс проводили в реакторе различной длины – от 6 до 24 калибров, что позволило изменять температуру закалки продуктов от 4000 до 2000 К и осуществлять ее при истечении плазменного потока из реактора в закалочную-осадительную камеру со скоростью 10<sup>4</sup>-10<sup>5</sup> градусов/с. При каждой температуре закалки с помощью зонда отбирались пробы газопорошковой смеси. Для этих целей использовался стальной интенсивно охлаждаемый зонд (расход воды 0,050 кг/с), выполненный в виде трубки с внутренним диаметром 0,006 м и длиной 0,5 м, последовательно соединенной с фильтром, пипеткой, расходомером и вакуумным насосом КВН-8, создающим разрежение до 20 кПа. Зонд устанавливается на удаление 1 калибр от входа плазменного потока в осадительную камеру ортогонально потоку таким образом, чтобы его газообразное отверстие совпадало с осью реактора. При зондировании скорость закалки газопорошковой смеси составляла порядка 5·10<sup>4</sup> градусов/с. Фильтр выполнялся из двух соприкасающихся основаниями конусов, разделенных фильтрующей перегородкой из стальной сетки саржевого плетения марки С-120 и обеспечивал выделение пробы по-

рошков, предохраняя их от контакта с воздушной атмосферой. Нанопродукты, уловленные в фильтре, анализировались для определения фазового и химического составов (рисунок 1). При каждой температуре пробы отбирались трижды с интервалом 10 минут с усредненным результатом количественных определений. Проба обеспыленного газового потока отбиралась в пипетку. Состав газовой фазы определялся хроматографически (рисунок 1). Кривые  $\text{H}_2^*$  и HCN соответствуют 1,5-кратному избытку природного газа.

2) изучен с помощью масс-спектрометрического анализа состав продуктов термодесорбции образцов, отобранных при зондировании (таблица 1).

3) Изучена с помощью растровой электронной микроскопии морфология наночастиц ZrC (рисунок 2).

**Аналитическое обеспечение экспериментальных исследований.** Порошкообразные продукты, уловленные в фильтре, исследовались с использованием рентгеновского, химического, масс-спектрометрического, термогравиметрического и электронно-микроскопического анализов, метода БЭТ для определения удельной поверхности, а газообразные – с использованием хроматографического анализа. Рентгеновский, химический, термогравиметрический и хроматографический анализы выполнялись в центрах коллективного использования (ЦКП) «Материаловедение» СибГИУ, определение удельной поверхности – в ЦКП «Томский материаловедческий центр коллективного пользования» ТГУ, масс-спектрометрический и электронно-микроскопический анализы – в ЦКП НИТУ «МИСиС» «Материаловедение и металлургия». При всех определениях использовалось метрологически обеспеченное приборно-аналитическое оборудование.



$\bar{a} \pm \Delta a$	Температура, К			
	2000	3000	3500	4000
$\text{H}_2$	$13,84 \pm 0,54$	$13,62 \pm 0,49$	$13,00 \pm 0,61$	$12,62 \pm 0,58$
HCN	$0,32 \pm 0,03$	$0,48 \pm 0,05$	$0,62 \pm 0,05$	$1,90 \pm 0,06$
$\text{H}_2^*$	$15,62 \pm 0,82$	$15,30 \pm 0,78$	$14,93 \pm 0,67$	$14,73 \pm 0,73$
HCN*	$0,82 \pm 0,04$	$0,98 \pm 0,05$	$1,15 \pm 0,05$	$2,75 \pm 0,12$
$\text{N}_2$	$82,50 \pm 1,47$	$82,01 \pm 1,51$	$81,72 \pm 1,49$	$81,23 \pm 1,56$
CO	$3,96 \pm 0,22$	$3,92 \pm 0,16$	$3,81 \pm 0,24$	$3,82 \pm 0,15$
$\text{C}_2\text{H}_2$	$0,42 \pm 0,04$	$0,39 \pm 0,03$	$0,50 \pm 0,06$	$0,49 \pm 0,05$

( $\bar{a} \pm \Delta a$  – средние арифметические значения доверительного интервала концентраций)

Рисунок 1 – Температурная зависимость состава газообразных и фазового состава твердых продуктов взаимодействия диоксида циркония с природным газом в потоке азотной плазмы

Таблица 1 – Состав и количество продуктов вакуумной термодесорбции образцов карбида циркония, неконтактирующего с атмосферой

Характеристика	Карбид циркония
Химический состав, %:	
- карбид циркония (ZrC)	94,12 – 93,61
- диоксид циркония (ZrO <sub>2</sub> )	4,56 – 5,27
- углерод свободный (C <sub>своб</sub> )	1,32 – 1,12
- азот (N)	1,87 – 2,12
Удельная поверхность, м <sup>2</sup> /кг	22 000 – 28 000
Размер* частиц, нм	40 – 52
Молекулярные массы продуктов термодесорбции	2,, 13 – 16, 26 – 28, 32 – 36
Предполагаемый состав продуктов термодесорбции	H <sub>2</sub> , CH, CH <sub>2</sub> , CH <sub>3</sub> , C <sub>2</sub> H <sub>2</sub> , CN, HCN, N <sub>2</sub> , CO, O <sub>2</sub>
Количество термодесорбированных продуктов, %	1,44

\* – рассчитывался по величине удельной поверхности

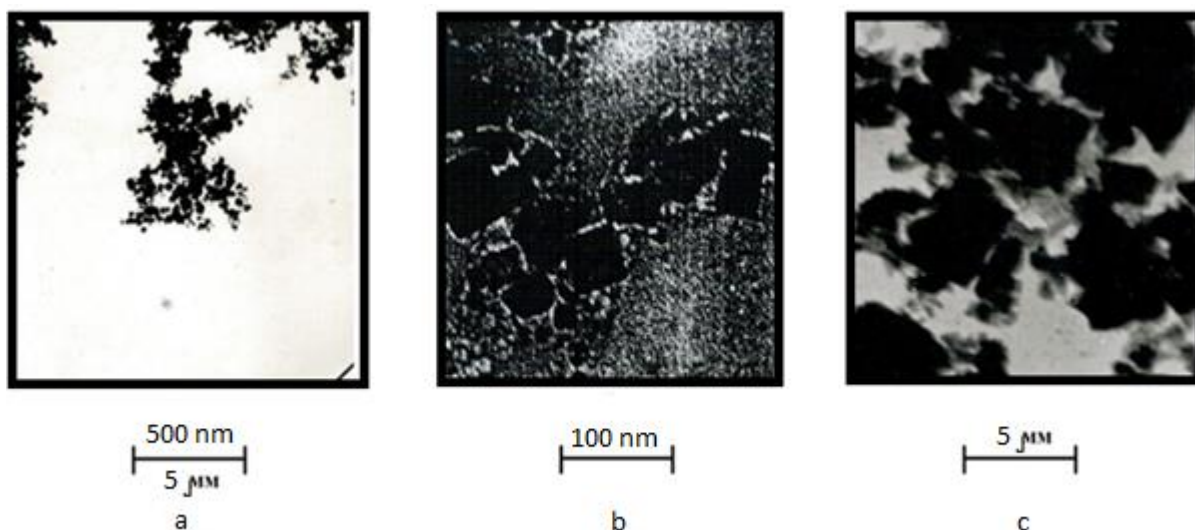


Рисунок 2 – Микрофотографии нано- (a,b) и микро- (c) порошка карбида циркония (a – ПЭМ, b – РЭМ, c – ПЭМ)

Рентгеновский анализ проводился на дифрактометре Shimadzu XRD-6000 (излучение K $\alpha$  меди). Фазовый состав исследовался в диапазоне углов  $2\theta=80-90^{\circ}$ .

Последовательность проведения анализов и расчетов при определении химического состава нанопорошка карбида циркония представлена в виде схемы на рисунке 3. При химическом анализе определялись содержание общего циркония, кислорода, азота, связанного и общего углерода, после чего рассматривалось содержание обнаруженных в продуктах синтеза рентгеновским



методом элементов и веществ. Содержание общего циркония определялось весовым купфероновым методом, кислорода и азота – методом высокотемпературной экстракции, содержание общего и связанного в карбид циркония – сжиганием навески с наноксидом меди в токе кислорода при температурах 1473 и 853 К соответственно с последующим поглощением выделившихся газов и кулонометрическим титрованием образовавшихся растворов на приборе АН-801 Е. Содержащийся в карбиде свободный углерод определялся как

$$C_{\text{своб.}}, \% = C_{\text{общ.}}, \% - C_{\text{связ.}}, \%$$

Содержание карбида определялось расчетным методом по количеству связанных циркония и углерода.

Дисперсность продуктов плазмообработки определялась методами просвечивающей и растровой микроскопии (ПЭМ, РЭМ) При подготовке порошком исследований методом ПЭМ использовали стандартные медные сетки с аморфной углеродной подложкой. Исследуемый порошок помещали в гептан ( $\text{CH}_3(\text{CH}_2)_5\text{CH}_3$ ). Суспензию, содержащую нанодисперсные частицы, диспергировали в ультразвуковой ванне в течение 10 минут с частотой 22 кГц. Несколько капель полученной суспензии переносили на предметную сетку, микрофотографии карбида циркония получали на просвечивающем электронном микроскопе высокого разрешения JEM-2100 с ускоряющим напряжением 200 кВ. Исследования методом РЭМ проводили на сканирующем электронном микроскопе JSM-6480 LV с ускоряющим напряжением 0,5 – 30 кВ, разрешением 0,1 нм при 15 кВ и 0,22 нм при 1 кВ и увеличением до 300000. Низковакуумный режим работы позволяет исследовать образцы без напыления токопроводящим слоем.

Определение удельной поверхности проводилось на анализаторе TRISTAR 3020 и методом низкотемпературной адсорбции азота. В основе метода – анализ сорбции газа исследуемым порошком при постоянной криогенной температуре и постепенном повышении давления. Образец помещают в

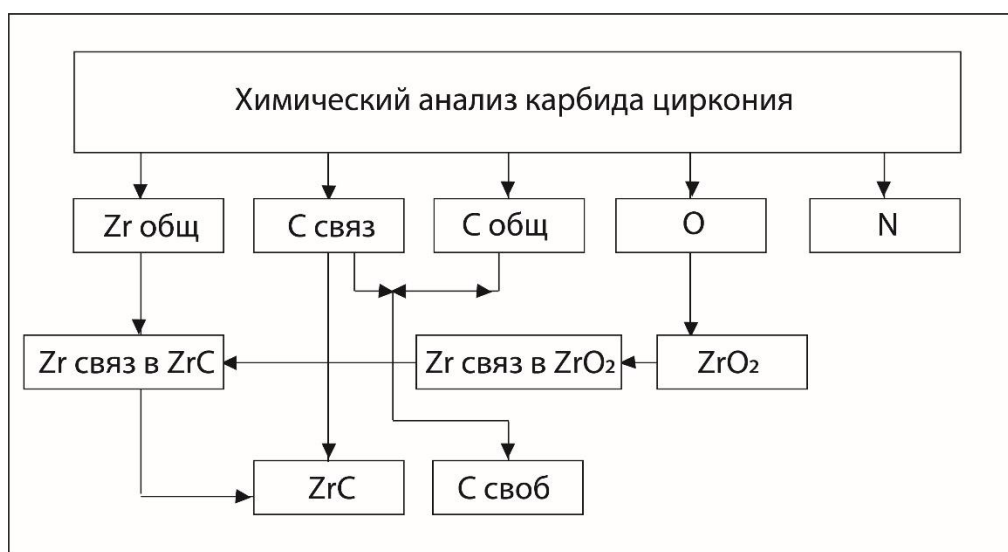


Рисунок 3 – Последовательность проведения анализов и расчетов при определении химического состава карбида циркония

порт предварительной подготовки и дегазировали при температуре до 673 К в вакууме. Далее образец перемещали в измерительный порт и охлаждали до 77 К, заполняли порт сорбирующимся газом (азотом) и постепенно увеличивали давление. На основании полученных результатов (падение давления в результате адсорбции, объем поглощенного газа) рассчитывалась удельная поверхность по методу БЭТ.

Состав газов, адсорбированных твердыми продуктами плазмосинтеза, определялся методом термодесорбционной масс-спектрометрии. Исследование состава газов, основанное на анализе эмиссии вторичных ионов, испущенных из мишени при ионной бомбардировке, проводилось на масс-спектрометре РНІ-6600.

Состав газообразных продуктов плазмосинтеза исследовался методом газовой хроматографии. Для определения содержания газов  $\text{CH}_4$ ,  $\text{C}_2\text{H}_2$ ,  $\text{C}_2\text{H}_4$ ,  $\text{C}_2\text{H}_6$ ,  $\text{C}_3\text{H}_8$ ,  $\text{C}_3\text{H}_6$ ,  $\text{C}_{10}\text{H}_{10}$ , цис- и трансбутана, изобутилена использовался хроматограф марки «Цвет-600» с плазменно-ионизированным детектором с автоматическим поджигом пламени, колонка стеклянная спиральная – длина 2 м, внутренний диаметр 0,003 м, носитель – Инертон-Супер с размером частиц 0,12-0,16 мм и неподвижной фазой 5 % ХЕ-60. Для определения содержания газов  $\text{N}_2$ ,  $\text{H}_2$ ,  $\text{O}_2$ ,  $\text{CO}$ ,  $\text{CO}_2$ ,  $\text{C}_2\text{N}_6$ ,  $\text{HCN}$  использовался хроматограф марки «Кристалл 5000.2» с детектором по теплопроводности. Использовались 6 насадочных колонок из стекла, нержавеющей стали, тефлона. Габариты колонок: длина от 1 до 3 м; наружный диаметр 0,004 м. Адсорбенты (ОСТ 39-237-89): первая колонка – силикагель МСА; вторая – молекулярные сита СаС; третья – хромосорб W + 15 % динонилфталата; четвертая – полихром 1, пропитанный 10% ТЦЭП (трис (бета-цианэнтокси) пропан) от веса носителя; пятая колонка – цезит 545 плюс 30 % динонилфталата; шестая колонка полихром 1 плюс 25 % триацетата глицерина.

**Обсуждение результатов.** Анализ полученных результатов подтверждает присутствие в азотно-водородном потоке газообразных азот-углеродных и углеводородных соединений, рекомбинирующих, по-видимому, в процессе закалки в циановодород и ацетилен. В масс-спектрах продуктов вакуумной термодесорбции обнаружены компоненты с молекулярными массами 13, 14, 15 и 26, 27, предположительно соответствующие  $\text{CH}$ ,  $\text{CH}_2$ ,  $\text{CH}_3$ ,  $\text{C}_2\text{H}_6$ ,  $\text{CN}$ ,  $\text{CHN}$ . Составление температурной зависимости концентрации  $\text{HCN}$  и  $\text{HCN}^*$  и изменение фазового состава уловленных порошкообразных продуктов подтверждает безусловное участие цианистых соединений в карбидообразовании. В то же время изучение формы и размера  $\text{ZrC}$ , полученных частиц, однозначно указывает на формирование их по механизму «пар-кристалл».

Полученные результаты и их обсуждение делает возможным описание процесса карбидообразования в виде следующей схемы, включающей 3 основные температурно-пространственные зоны, и представленной на рисунке 4.

Зона 1 соответствует температурному интервалу 5400-4000 К. В ней протекают процессы тепло- и массообмена и формирование реакционной сме-

си заданного состава: пиролиз природного газа, активное перемешивание азотно-водородного плазменного потока и порошкообразной шихты, нагрев, плавление и испарение диоксида циркония, образование циана.

Зона 2 соответствует температурному интервалу 4000-2600 К. Характерная особенность зоны – существенное снижение концентрации в газовом потоке циановодорода, соответствующее появлению в продуктах ZrC. Это позволяет с достаточно большой вероятностью предположить протекание процесса карбидообразования при взаимодействии в газовой фазе.

Характер изменения концентрации HCN с температурой при 1,5 избытке природного газа подтверждает устойчивость его в пределах температурной зоны и свидетельствует о реальной возможности ограничения содержания свободного углерода в карбиде циркония. Пробы карбида циркония, отобранные при температурах 4000 и 2500 К, соответствуют расчетным составам  $ZrC_{0,85}N_{0,02}$  и  $ZrC_{0,90}N_{0,04}$ , что позволяет предположить возможность карбидизации, образовавшихся в газовой фазе дефицитных по углероду, наночастиц ZrC циановодородом, концентрация которого в газовой фазе в этой области температур остается высокой. Для оценки вероятности карбидизации кристаллических карбидных частиц в результате диффузии атомов углерода с поверхности в объем частицы было использовано решение одномерного уравнения нестационарной диффузии в полубесконечное пространство при заданной постоянной концентрации на поверхности ( $C_0$ )

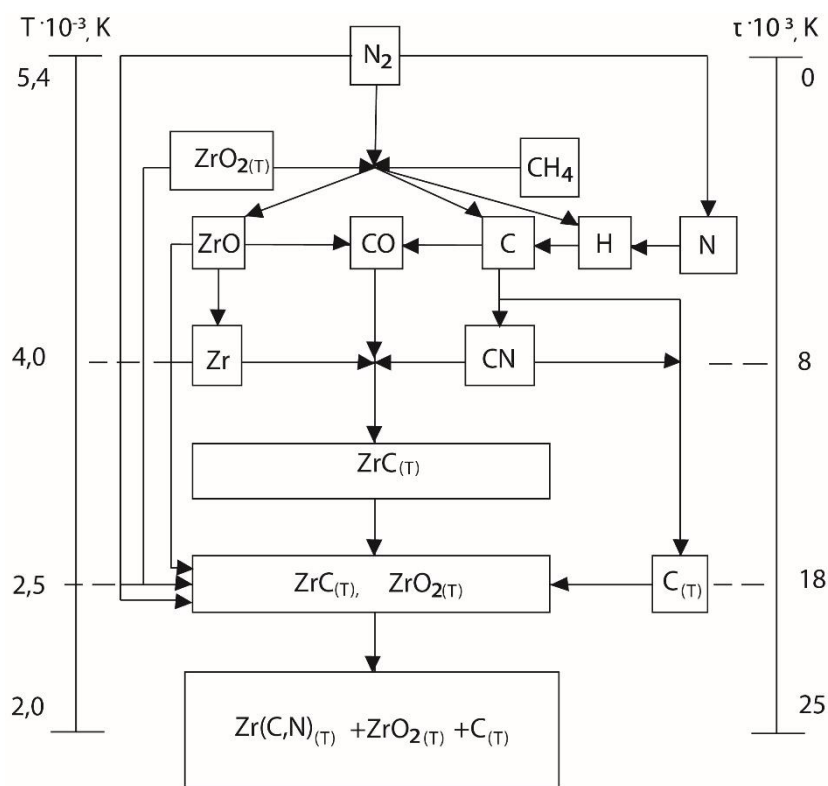


Рисунок 4 – Предполагаемая схема карбидообразования при восстановлении диоксида циркония природным газом в потоке азотно-водородной плазмы  $\tau$  – продолжительность диффузии ( $\tau_1=4 \cdot 10^{-3}$  с,  $\tau_2=6 \cdot 10^{-3}$  с).

$$C_{(x, \tau)} = \frac{C_0}{2} \left[ 1 - \operatorname{erf} \left( \frac{x}{2\sqrt{D\tau}} \right) \right]$$

$x$  – глубина диффузии, составляющая  $25 \cdot 10^{-9}$  м,  $\operatorname{erf}$  – Гауссова функция ошибок, используемая в стандартных расчетах диффузии,  $D$  – коэффициент диффузии, взятый в предположении, что диффузия углерода в частице лимитируется диффузией его через слой карбида,  $\text{м}^2 \text{с}^{-1}$ .

За исходное в расчетах принималось экспериментально определенное соотношение  $C/C_0$ , соответствующее значению 0,85. Расчетная температурная зависимость для  $\tau_1$  и  $\tau_2$  имеет следующий вид: 2700 К 0,87 и 0,88; 2800 К 0,88 и 0,89; 2900 К 0,89 и 0,90. Следовательно, в рассматриваемых концентрационно-временных интервалах возможно протекание процессов карбидообразования по диффузионному механизму.

Наряду с описанными выше процессами в рассматриваемой зоне на поверхности сформировавшихся карбидных наночастиц активно протекают сорбционные процессы, приводящие к поверхностному насыщению их технологическими газами и газообразными продуктами карбидообразования. В их числе предположительно CN, HCN, N<sub>2</sub>, CO.

Зона 3 соответствует температурному интервалу 2500 – 8000 К и характеризуется развитием в ней процессов азотирования дефицитных по углероду карбидных частиц. Проба карбида, отобранная при температуре 2000 К соответствует расчетному составу ZrC<sub>0,90</sub>N<sub>0,08</sub>, что свидетельствует о внедрении азота в кристаллическую карбидную решетку.

**Заключение.** Для процесса восстановления диоксида циркония природным газом в плазменном азотно-водородном потоке исследована температурная зависимость составов конденсированных и газообразных продуктов карбидообразования, состав, размер и морфология частиц карбида циркония, масс-спектры продуктов, десорбированных с их поверхности при вакуумтермической обработке. На основании анализа полученных результатов определены особенности и предложен вероятный механизм получения карбида циркония по схеме «пар-кристалл», включающий взаимодействие в газовой фазе паров циркония и циана, образование кристаллических дефицитных по углероду карбидных наночастиц состава ZrC<sub>0,85</sub>N<sub>0,02</sub> и их последующую карбидизацию HCN до состава ZrC<sub>0,90</sub>N<sub>0,04</sub> по адсорбционно-диффузионному механизму. Составлена обобщенная гипотетическая схема карбидообразования, содержащая 3 зоны: высокотемпературную зону (5400 – 4000 К) формирования реакционной смеси, в которой происходят процессы пиролиза природного газа, испарения и восстановления порошкообразного диоксида циркония, «газификация» углерода в цианистые соединения, и более низкотемпературные (4000 – 2500 К и 2500 – 2000 К), в которых происходит образование кристаллических наночастиц карбида циркония, их азотирование и поверхностное насыщение технологическими газами и газообразными продуктами карбидообразования.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Панов В.С. Тугоплавкие металлы IV-VI групп и их соединения. Структура, свойства, методы получения: учебное пособие. – М: МИСиС, 2006. -163 с.
2. Осокин Е.Н. Процессы порошковой металлургии. – Красноярск: ИПК СФУ, 2008. - 421 с.
3. Григорьев О.Н. Керамика и керметы на основе тугоплавких бескислородных соединений // Порошковая металлургия. – 2012. - №11/12. – С. 100-116.
4. Клячко Л.И. Обзор свойств и способов производства твердых сплавов и направления их совершенствования // Цветные металлы. – 2006. – № 3. – С. 61-67.
5. Serlire M., Oye H.A. Cathodes in Aluminium Electrolysis // Dusseldorf: Aluminium – Verlag. - 2010. - 698 p.
6. Yutai Katoh, Gokul Vasudevamurthy, Takashi Nozawa, Lance L. Snead Properties of zirconium carbide for nuclear fuel applications // Journal of Nuclear Materials. – 2013. – Vol. 4419 (1-3). – P. 718-742.
7. Xiang J.Y., Liu S.C., Hua WT., Zhang Y., Chen C.K., Wang P., He J.L., Yu D.L., Xu B., Lu Y.F., Tian Y.J., Liu Z.Y. Mechanochemically activated synthesis of zirconium carbide nanoparticles at room temperature: A simple route to prepare nanoparticles of transition metal carbides // Journal of the European Ceramic Society. – 2011. – Vol. 31 (8). – P. 1491-1496.
8. Kuvshinov G.G. Morphology and Texture of Silica Prepared by Sol–Gel Synthesis on the Surface of Fibrous Carbon Materials / G.G., M.A. Ermakova, D.Yu. Ermakov. – Novosibirsk: Boreskov Institute of Catalysis. – 2002. - 432 p.
9. Jingjing Xie, Zhengyi Fu, Yucheng Wang, Soo Wahn Lee, Koichi Niihara Synthesis of nanosized zirconium carbide powders by a combinational method of sol–gel and pulse current heating // Journal of the European Ceramic Society. - 2014. - Vol. 34(1). - P. 13.e1-13.e7.
10. Liliang Chen, Chihiro Iwamoto, Emil Omurzak, Shintaro Takebe, Hiroki Okudera, Akira Yoshiasa, Saadat Sulaimankulovaf, Tsutomu Mashimo Synthesis of zirconium carbide (ZrC) nanoparticles covered with graphitic “windows” by pulsed plasma in liquid // RSC Advances. - 2011. - Vol.1. - P. 1083-1088.
11. DanZhao, Changrui Zhan, Haifeng Hu, Yudi Zhang Preparation and characterization of three-dimensional carbon fiber reinforced zirconium carbide composite by precursor infiltration and pyrolysis process // Ceramics International. - 2011. - Vol. 37(7). - P. 2089-2093.
12. V. Medri, F. Monteverde, A. Balbo, A. Bellosi Comparison of ZrB<sub>2</sub>-ZrC-SiC Composites Fabricated by Spark Plasma Sintering and Hot-Pressing // Advanced Engineering Materials. - 2005. - Vol.7(3). - P. 159-163.
13. Гусев А.И. Наноматериалы, наноструктуры, нанотехнологии. – М.: Физматлит, 2005. – 416 с.
14. Рудской А.И. Нанотехнологии в металлургии. – СПб: Наука, 2007. – 186 с.

15. Колмаков А.Г., Борисов С.М., Алымов М.И. Основы технологий и применение наноматериалов. – М.: Физматлит, 2012. – 2008 с.
16. Андриевский Р.А., Рагуля А.В. Наноструктурные материалы: учебное пособие. – М.: Академик, 2005. – 192 с.
17. Алексеева Т.И., Галевский Г.В., Руднева В.В., Галевский С.Г. Технологические решения в производстве карбида циркония: анализ, оценка состояния и перспектив // Научно-технические ведомости СПбГТУ. – 2017. – Т. 23. №1. – С. 256-270. DOI: 10.18721/JEST. 230126.
18. Алексеева Т.И., Галевский Г.В., Руднева В.В., Галевский С.Г. Разработка научных и технологический основ плазмометаллургического производства карбида циркония // Вестник ИрГТУ. - 2018. - Т. 22. - № 7. - С. 164-180.
19. Ноздрин И.В., Терентьева М.А., Галевский Г.В., Руднева В.В. Теплотехнические ресурсы и технологические характеристики пазмометаллургического реактора для обработки и производства тугоплавких материалов // Вестник машиностроения. - 2012. - № 12. - С. 78-83.
20. Ефимова К.А., Галевский Г.В., Руднева В.В., Алексеева Т.И. Реактор для обработки и производства тугоплавких материалов: теплотехнические, ресурсные и технологические характеристики // Minsk International Heat and Mass Transfer Forum MIF-XV. – 2016. – p. 72-76.

Д.К. Ёлкин<sup>1</sup>, К.С. Ёлкин<sup>2</sup>, А.В. Сивцов<sup>3</sup>

<sup>1</sup>АО «Кремний», г. Шелехов, Россия

<sup>2</sup>ООО «РУСАЛ Инженерно-технологический центр»,  
г. Красноярск, Россия

<sup>3</sup>Институт металлургии Уральского отделения РАН,  
г. Екатеринбург, Россия

## НАУЧНЫЕ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПОЛУЧЕНИЯ «АКТИВНОГО» КАРБИДА КРЕМНИЯ

Применение карбида кремния в качестве восстановителя в электротермических процессах получения кремния и кремнистых ферросплавов в значительной мере улучшает технико-экономические показатели восстановительной плавки. Из литературных источников известно, что скорость взаимодействия кремнезёма и углеродистых восстановителей зависит от структурных свойств углеродистых восстановителей, применяющихся в производстве указанных материалов. Авторами представлены исследования физико-химических свойств карбида кремния полученного на матрице различных углеродистых восстановителей. Показаны качественные характеристики образцов карбида кремния, полученных с применением различных углеродистых материалов: древесного и каменного углей, нефтяного кокса, дано их сравнение с карбидом кремния, полученного в печах Ачесона. Определены объёмные и плотностные характеристики полученных образцов карбида кремния; получены изменения удельного электросопротивления в интервале температур 1000 – 2000К и сравнения их с карбидом, полученным в печах сопротивления по методу Ачесона, вычислены интегральные характеристики УЭС. Показано, что степень перехода углеродистых восстановителей в карбид кремния в процессе восстановительной плавки кремния зависит от физико – химических свойств углеродистых материалов и, в первую очередь, от степени развития поверхности, превращение углерода в карбид сопровождается ростом удельного электросопротивления, активность восстановителей по отношению в кремнезёму повторяется в переходных фазах и к карбиде, полученном на их основе. Определена химическая активность по взаимодействию диоксида кремния и карбидов кремния в интервале температур 1800 – 2200К, и оценена по скорости изменения массы навески. Установлена температура начала взаимодействия кремнезёма и карбидов кремния, полученных на различных углеродистых восстановителях. Показана перспективность получения карбида кремния для восстановительных процессов с использованием мелких фракций восстановителей (отходы производства), применяемых в производстве технического кремния.

The use of silicon carbide as a reducing agent in the electrothermal processes for obtaining silicon and siliceous ferroalloys significantly improves the technical and economic performance of the reduction melting. It is known from the literature that the rate of interaction between silica and carbonaceous reducing agents depends on the structural properties of carbonaceous reducing agents used in the production of these materials. The authors present the studies of physical and chemical properties of silicon carbide obtained on the matrix of various carbonaceous reducing agents. The qualitative characteristics of silicon carbide samples obtained using different carbonaceous materials are shown: wood and stone coal, petroleum coke; their comparison with silicon carbide obtained in the Acheson furnaces is given. The volume and density characteristics of the silicon carbide samples were determined; changes in the resistivity in the temperature range of 1000-2000K and their comparison with the carbide obtained in the heat resistance furnaces by the Acheson method were obtained; the integral characteristics of the electrical resistivity were calculated. It is shown that the degree of transition of carbonaceous reducing agents to silicon carbide in the process of silicon reduction melting depends on the physical and chemical properties of carbonaceous materials and, first of all, on the degree of surface development; the conversion of carbon to carbide is accompanied by an increase in the electrical resistivity; the activity of reducing agents with respect to silica is repeated in the transition phases and in the carbide obtained on their basis. The chemical activity of the interaction of silicon dioxide and silicon carbides in the temperature range of 1800 to 2200K is determined, and is estimated by the rate of change of the aliquot mass. The temperature of the beginning of interaction between silica and silicon carbides obtained using various carbonaceous reducing agents is established. The prospects of obtaining silicon carbide for reduction processes using small fractions of reducing agents (production waste) used in the production of industrial silicon are shown.

При применении карбида кремния в качестве восстановителя в электротермических процессах скорость взаимодействия карбида кремния зависит от структурных свойств углеродистых восстановителей, применяющихся для синтеза карбида кремния. Отличительные особенности карбидных фаз, образующихся в процессе карботермического получения карбида кремния, в случае использования различных восстановителей, связываются с реакционной способностью носителей углерода, которую определяют пористость (удельная поверхность), параметры тонкой структуры вещества (размеры первичных кристаллитов, степень трехмерной упорядоченности кристаллической решетки и т.п.) и содержание примесей.

Показаны качественные характеристики образцов карбида кремния, полученных с применением различных углеродистых материалов: древесного и каменного углей, нефтяного кокса, дано их сравнение с карбидом кремния, полученного в печах Ачесона. Показана перспективность получения карбида кремния для восстановительных процессов с использованием мелких фрак-



ций восстановителей (отходы производства), применяемых в производстве технического кремния.

Процесс восстановительной плавки кремния в электрических печах, как правило, протекает в две стадии: вначале образуется карбид кремния как псевдоморфоза по углероду восстановителя, затем карбид кремния взаимодействует с оксидом кремния с образованием элементарного кремния.

Первая стадия процесса восстановления кремния



изучен довольно подробно и основные выводы исследователей сводятся к тому, что полнота и эффективность перехода кремния из оксидов в карбид в основном определяется в основном определяется физико – химическими свойствами углеродистых восстановителей.

Вторая стадия восстановления кремния



зависит от свойств карбидной фазы. Влияние вида углеродистого восстановителя на свойства карбида кремния изучено недостаточно, практический интерес здесь представляют свойства промежуточных фаз, образующихся в результате конверсии углерода и, прежде всего, их химическая активность относительно кремнезема.

Изучены, полученные с использованием различных восстановителей, физико – химические свойства полученных карбидов кремния. Были определены объёмные и плотностные характеристики полученных образцов (таблица 1).

На основании замеров, получены изменения удельного электросопротивления в интервале температур 1000 – 2000 К и сравнения их с карбидом, полученным в печах сопротивления по методу Ачесона, вычислены интегральные характеристики УЭС, которые представлены в таблице 2.

Таблица 1 – Пористость и удельная поверхность псевдоморфозы SiC – C, SiC

Показатели	Карбид кремния, на матрице		Карбид Ачесона
	древесного угля	нефтяного кокса	
Объём открытых пор, %	48,8 / 86,0	20,4 / 71,0	– / 18,0
Удельная поверхность, м <sup>2</sup> /г	140,0 / 12,0	1,4 / 0,92	– / 0,20

Таблица 2 – Удельное электросопротивление карбидов кремния

Восстановитель	Интегральное УЭС, Ом.см	
	исходные	SiC
Древесный уголь	1,48	7,04
Нефтяной кокс	0,81	6,17
Каменный уголь	1,86	–
Карбид Ачесона	–	7,84

Степень перехода углеродистых восстановителей в карбид кремния в процессе восстановительной плавки кремния зависит от физико-химических свойств углеродистых материалов и, в первую очередь, от степени развития поверхности. Превращение углерода в карбид сопровождается ростом удель-

ного электросопротивления; активность переходных фаз и карбида кремния, полученного из различных восстановителей, по отношению в кремнезёму, пропорциональна активности углеродистых восстановителей.

Химическая активность определялась по взаимодействию с диоксидом кремния промежуточных фаз и карбидов кремния в интервале температур 1800 – 2200 К, и оценена по скорости изменения массы навески. Результаты приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Реакционная способность карбидов кремния

Восстановитель	Реакционная способность		Температура начала взаимодействия SiC+SiO <sub>2</sub> , К	
	SiO <sub>2</sub> +3C	SiC	SiO <sub>2</sub> +3C	SiC
Древесный уголь	0,292	0,261	1788	1834
Каменный уголь Д	0,219	0,242	1839	1895
Нефтяной кокс	0,190	0,233	1902	1943
Карбид Ачесона	–	0,166	–	1963

### **Выводы:**

1. Установлена зависимость химической активности карбида кремния и промежуточных фаз углеродистых восстановителей в зависимости от физических свойств углеродистых восстановителей. Для всех видов восстановителей, их промежуточных фаз и карбидов определены температуры начала взаимодействия с кремнезёмом.

2. Использование отсевов древесного и каменного углей, класса – 5 мм в качестве восстановителя, приводит к получению карбида с более высокими технологическими свойствами.

3. Более активный карбид кремния ведёт к более высоким технико – экономическим показателям производства кремния.

### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Черных А.Е., Зельберг Б.И., Ёлкин К.С. и др. Теория и практика получения активного карбида кремния. – М.: Металлургия, 1997. – 170 с.

2. Ёлкин К.С., Зельберг Б.И., Баранцев А.Г., Крючков В.К., Ёлкин Д.К., Яковлев С.П. Производство кремния. Справочник металлурга. – Санкт-Петербург, МАНЭБ, 2013. – 364 с.

3. Порада А.Н., Гасик М.И. Электротермия неорганических материалов. – М.: Металлургия, 1990. – 232 с.

4. Ёлкин К.С., Ёлкин Д.К. Исследование физических свойств и реакционной способности переходных фаз углеродистых восстановителей применительно к производству карбида кремния. Сб. научных работ «Совершенствование технологии и оборудования в производстве кремния и кремнистых ферросплавов», РУСАЛ ИТЦ, Красноярск, 2012. – С. 16-19.

5. Воробьёв В.П. Карборундсодержащий углеродистый восстановитель – высокоэффективный компонент в шихтах для получения кремния и кремнистых ферросплавов. Сб. тезисов докладов VII Международного конгресса «Цветные металлы и минералы», Красноярск - 2015, С. 669-671.

# **ФИЗИКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ**

А.М. Апасов

Юргинский технологический институт (филиал) Национального исследовательского Томского политехнического университета, г. Юрга, Кемеровская область, Россия

## ЯВЛЕНИЕ ФОРМИРОВАНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ СВЯЗИ МЕЖДУ АТОМАМИ СОПРИКАСАЮЩИХСЯ СВОБОДНЫХ ПОВЕРХНОСТЕЙ ТРЕЩИНОПОДОБНЫХ ДЕФЕКТОВ ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ ИЗЛУЧЕНИЯ ОПТИЧЕСКОГО КВАНТОВОГО ГЕНЕРАТОРА

Раскрыта сущность физического явления, которое заключается в том, что метод технической диагностики на основе акустической эмиссии, предназначенный для выявления источников трещиноподобных дефектов на самой ранней стадии их зарождения, в сочетании с воздействием концентрированных потоков строго лимитированной энергии когерентного излучения оптического квантового генератора, жестко коллимированного в направлении ориентации свободных поверхностей, позволяет осуществлять формирование бездефектной кристаллической структуры с очень высокой степенью физической однородности на основе регулируемой самосборки моноатомных слоев в пространстве между свободными поверхностями с заранее заданными основными физико-химическими и механическими свойствами металла изделий.

It was disclosed the point of the phenomenon which consist in what that method nondestructive testing (NDT) on the basis of acoustic emission (AE) in combination with the influence upon the optical quantum generator concentrated flows severely limited energy of the coherent radiation which was hard collimated in direction of orientation free surfaces can be form without faulty crystal structures with very high degree of physical homogeneity on the basis of regulation self-assembling mono atomic layer in field between free surfaces with beforehand to given physical, chemical and mechanical properties of metal articles.

### **Введение**

Известно, что сварные швы являются наиболее прогрессивным способом получения неразъемных соединений деталей, узлов, изделий и конструкций из специальных сталей, в частности, коррозионностойких, жаропрочных, криогенных, мартенситных и т.д. При этом следует отметить, что сварные соединения всегда были и остаются наиболее слабым звеном в общей схеме изделия и, в первую очередь, подвержены разрушению при эксплуатации [1].

Это объясняется, в большинстве случаев, физической неоднородностью металла (т.е. наличием дефектов различного структурного уровня) в области формирования сварного соединения, что приводит к значительному снижению его физических и механических свойств [2].

Кроме того в рамках радиографического метода контроля, в основном используемого для неразрушающего контроля металла изделий, невозможно дать 100%-ю гарантию качества сварных швов из-за его объективных недостатков согласно ГОСТ 7512-82 (п. 1.3).

Поэтому проблема предотвращения разрушения изделия должна решаться, прежде всего, при формировании структуры металла сварного соединения на атомном и нано-уровне.

В работе [3] установлено, что воздействие концентрированных потоков строго лимитированной энергии когерентного излучения оптического квантового генератора (ОКГ), жестко коллимированного в направлении ориентации двух соприкасающихся свободных поверхностей (моделирующих источники зарождающихся трещиноподобных дефектов, выявленных акустико-эмиссионным методом при сварке), позволяет осуществлять формирование бездефектной кристаллической структуры с очень высокой степенью физической однородности на основе регулируемой самосборки моноатомных слоев в пространстве между свободными поверхностями с заранее заданными основными физико-химическими свойствами металла сварного шва.

Было отмечено, что при взаимодействии с поверхностью металла лазерное излучение (концентрированные потоки с высокой плотностью энергии когерентного излучения  $\gamma$ -квантов) каналирует между узлами кристаллической решетки, передавая (согласно законам классической электродинамики) энергию газу свободных электронов проводимости [4]. Эти электроны, в свою очередь, при передачи приобретенной энергии, сообщают колебательные движения атомам (прим. автора), находящимся в узлах кристаллической решетки.

### **Сущность физического явления трансформации энергии при формировании бездефектной структуры металла шва при сварке**

Известно, что отдельный атом, в частности, металла на основе железа, как система имеет очень сложное строение, не говоря уже о его структуре в узлах кристаллической решетки в конденсированном состоянии. Поэтому для более глубокого понимания процесса формирования металлической связи между атомами на соприкасающихся свободных поверхностях, имитирующих источники зарождающихся трещиноподобных дефектов, существует необходимость в более детальном рассмотрении особенностей трансформации энергии квантов  $\gamma$ -излучения ОКГ при взаимодействии с атомами на двух соприкасающихся свободных поверхностях металла.

В случае газа свободных электронов проводимости, связанных с ионной решеткой силами электростатического притяжения, можно пренебречь слабым влиянием связи атомных электронов с ядром. Тогда рассеяние  $\gamma$ -кванта

ОКГ электроном можно описать просто как столкновение 2-х частиц. Из законов сохранения энергии и импульса следует, что при любом угле рассеяния как электрон, так рассеянный  $\gamma$ -квант должны обладать определенными энергиями [4].

Установлено, что электрон никогда не движется по отношению к направлению падающего  $\gamma$ -кванта под углом, превышающим  $90^\circ$ . Для «скользящих» столкновений, когда  $\gamma$ -квант продолжает двигаться в том же направлении и с первоначальной частотой, электрон вылетает с нулевой скоростью под углом  $90^\circ$ . Если  $\gamma$ -квант рассеивается назад на угол  $180^\circ$  («лобовое» столкновение), то электрон вылетает в направлении вперед ( $\varphi=0$ ) с максимальной кинетической энергией. Этот вариант представляет большее практическое значение.

Поскольку электроны имеют малую массу, они могут рассеиваться в электрическом поле атома на большие углы, причем для этого они не обязательно должны пролетать в непосредственной близости от ядра, как в случае тяжелой заряженной частицы, обладающей той же скоростью.

Поэтому следует ожидать, что при рассеянии электронов атомами большую роль играет экранирование заряда ядра орбитальными электронами атома [4, с.235]. Совокупность атомных орбиталей (область наиболее вероятного пребывания электрона – электронное облако – в электрическом поле ядра атома) с одинаковым значением главного квантового числа  $n$  составляют одну электронную оболочку.

При этом для электронов с относительно малой энергией потери энергии в веществе обусловлены ионизацией и возбуждением связанных электронов тормозящего вещества в электронной оболочке [4].

В частности, атомы железа (являющегося основой стали) ниже температуры  $911^\circ\text{C}$  имеют электронную конфигурацию (распределение электронов по слоям или оболочкам атома)  $3d^64s^2$  и высоко спиновое состояние с четырьмя непарными  $3d$ -электронами и расщепленной парой  $3d^2$  [5].

Рассеянный потоком  $\gamma$ -квантов строго лимитированной энергии газ свободных электронов проводимости взаимодействует с орбитальными электронами атома, приводит к росту амплитуды их колебаний, возбуждению внешних  $s$ -оболочек атома и расширению так, что их орбитальный радиус  $r_s$  несколько увеличивается.

Такая высокая концентрация возбужденных орбитальных электронов между ядрами атомов на соприкасающихся свободных поверхностях, имитирующих источники зарождающихся трещиноподобных дефектов, приводит к стягиванию этих атомов и формированию металлической связи. Суперпозиция максимумов плотности возбужденных орбитальных электронов в  $s$ -оболочках отвечает наибольшей энергии связи между ядрами атомов на соприкасающихся свободных поверхностях металла. Дальнейшего сближения атомов не происходит вследствие понижения энергии связи из-за уменьшения перекрытия  $s$ -оболочек и сильного возрастания отталкивания друг от друга остовных электронных оболочек и взаимного отталкивания ядер.

Равновесное расстояние между центрами сближающихся до суперпозиции максимумов  $s$ -оболочек атомов (ядер) поэтому составляет около двух орбитальных радиусов ( $2r_s$ ).

Для атомов железа перекрытие внешних сферических  $4s^2$ -оболочек до совмещения максимумов их электронной плотности ведет к сильной металлической связи коллективизированными возбужденными орбитальными  $4s^2$ -электронами, к одновременному стягиванию всех атомов на обеих соприкасающихся свободных поверхностях и, соответственно, устранению источников зарождающихся трещиноподобных дефектов. Это позволяет осуществлять формирование бездефектной кристаллической структуры с очень высокой степенью физической однородности на основе регулируемой самосборки моноатомных слоев в пространстве между свободными поверхностями с заранее заданными основными физико-химическими свойствами металла сварного шва.

Перекрытие  $3d^6$ -оболочек ведет к образованию шести ортогональных ковалентных связей и к объемно-центрированной кубической (ОЦК) структуре  $\alpha$ -Fe.

### **Выводы**

На основе анализа результатов экспериментального и теоретического исследования процессов импульсной лазерной обработки металлов в процессе аргонодуговой сварки изделий:

1. Раскрыта сущность физического явления трансформации энергии  $\gamma$ -квантов при формировании бездефектной структуры металла шва.

2. Установлена последовательность взаимодействия излучения ОКГ со структурными составляющими атома в узле кристаллической решетке сплава на основе железа при формировании металлической связи.

### **СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Апасов А.М., Козлов Э.В. Исследование структуры металла сварного соединения из коррозионно - стойкой стали // Известия Томского политехнического университета. – 2009. – Т.315, №2. – С.155-161.

2. Алешин Н.П. Работы МГТУ им. Н.Э. Баумана в области неразрушающего контроля материалов и изделий // Сварочное производство. – 2003. – №1. – С.35-38.

3. Апасов А.М. Метод формирования структуры металла шва при сварке с высокой степенью физической однородности. Ч. 1. Основополагающие принципы / Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XX Международной научно-практической конференции: в 2-х частях. Ч. 1 // под ред. Е.В. Протопопова; Сиб. гос. ун-т. Новокузнецк: Издательский центр СибГИУ, 2017.-460 с., ил.

4. Сегрэ Э. Экспериментальная ядерная физика. Т. 1. – М.: Изд-во Иностранной литературы, 1955. 664 с.

5. Григорович В.К. Металлическая связь и структура металлов / В.К. Григорович. М.: Наука, 1988. – 296 с.

А. Х. Хакимов<sup>1</sup>, Т.М. Умарова<sup>2</sup>, И. Н. Ганиев<sup>3</sup>, Н.Р. Эсанов<sup>3</sup>

<sup>1</sup>Таджикский технический университет им. М. С. Осими

<sup>2</sup>Российско-Таджикский (Славянский) университет в городе Душанбе

<sup>3</sup>Институт химии им. В. И. Никитина АН Республики Таджикистан

## АНОДНОЕ ПОВЕДЕНИЕ АЛЮМИНИЕВОГО-ЖЕЛЕЗОВОГО СПЛАВА АЖ 2,18 С ИТТРИЕМ, ГАДОЛИНИЕМ И ЭРБИЕМ, В СРЕДЕ ЭЛЕКТРОЛИТА 0,3 %-НОГО NaCl

Цель исследования заключается в установлении анодных характеристик процесса коррозии алюминиевого сплава АЖ2.18 с иттрием, гадолинием и эрбием с целью оптимизации состава сплавов. Потенциостатическим методом в потенциодинамическом режиме при скорости развертки потенциала 2 мВ/с, исследовано анодное поведение сплава АЖ2.18 с иттрием, гадолинием и эрбием, в среде электролита 0.3%-ного NaCl. Полученные значения коррозионно-электрохимических характеристик сплава позволяют рекомендовать их в качестве анодного материала для защиты от коррозии стальных изделий и сооружений.

The aim of the study is to establish anode corrosion characteristics of the aluminium alloy АЖ2.18 with yttrium, gadolinium and erbium in order to optimize the alloy composition. By potentiostatic method in potentiodynamic mode at the scanning rate of potential 2 mV/s, anodic behavior of АЖ2.18 alloy with yttrium, gadolinium and erbium in electrolyte medium of 0.3% NaCl was investigated. Obtained values of corrosion-electrochemical characteristics of alloy allow to recommend them as anode material for corrosion protection of steel products and structures.

Алюминиевые сплавы с повышенным содержанием железа отличаются высокой твердостью и жаропрочностью. Они с успехом могут использоваться для изготовления отливок, которые работают при высоких температурах. В современном производстве широко стали использовать в качестве легирующих и модифицирующих добавок к алюминиевым сплавам редкоземельных металлов (РЗМ) [1-5].

Знание физико-химических закономерностей изменения процессов коррозии и механико-технологических свойств сплавов, позволяют упростить выбор оптимального содержания легирующих добавок. Учитывая преимущество редкоземельных металлов (РЗМ) в представленной работе в качестве модифицирующей добавки к алюминиево-железовому сплаву эвтектического состава АЖ2.18 использовали представители РЗМ (Y, Gd, Er) [6-10].



## **Получение сплавов и методики исследования их электрохимических свойств**

*Синтез сплавов.* Высокая химическая активность РЗМ, вводимых в алюминий при получении сплавов затрудняет их синтез, т.к. температуры плавления многих двойных и тройных сплавов значительно превышают температуры плавления чистых РЗМ. Это делает невозможным получение сплавов в атмосфере воздуха. По этому необходимо применения вакуумных печей, использование инертной атмосферы (гелий или аргон), приготовление обогащенной алюминием лигатур.

Нами для получения сплавов использовалось металлический алюминий марки А0 с повышенным содержанием железа (2.18 мас. %Fe). Данный металл непосредственно извлеклось из одного электролизных ванн Таджикской алюминиевой компании ГУП «ТАЛКО». При получении сплавов использовались лигатуры алюминия с 10 мас. % иттрием металлического - (ИтМ-1 ТУ 48-48-4-208-72), гадолинием металлического (ГдМ-1 ТУ-48-4-210-72), эрбием металлического в слитках (ЭрМ-1 ТУ 48-4-212-72). Алюминиевые лигатуры с участием 10 мас. % РЗМ синтезировались в вакуумной печи сопротивления типа СНВЭ-1.3.1/16ИЗ под избыточным давлением 0.5 мПа в атмосфере гелия. При заготовке шихты учитывался угар металлов. Использование лигатур позволял уменьшить угар легирующих металлов и получить сплавы исследуемых систем при более низких температурах. Модифицирование сплавов лигатурой осуществляли в открытых шахтных печах типа СШОЛ (сопротивление шахтное опытное лабораторное). Химический анализ сплавов проводился на микроанализаторе сканирующего электронного микроскопа SEM в Свободном университете Исламской Республике Иран (г. Маджлиси), а также в Центральной заводской лаборатории Таджикской алюминиевой компании ГУП «ТАЛКО».

В графитовую изложницу из полученных сплавов отливали стержни диаметром 8 мм и длиной 140 мм. Нерабочая часть образцов покрывали смолой (смесь канифоли с парафином в равном соотношении). Рабочей поверхностью служил торец электрода. Торцевую часть электродов зачищали наждачной бумагой, полировали, обезжиривали, тщательно промывали спиртом. Далее электроды погружали в рабочий раствор NaCl. С помощью термостата МЛШ-8 температура раствора поддерживалась постоянная в электрохимической ячейке - 20°C [16].

Электрохимические исследования алюминиевых сплавов проводили на потенциостате ПИ-50-1.1 с программатором ПР-8. Исследования проводились потенциостатическим методом в потенциодинамическом режиме со скоростью развертки 2 мВ/с. Ранее методика исследования описывалось нами в работах [11-15]. При электрохимических испытаниях образцы поляризовали в положительном направлении от потенциала, установившегося при погружении в исследуемый раствор ( $E_{св.кор.}$ ) до значения потенциала при котором плотности тока растворения резко усиливается до величины  $2A/m^2$ . Образцы затем поляризовали в обратном направлении до потенциала -1.1В. Данная процедура проводились для

удаления оксидных плёнок с поверхности электрода. Завершающей стадией явилось повторная поляризация образцов в положительном направлении. При этом при переходе от катодного к анодному ходу фиксируется потенциал начала пассивации ( $E_{н.п.}$ ). По ходу прохождения полной поляризационной кривой определяли следующие электрохимические параметры:  $E_{св.кор.}$  – потенциал свободной коррозии;  $E_{п.о.}$  – потенциал питтингообразования (потенциал пробоя);  $E_{р.п.}$  – потенциал репассивации;  $i_{кор.}$  – ток коррозии [16].

Основной показатель коррозионной устойчивости - скорость коррозии ( $K$ ), рассчитывался по формуле:  $K=i_{кор.} \cdot k$ , где  $k=0.335$  г/А·ч электрохимический эквивалент алюминия с учетом тафельской касательной  $b_k=0.12$  В [16].

Результаты исследований коррозионно-электрохимических свойств алюминиево-железowego сплава эвтектического состава АЖ2.18, легированного РЗМ (Y, Gd и Er), в среде 0.3% электролита NaCl показаны в таблице и на рис 1-3.

Электрохимические потенциалы ( $E_{св.кор.}$ ,  $E_{п.о.}$ ,  $E_{н.п.}$ ) сплавов в зависимости от содержания РЗМ смещаются в сторону отрицательных значений по сравнению со сплавом – основой. Влияние РЗМ заметно проявляется на величину потенциала питтингообразования (табл.).

Пассивная область увеличивается при модифицировании сплава АЖ2.18 иттрием (0.005 – 0.050%). Добавка иттрия не влияет на ширину пассивной области при увеличении его содержания более 0.05%. Она остается на уровне исходного сплава (рис.1). Плотность тока коррозии меньше у сплавов с высоким содержанием иттрия. Так, при максимальном значении иттрия  $i_{кор.}$  снижается почти в 1,5 раза. Повышение концентрации иттрия приводит к изменению плотности тока коррозии по параболическому закону с точкой минимума соответствующей оптимальному составу сплава АЖ2.18+0.05%Y (рис.2).

Сдвиг электрохимических потенциалов сплава АЖ2.18 (кроме  $E_{н.п.}$ ) происходит в более электроотрицательную область при модифицировании иттрием, в среде 0.3%-ного раствора хлористого натрия. Пассивная область при модифицировании исходного сплава иттрием достигает максимума при содержании иттрия 0.05 мас. % (рис.1). Так, все сплавы, содержащие итрий, имеют низкую скорость коррозии по сравнению со сплавом-основой. Итак, оптимальной в коррозионном отношении является концентрация иттрия 0.005-0.05 мас. % в сплаве АЖ2.18 (рис.3).

Добавки гадолиния в качестве третьего компонента к сплаву АЖ2.18 изменяет значение потенциала свободной коррозии на 20мВ. Более заметно изменение потенциала питтингообразования. К примеру,  $E_{п.о.}$  сплава без гадолиния, соответствует величине - 0.29В, в среде 0.3%-ного NaCl, в то время как у сплава с максимальным содержанием Gd (0.50%), значение потенциала  $E_{п.о.}$  становится более положительным и соответствует - 0.12В. С ростом концентрации гадолиния потенциал начала пассивации сплава смещается в отрицательную область, что приводит к увеличению ширины пассивной области. Плотность тока коррозии алюминиево-железowego сплава АЖ2.18 с добавкой 0.05 мас. % гадолиния характеризуется более низким значением, чем у сплава-основы.

Таблица – Коррозионно-электрохимические характеристики сплава АЖ2.18 с иттрием, гадолинием и эрбием, в среде электролита 0.3%-ного NaCl

Содержание Y, Gd и Er в сплаве, мас. %	Электрохимические потенциалы, В (по н.в.э.)			Плотность тока коррозии $i_k \cdot 10^2, \text{A}/\text{m}^2$	$K \cdot 10^3,$ $\text{г}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$
	$-E_{\text{св.кор.}}$	$-E_{\text{п.о.}}$	$-E_{\text{р.п.}}$		
-	0.435	0.290	0.500	0.020	6.70
0.01 Y	0.460	0.200	-	0.013	4.35
0.05 Y	0.450	0.195	-	0.008	2.68
0.10 Y	0.440	0.190	-	0.012	4.02
0.20 Y	0.435	0.190	-	0.013	4.35
0.50 Y	0.440	0.185	-	0.014	4.69
0.01 Gd	0.471	0.231	-	0.021	7.03
0.05 Gd	0.442	-	-	0.019	6.36
0.10 Gd	0.431	0.152	-	0.023	7.70
0.20 Gd	0.453	0.131	-	0.024	8.04
0.50 Gd	0.501	0.122	0.501	0.025	8.37
0.01 Er	0.440	0.280	0.500	0.011	3.68
0.05 Er	0.470	0.210	0.495	0.007	2.34
0.10 Er	0.530	0.210	0.480	0.010	3.35
0.20 Er	0.520	-	0.480	0.012	4.02
0.50 Er	0.510	-	0.475	0.017	5.69

Добавки эрбия к сплаву АЖ2.18 практически не влияет на величину потенциала свободной коррозии, в тоже время такие электрохимические параметры как  $E_{\text{п.о.}}$ ,  $E_{\text{р.п.}}$ ,  $E_{\text{н.п.}}$  смещаются в положительную область значений. Ширина пассивной области алюминиево-железового сплава АЖ2.18, модифицированного 0.50 мас. % эрбием несколько сужается (рис.1). Изменения плотности тока коррозии ( $i_{\text{кор.}}$ ) в зависимости от содержания эрбия характеризуется наименьшим значением при содержании 0.05% Er. К оптимальным составам, обладающим наилучшими коррозионно-электрохимическими параметрами относятся сплавы, с содержанием 0.005- 0.10 мас. % эрбия.

В случае модифицирования сплава АЖ2.18 гадолинием, последний в меньшей степени, чем неодимом сдвигает потенциал свободной коррозии, в область отрицательных значений. У сплавов с гадолинием  $E_{\text{п.о.}}$  более положителен, чем без него. Однако, он не всегда определим по той же причине, что и в случае с вышеперечисленными редкоземельными металлами. Потенциал  $E_{\text{н.п.}}$  сплава АЖ2.18 с гадолинием не высоки. Пассивная область находится на уровне сплава-основы. При большем содержании РЗМ значение  $i_{\text{кор.}}$  остается неизменным. При этом ток коррозии и скорость коррозии имеют минимальные значения. Таким образом, наиболее оптимальным составом в коррозионном отношении можно считать сплав АЖ2.18+0.05%Gd.

Анодные поляризационные кривые сплава АЖ2.18, с иттрием, гадолинием и эрбием снятые в среде 0.3%-ного раствора NaCl показаны на рис. 1.

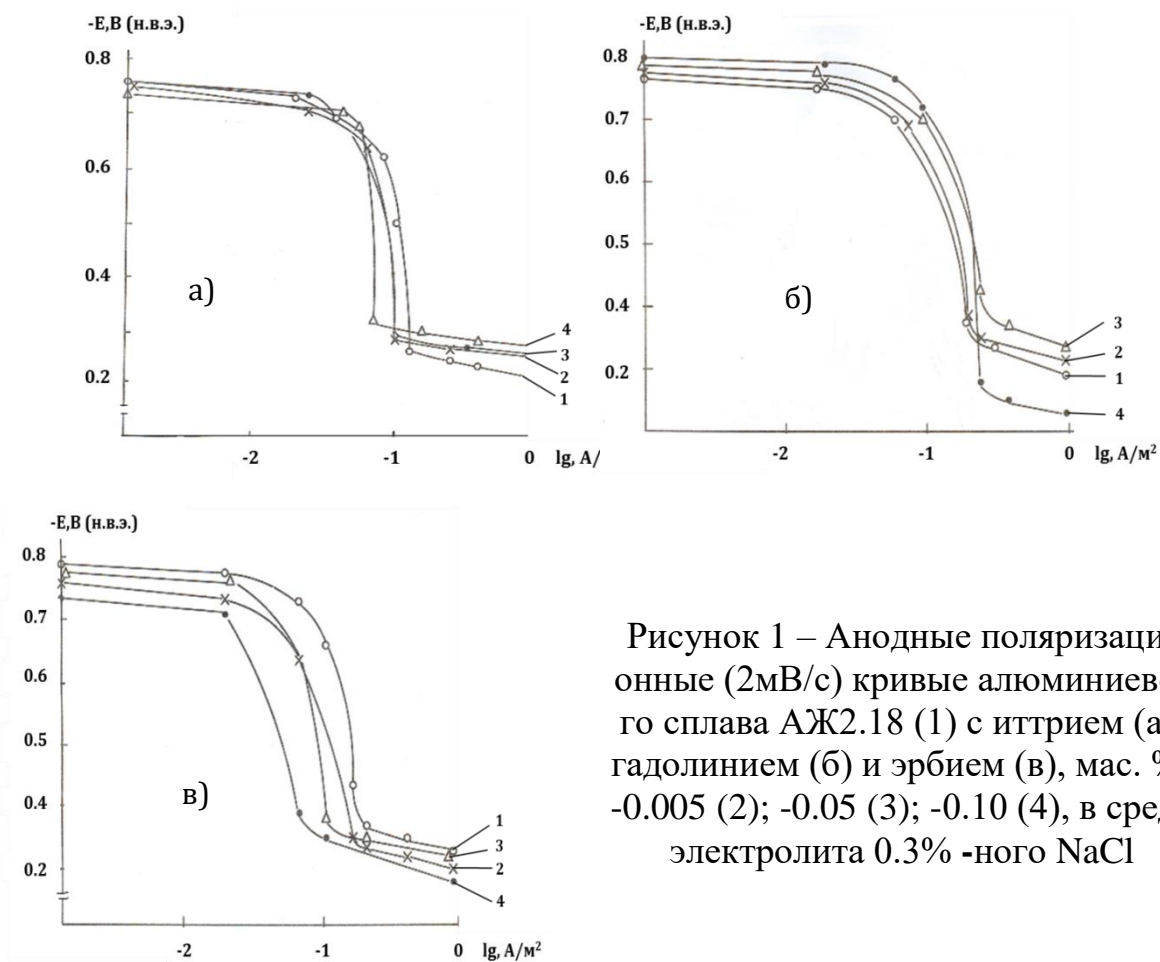


Рисунок 1 – Анодные поляризационные (2мВ/с) кривые алюминиевого сплава АЖ2.18 (1) с иттрием (а), гадолинием (б) и эрбием (в), мас. %: -0.005 (2); -0.05 (3); -0.10 (4), в среде электролита 0.3% -ного NaCl

В ряду иттрий, гадолиний и эрбий гадолиний незначительно смещает потенциал свободной коррозии в отрицательную область значений. Пассивная область в присутствии гадолиния несколько шире и хорошо определяется, чем у сплава-основы.

Резюмируя необходимо отметить, что в рассмотренном ряду РЗМ (Y, Gd и Er) наилучшей добавкой к алюминиево-железовому сплаву АЖ2.18 являются иттрий и эрбий. Сплавы с эрбием (табл.) характеризуется минимальными значениями скорости коррозии и стабильностью электрохимических параметров.

Сравнительный анализ электрохимических параметров сплава АЖ2.18 с иттрием, гадолинием и эрбием показывают, что по мере роста концентрации хлорид-иона все представленные значения электрохимических потенциалов смещаются в отрицательную область (табл.).

Скорость коррозии сплавов от концентрации РЗМ в сплаве АЖ2.18 при этом уменьшается (рис.2). Наиболее коррозионностойкими являются сплавы с эрбием, при содержании 0.01-0.1 мас.%.

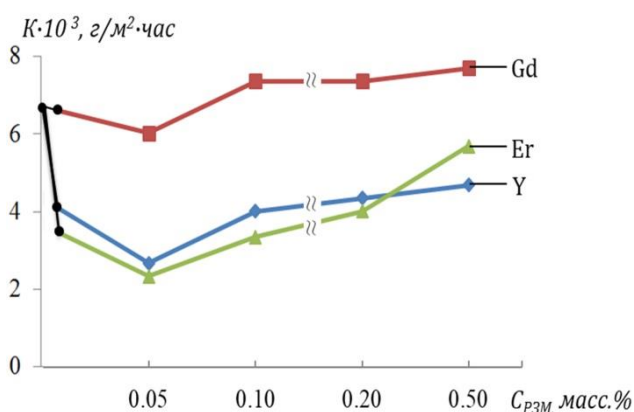


Рисунок 2 – Зависимость скорости коррозии алюминиевого сплава АЖ2.18 от содержания иттрия, гадолиния и эрбия, в среде 0.3%-ного электролита NaCl

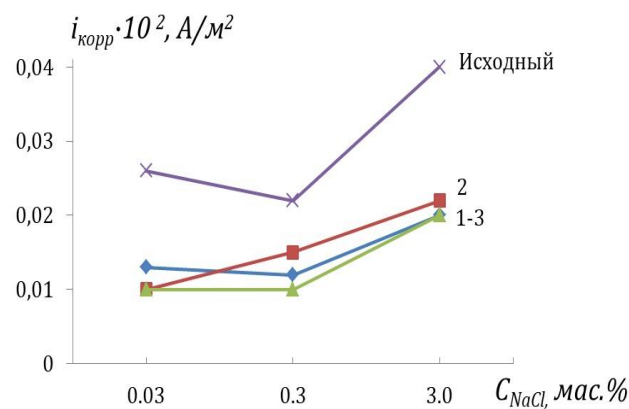


Рисунок 3 – Зависимость плотности тока коррозии сплава АЖ2.18 (исх.) с 0.1 мас. % иттрием (1), гадолинием (2) и эрбием (3) от концентрации электролита NaCl

Плотность тока коррозии сплавов от концентрации хлорид-иона в электролите NaCl увеличивается, не зависимо от состава сплавов (рис.3).

**Выводы.** Потенциостатическим методом при скорости развёртки потенциала 2мВ/с исследовано анодное поведение алюминиевого – железового сплава эвтектического состава АЖ2.18, легированного иттрием, гадолинием и эрбием, в среде электролита 0.3%-ного NaCl. Показано, что малые добавки указанных РЗМ способствуют снижению скорости коррозии исходного сплава АЖ2.18 в 2-2,5 раза, в среде электролита NaCl. Выявлены основные электрохимические потенциалы сплава АЖ2.18 от содержания РЗМ в нём.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Menan F., Henaff G. Synergistic action of fatigue and corrosion during crack growth in the 2024 aluminium alloy // Procedia Engineering. – Elsevier. 2010. – Vol. 2. – No 1. – P. 1441-1450.
2. Белецкий В.М., Кривов Г.А. Алюминиевые сплавы (Состав, свойства, технология, применение). Под ред. И.Н. Фридляндера. К.: КОМИТЕХ, 2005. – 365 с.
3. Chlistovsky R., Heffeman P., Duquesnay D. Corrosion-fatigue behaviour of 7075-T651 aluminum alloy subjected to periodic overloads // Internat. J. of Fatigue. – 2007. – Vol. 29. – No 9-11. – P. 1941-1949.
4. Луц А.Р., Суслина А.А. Алюминий и его сплавы. – Самара: Самарск. Гос. тех. универ., 2013. – 81 с.
5. Jones K., Hoenpner D. W. Prior corrosion and fatigue of 2024-T3 aluminum alloy // Corros. Sci. – 2006. – Vol. 48. – No 10. – P. 3109-3122.

6. Spencer K., Corbin S. F., Lloyd D. J. The influence of iron content of the plain strain fracture behavior of AA5754 Al-Mg sheet alloys // Mater. Sci. Eng. – 2002. – Vol. A 325. – No 1-2. – P. 394-404.

7. Kechin V., Kireev A. Influences of gas content on corrosion and electrochemical characteristics of aluminium alloys // 22nd International Conf. on Metallurgy and Materials, May 15th-17th 2013 Hotel Voronez I, Brno, Czech Republic, EU.

8. Min-Kyong Chung, Yoon-Seok Choi, Jung-Gu Kima, Young-Man Kimb, Jae-Chul Lee. Effect of the number of ECAP pass time on the electrochemical properties of 1050 Al alloys // Materials Science and Engineering A366. – 2004. – P. 282-291.

9. Song Dan, Ma Ai-bin, Jiang Jing-hua, Lin Pin-hua, Yang Dong-hui. Corrosion behavior of ultra-fine grained industrial pure Al fabricated by ECAP // Trans. Nonferrous Met. Soc. China. – 2009. – Vol. 19. – P. 1065-1070.

10. Murashkin M., Sabirov I., Kazykhanov V., Bobruk E., Dubravina A., Valiev R. Z. Enhanced mechanical properties and electrical conductivity in ultra-fine grained Al alloy processed via ECAP-PC // J. Mater. Sci. – 2013. – Vol. 48. – Issue 13. – P. 4501-4509.

11. Золоторевский В.С., Белов Н.А. Металловедение литейных алюминиевых сплавов. – М.: МИСиС, 2005. – 376 с.

12. Одинаев Ф.Р., Ганиев И.Н., Сафаров А.Г., Якубов У.Ш. Стационарные потенциалы и анодное поведение сплава АЖ4.5, легированного висмутом // Известия Санкт-Петербургского государственного технологического института (технического университета). – 2017. – № 38 (64). – С. 8-12.

13. Ганиев И.Н., Якубов У.Ш., Сангов М.М., Хакимов А.Х. Анодное поведение сплава АЖ5К10, модифицированного стронцием, в среде электролита NaCl // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2017. – № 4 (22). – С. 57-62.

14. Ганиев И.Н., Джайлоев Д.Х., Амонов И.Т., Эсанов Н.Р. Влияние щелочноземельных металлов на анодное поведение сплава Al+2,18%Fe, в нейтральной среде // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2017. – № 3 (21). – С. 40-44.

15. Умарова Т.М., Хакимов А.Х., Ганиев И.Н. Влияние церия на электрохимические и механические свойства алюминиево-железовых сплавов. // ЖПХ. – 2008. – Т.81. – № 1. – С. 71-74.

16. Хакимов А.Х. Кинетика окисления и анодное поведение алюминиево-железовых сплавов с редкоземельными металлами. Диссер. на соискание ученой степени к.х.н. // Душанбе, 2015.

УДК 669.1.17

Р.А. Шевченко, Н.А. Козырев, К.А. Бутакова, А.Н. Гостевская,  
А.А. Усольцев

ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк, Россия

## ИЗУЧЕНИЕ МИКРОСТРУКТУРЫ СВАРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ РЕЛЬСОВ ИЗ СТАЛИ МАРКИ Э76ХФ\*

В работе проведено исследование структуры сварных соединений рельсовой стали марки Э76ХФ при различных режимах сварки. Установлено, что в зоне сварного шва преобладает структура пластинчатого перлита. В зоне сварного шва рельса после контактной стыковой сварки без использования дополнительной обработки выявлены недопустимые структуры, представляющие собой игольчатый мартенсит. В ходе исследования были определены оптимальные параметры сварки, благодаря которым возможно получить требуемую структуру материала.

In this paper, the structure of welded joints of Э76ХФ grade rail steel under different welding modes is studied. It is established that the structure of lamellar perlite prevails in the weld zone. In the area of the rail weld after contact butt welding without the use of additional processing, unacceptable structures representing needle martensite were identified. In the course of the study, the optimal welding parameters were determined, thanks to which it is possible to obtain the required material structure.

Для обеспечения безопасности на железнодорожном транспорте важным условием является высокая и гарантированная стойкость сварного соединения рельсов [1, 2]. При разработке новой технологии сварки проведено исследование микроструктуры сварных соединений, выполненных в лабораторных условиях.

Целью данной работы является изучение влияния контактного подогрева на структуру стали марки Э76ХФ.

Для проведения исследований использовалась сталь марки Э76ХФ. Химический состав исследуемых образцов приведен в таблице 1.

---

\* Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-48-420003 р\_а «Развитие физико-химических и технологических основ создания принципиально нового способа сварки дифференцированно термоупрочненных железнодорожных рельсов»

Таблица 1 – Химический состав образцов рельсовой стали

Режим, №	Массовая доля элементов, %							
	C	Mn	Cr	Si	V	Al	P	S
0	0,74	0,84	0,37	0,26	0,04	0,002	0,009	0,010
1	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009
2	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007
3	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009
4	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009
5	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007
6	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007
7	0,77	0,80	0,38	0,56	0,04	0,002	0,008	0,006
8	0,74	0,79	0,38	0,55	0,06	0,002	0,009	0,005
9	0,77	0,80	0,38	0,56	0,04	0,002	0,008	0,006

Для сварки из головки рельса Р65 марки Э76ХФ вырезался образец с сечением 10 мм × 30 мм и длиной 90 мм Контактную стыковую сварку непрерывным оплавлением проводили на машине МС – 20.08 по режиму:  $U_2 = 5,76$  В,  $I_2 = 11,7$  кА,  $V_{\text{опл}} = 1$  мм/с,  $\Delta_{\text{опл}} = 10$  мм, где  $K_{\text{тр}}$  – коэффициент трансформации;  $U_2$  – вторичное напряжение;  $I_2$  – вторичный ток;  $\Delta_{\text{опл}}$  – припуск на оплавление;  $\Delta_{\text{ос}}$  – припуск на осадку;  $V_{\text{опл}}$  – скорость оплавления.

Для сравнения использовали режим №0, полученный способом контактной стыковой сварки непрерывным оплавлением без термической обработки. При сварке образцов, полученных по режимам №1 - №9, происходил подвод дополнительного тепла в момент их охлаждения путем пропускания через сварной стык переменного электрического тока по заданным режимам (Таблица 2). Исследуемыми параметрами введения дополнительного тепла являлись:  $X_1$  – время охлаждения после осадки (характеризуется скоростью охлаждения (степень переохлаждения аустенита) и температурой  $T_1$ , до которой происходит охлаждение);  $X_2$  – время подогрева (характеризуется температурой  $T_2$ , до которой происходит нагрев);  $X_3$  – время охлаждения после подогрева (характеризуется температурой  $T_1$ , до которой происходит охлаждение);  $X_4$  – количество импульсов подогрева (характеризуется инкубационным периодом превращения аустенита в перлит).

Металлографический анализ изменений структуры проводился при увеличении  $\times 500$  с помощью оптического микроскопа Olympus GX–51. Для создания оптического контраста образцы химически травились раствором, представляющим собой 4%-й раствор азотной кислоты в этиловом спирте в течение 6 секунд. Анализ и оценка микроструктуры образцов выполнены по ГОСТ 8233-56.

Исследование микротвердости было проведено по ГОСТ 9450-76 с помощью микротвердомера HVS–1000. Нагрузка была постоянной для всех режимов обработки и составляла 1Н. Время приложения и удержания нагрузки составляло 10 с, снятия испытательной нагрузки – 5 с.



Таблица 2 – Режимы контактного подогрева образцов стали Э76ХФ

Режим, №	X <sub>1</sub> , с	X <sub>2</sub> , с	X <sub>3</sub> , с	X <sub>4</sub> , с
1	30	0,6	15	4
2	30	0,6	15	2
3	30	0,6	10	4
4	30	0,6	10	2
5	25	0,6	15	4
6	25	0,6	15	2
7	25	0,6	10	4
8	25	0,6	10	2
9	27.5	0,6	12.5	3

Анализ микроструктуры проводили в образцах по зонам. Выделены следующие характерные области: шов – обезуглероженный слой, зона крупного зерна, зона мелкого зерна, основной металл.

На рисунке 1 представлены изображения структуры, полученные при различных режимах.

Результаты оценки микроструктуры на бальность в зоне сварного шва представлены в таблице 3.

По результатам проведенного анализа, представленным в таблице 3, установлено, что в зоне сварного шва преобладает структура пластинчатого перлита. Дисперсность этого типа структуры изменяется в пределах 1-4 балла по шкале 1 ГОСТ 8233. Для режимов №3, №5, №6, №7 и №9 в данной зоне преобладает сорбитообразный перлит с межпластинчатым расстоянием менее 0,2 мкм. Для режима №1 - скрытопластинчатый перлит с межпластинчатым расстоянием 0,3 мкм. Для режима №4 преобладает мелкопластинчатый перлит с межпластинчатым расстоянием 0,4 мкм. Согласно ГОСТ Р 51685-2013 данные типы структур являются допустимыми в рельсовом металле.

Таблица 3 – Оценка микроструктуры в зоне сварного шва

Режим, №	Объемная доля мартенсита/троостита, % (Балл)	Степень дисперсности пластинчатого перлита, балл
0	95/5 (4)	-
1	-	2
2	>75/<25 (7,5)	-
3	-	1
4	-	4
5	-	1
6	-	1
7	-	1
8	25/75 (7)	-
9	-	1

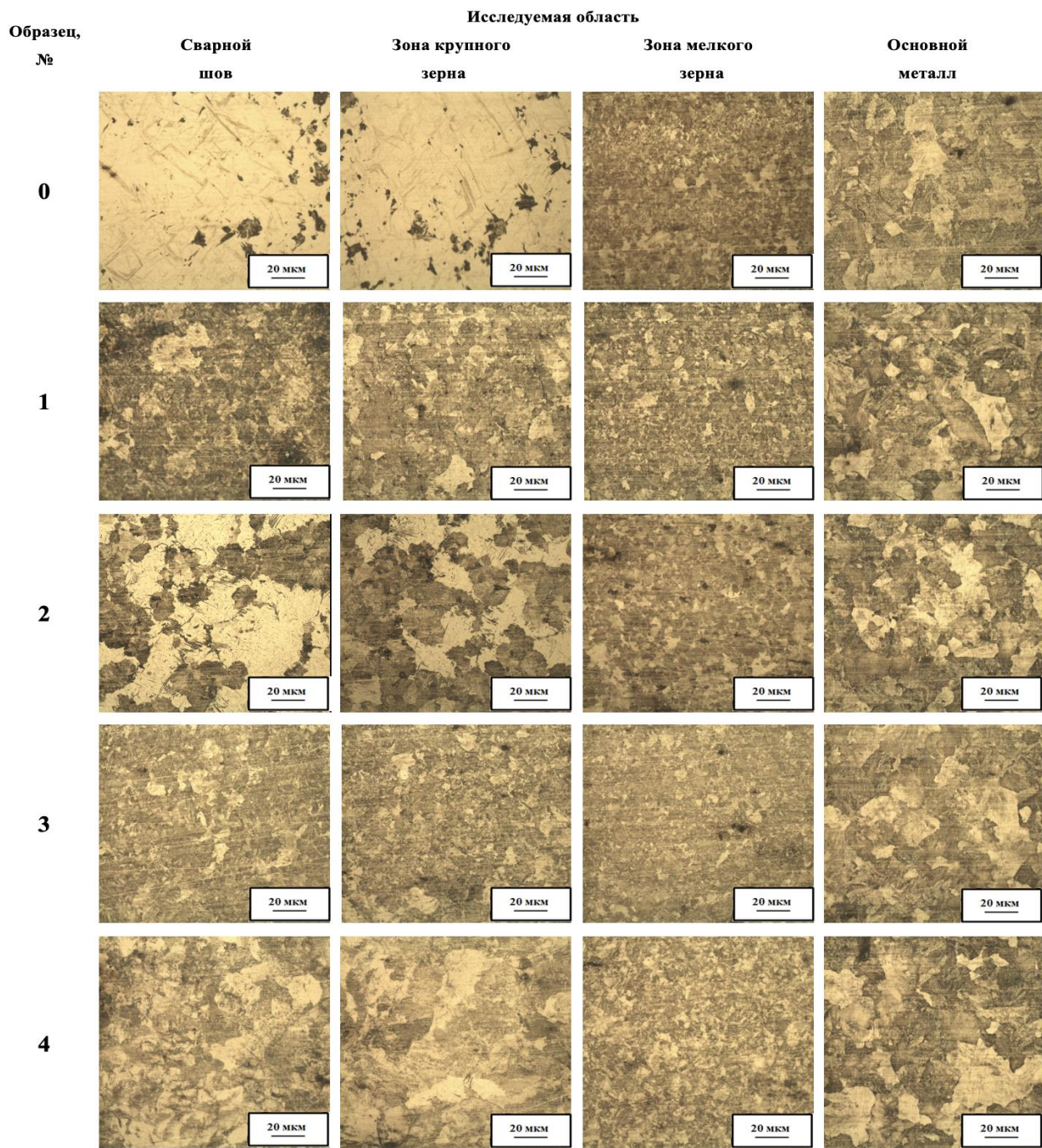
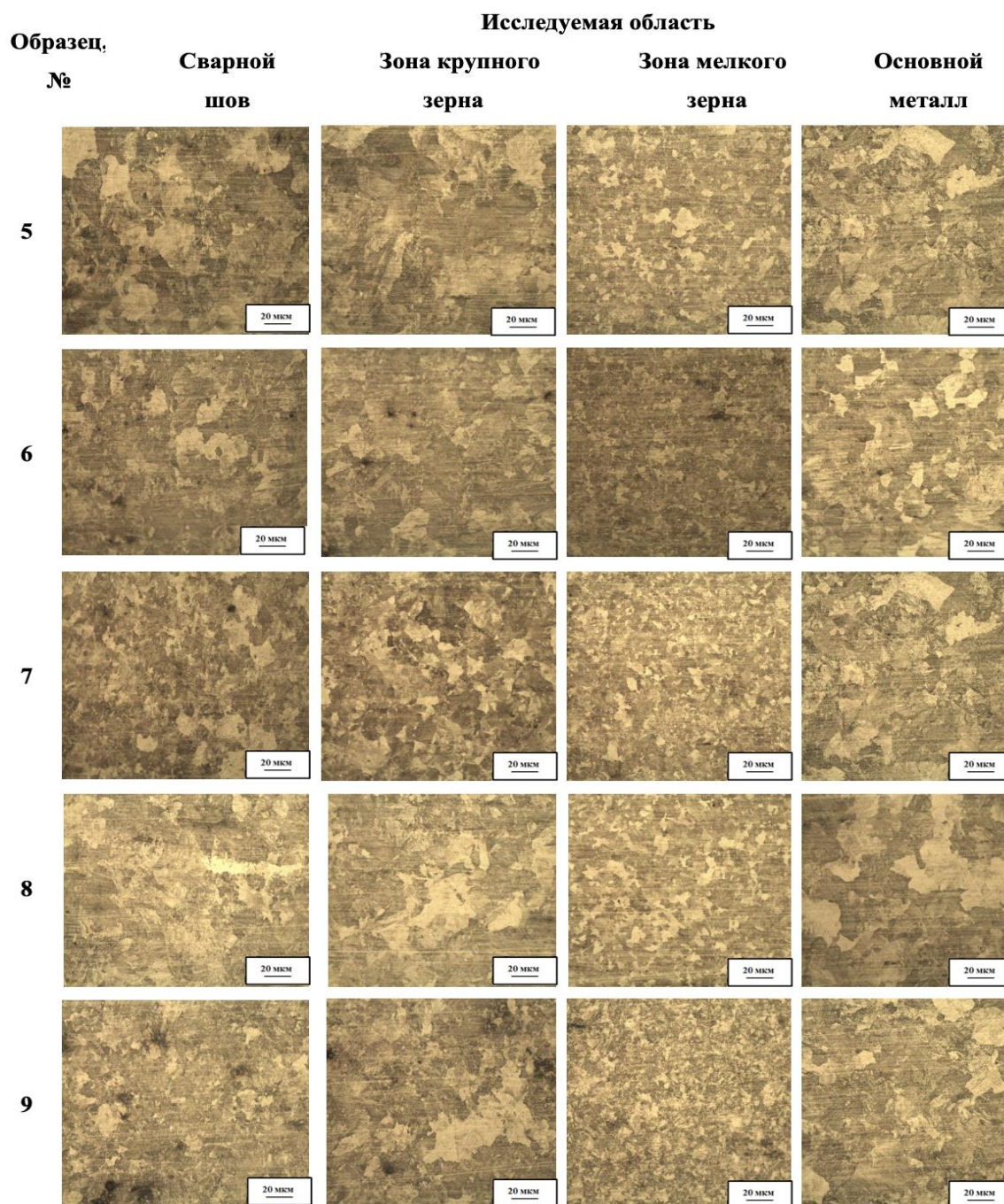


Рисунок 1 – Микроструктура различных областей, полученная при различных режимах





Продолжение Рисунка 1 – Микроструктура различных областей, полученная при различных режимах

В сварном шве образцов, полученных по режимам № 0, № 2 и №8, присутствует структура игольчатого мартенсита. Размеры игл для режима №0 оцениваются баллом 7 шкалы 3 ГОСТ 8233 и относятся к типу крупноигольчатого мартенсита с наибольшей длиной игл 12 мкм. Для образца, полученного по режиму №2, структура мартенсита соответствует баллу 6 шкалы 3 ГОСТ 8233. Такой тип мартенсита относится к среднеигольчатому мартенситу, где наибольший размер игл составляет 10 мкм. Для режима №8 в зоне сварного шва наблюдается мартенсит, оцениваемый баллом 4 шкалы 3 ГОСТ 8233. Данный тип мартенсита

соответствует мелкоигльчатому мартенситу с наибольшей длиной игл 6 мкм. Наличие таких структур недопустимо в рельсовом металле.

Результаты оценки микроструктуры на бальность в зоне крупного зерна представлены в таблице 4.

Приведенные данные в таблице 4 свидетельствуют о преобладании в зоне крупного зерна структуры пластинчатого сорбитообразного перлита с межпластинчатым расстоянием менее 0,2 мкм. Для режимов №4 и №5 обнаружен тонко- и мелкопластинчатый перлит с межпластинчатым расстоянием до 0,6 мкм. Проведенные исследования микроструктуры образцов, полученных по режиму №0, №2 и №8, показали, что в зоне крупного зерна, так же как и в сварном шве, присутствует мартенситная структура, наличие которой не допускается в рельсовом металле. Для режимов №0 и №2 мартенсит оценивается баллом 8 шкалы 3 ГОСТ 8233. Данный тип мартенсита относится к крупноигльчатому мартенситу с размером игл 16 мкм. Для режима №8 мартенсит оценивается баллом 5 шкалы 3 и относится к типу среднеигльчатого мартенсита с размером игл 8 мкм.

Микроструктура в зоне мелкого зерна представляет собой пластинчатый и зернистый перлит в различной стадии коагуляции. Дисперсность пластинчатого перлита оценивается баллом 1 шкалы 1 ГОСТ 8233, и соответствует сорбитообразный перлит с межпластинчатым расстоянием менее 0,2 мкм. Дисперсность зернистого перлита оценивается баллом 1 шкалы 1 ГОСТ 8233. Данный тип зернистого перлита относится к точечному со средним диаметром зерен цементита до 0,25 мкм. Протяженность данной зоны для исследуемых образцов варьируется от 3 до 5 мм. Режимы №1, №5, №6 и №8 имеют наименее протяженную область мелкого зерна, равную 3 мм, режимы №4 и №9 наибольшую, равную 5 мм.

Структура основного металла исследуемых образцов представляет собой пластинчатый перлит 1 – 2 балла по шкале 1 ГОСТ 8233, что характерно для структуры нетермоупрочненных рельсов.

Таблица 4 – Оценка микроструктуры в зоне крупного зерна

Режим, №	Протяженность зоны	Объемная доля мартенсита/троостита, % (Балл)	Степень дисперсности пластинчатого перлита, балл
0	0,9 мм	95/5 (4)	-
1	0,9 мм	-	1
2	2,09 мм	25/75 (9)	-
3	0,9 мм	-	1
4	1,9 мм	-	3-4
5	3,0 мм	-	3-4
6	1,9 мм	-	1
7	0,9 мм	-	1
8	3,09 мм	25/75 (9)	-
9	0,9 мм	-	1

Таблица 5 – Протяженность зон термического влияния и средние значения микротвердости для исследуемых режимов

Режим, №	Протяженность зоны термического влияния	Средние значения микротвердости HV1			
		Зона сварного шва	Зона крупного зерна	Зона мелкого зерна	Основной металл
№0	5 мм	519	525,02	418,98	369,21
№1	5 мм	356,44	347,5	328,49	321,59
№2	6 мм	413,08	374,13	333,72	344,27
№3	5 мм	350,8	336,3	311,5	324,1
№4	7 мм	294,5	300,7	303,9	324,9
№5	7 мм	336,0	316,8	302,6	328,6
№6	5 мм	360,42	349,35	316,29	323,97
№7	5 мм	358,9	352,9	329,5	330,3
№8	7 мм	365,82	355,4	284,12	318,42
№9	6 мм	357,3	358,55	319,96	334,4
Среднее значение		371,226	361,665	324,9	331,976

Протяженность зон термического влияния, а так же значения микротвердости по зонам, выявленным в зоне термического влияния представлены в таблице 5.

Из данных таблицы 5 видно, что наименьшая протяжённость зоны термического влияния наблюдается у сварных стыков, полученных по режимам №0, №1, №3, №6 и №7 (около 5,0 мм), а наибольшая – у сварного стыка №4, №5 и №8 (около 7,0 мм). Исходя из полученных данных по макроструктуре, можно увидеть границу между основным металлом и зоной термического влияния. Этот переход обуславливается резким различием в размере зерна (или перлитной ячейки) между двумя областями.

Максимальные значения микротвердости в зоне сварного шва и крупного зерна наблюдаются в образцах, полученных по режимам № 0 и № 2, что подтверждает наличие в этих зонах у данных образцов структуры мартенсита. Минимальные значения микротвердости характерны для зоны мелкого зерна. Снижение микротвердости после сварки в зоне мелкого зерна, очевидно, произошло вследствие образования зернистого перлита на данном участке. Область, относящаяся к зоне основного металла, имеет микротвердость 330 HV1. Равномерное распределение микротвердости получено при режимах №4 и №7.

Таким образом, можно делать вывод, что наиболее оптимальным из представленных режимов контактного подогрева для образцов стали Э76ХФ является режим №7. Данный образец сочетает минимальную протяженность зоны термического влияния, отсутствие в сварном соединении закалочных структур, удовлетворительную протяженность зоны мелкого зерна и оптимальные значения микротвердости.

#### **Выводы:**

В результате микроструктурного анализа в сварном соединении образцов из рельсовой стали Э76ХФ, полученным электроконтактным способом, в зоне термического влияния выделены четыре участка: сварной шов, зона крупного зерна, зона мелкого зерна и основной металл.

Изучена микроструктура в зоне сварного шва рельса после контактной стыковой сварки без использования контактного подогрева, в момент охлаждения сварного соединения, выявлены недопустимые структуры, представляющие собой игольчатый мартенсит. Наличие мартенсита так же установлено в образцах, полученных по режимам №2 (Режим сварки:  $U_2 = 5,76$  В,  $I_2 = 11,7$  кА,  $V_{\text{опл}} = 1$  мм/с,  $\Delta_{\text{опл}} = 10$  мм. Режим контактного подогрева: время охлаждения после осадки 30 с, время подогрева 0,6 с, время охлаждения после подогрева 15 с, количество импульсов подогрева 2 с) и №8 (Режим сварки:  $U_2 = 5,76$  В,  $I_2 = 11,7$  кА,  $V_{\text{опл}} = 1$  мм/с,  $\Delta_{\text{опл}} = 10$  мм. Режим контактного подогрева: время охлаждения после осадки 25 с, время подогрева 0,6 с, время охлаждения после подогрева 10 с, количество импульсов подогрева 2 с) Наличие этой структуры в металле рельсов приводит к развитию усталостных трещин и хрупкому излому. На режимах №1, №3 – №7, №9 участков мартенсита в зоне сварного шва не обнаружено.

Оптимальными параметрами контактного подогрева после контактной стыковой сварки с точки зрения полученной микроструктуры протяженности зоны термического влияния и значений микротвердости являются параметры, использованные в режиме №7 (Режим сварки:  $U_2 = 5,76$  В,  $I_2 = 11,7$  кА,  $V_{\text{опл}} = 1$  мм/с,  $\Delta_{\text{опл}} = 10$  мм. Режим контактного подогрева: время охлаждения после осадки 25 с, время подогрева 0,6 с, время охлаждения после подогрева 10 с, количество импульсов подогрева 4 с). Этот режим рекомендуется применять для сварки рельсов для получения повышенных эксплуатационных показателей надежности стыкового соединения.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Генкин И.З. Сварные рельсы и стрелочные переводы / И. З. Генкин. – М.: Интекст, 2003. – 93 с.
2. Исследование структуры сварного соединения рельсовой стали марки Э76Х при различных параметрах изотермической выдержки / К.А. Бутакова [др.] // Вестник горно-металлургической секции Российской академии наук. Отделение металлургии. – 2018. – № 41. – С. 221-224.

Р.А. Шевченко, Н.А. Козырев, А.Н. Гостевская, К.А. Бутакова,  
А.А. Усольцев

ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный  
университет», г. Новокузнецк, Россия

## ВЛИЯНИЕ РЕЖИМОВ КОНТАКТНОЙ СТЫКОВОЙ СВАРКИ НА НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИЕ ВКЛЮЧЕНИЯ В МЕТАЛЛЕ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ Э76ХФ\*

В работе проведено исследование загрязненности неметаллическими включениями рельсовой стали Э76ХФ (основного металла и сварного шва). Показано, что преобладающим типом неметаллических включений в сварных соединениях во всех исследуемых образцах являются точечные оксиды. Установлено, что режимы контактной стыковой сварки не оказали влияние на загрязненность образцов.

The study of the contamination of non-metallic inclusions of rail steel E76HF (base metal and weld). It is shown that the predominant type of nonmetallic inclusions in welded joints in all the studied samples is point oxides. It was established that flash butt welding did not affect the contamination of the samples.

Одной из основных причин вывода рельсов из эксплуатации являются скопления неметаллических включений в зоне сварного стыка [1].

При этом неметаллические включения могут образовываться, как при производстве стали (выплавка, выпечная обработка, разливка стали), так и непосредственно при сварке рельсов в плети. Потому вопросом образования неметаллических включений и их трансформация при сталеплавильном производстве и сварке рельсов уделяется большое внимание [2, 3].

В качестве исследуемого материала использовались образцы стали марки Э76ХФ. Химический состав образцов приведен в таблице 1.

Для сварки образец сечением 10 мм × 30 мм и длиной 90 мм вырезался из головки рельса. Контактную стыковую сварку непрерывным оплавлением проводили на машине МС – 20.08 по режиму:  $U_2 = 5,76$  В,  $I_2 = 11,7$  кА,  $V_{\text{опл}} = 1$  мм/с,  $\Delta_{\text{опл}} = 10$  мм, где  $U_2$  – вторичное напряжение;  $I_2$  – вторичный ток;  $\Delta_{\text{опл}}$  – припуск на оплавление;  $\Delta_{\text{ос}}$  – припуск на осадку;  $V_{\text{опл}}$  – скорость оплавления.

---

\* Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ и Кемеровской области в рамках научного проекта № 20-48-420003 р\_а «Развитие физико-химических и технологических основ создания принципиально нового способа сварки дифференцированно термостойких железнодорожных рельсов»

Таблица 1 – Химический состав образцов рельсовой стали

№ образца	Массовая доля элементов, %								
	C	Mn	Cr	Si	V	Al	P	S	Cu
0	0,74	0,84	0,37	0,26	0,04	0,002	0,009	0,010	0,10
1	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009	0,08
2	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007	0,08
3	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009	0,08
4	0,76	0,77	0,37	0,53	0,04	0,003	0,010	0,009	0,08
5	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007	0,08
6	0,76	0,77	0,36	0,53	0,04	0,003	0,010	0,007	0,08
7	0,77	0,80	0,38	0,56	0,04	0,002	0,008	0,006	0,10
8	0,74	0,79	0,38	0,55	0,06	0,002	0,009	0,005	0,11
9	0,77	0,80	0,38	0,56	0,04	0,002	0,008	0,006	0,10

При сварке образцов №1 – №9 происходил подвод дополнительного тепла в момент их охлаждения путем пропускания через сварной стык переменного электрического тока по заданным режимам (таблица 2). Образец №0 получен способом контактной стыковой сварки непрерывным оплавлением без термической обработки.

Исследование образцов стали Э76ХФ на неметаллические включения проводилось на металлографическом микроскопе OLYMPUS GX-51 при увеличении в 100 крат в соответствии ГОСТ 1778-70.

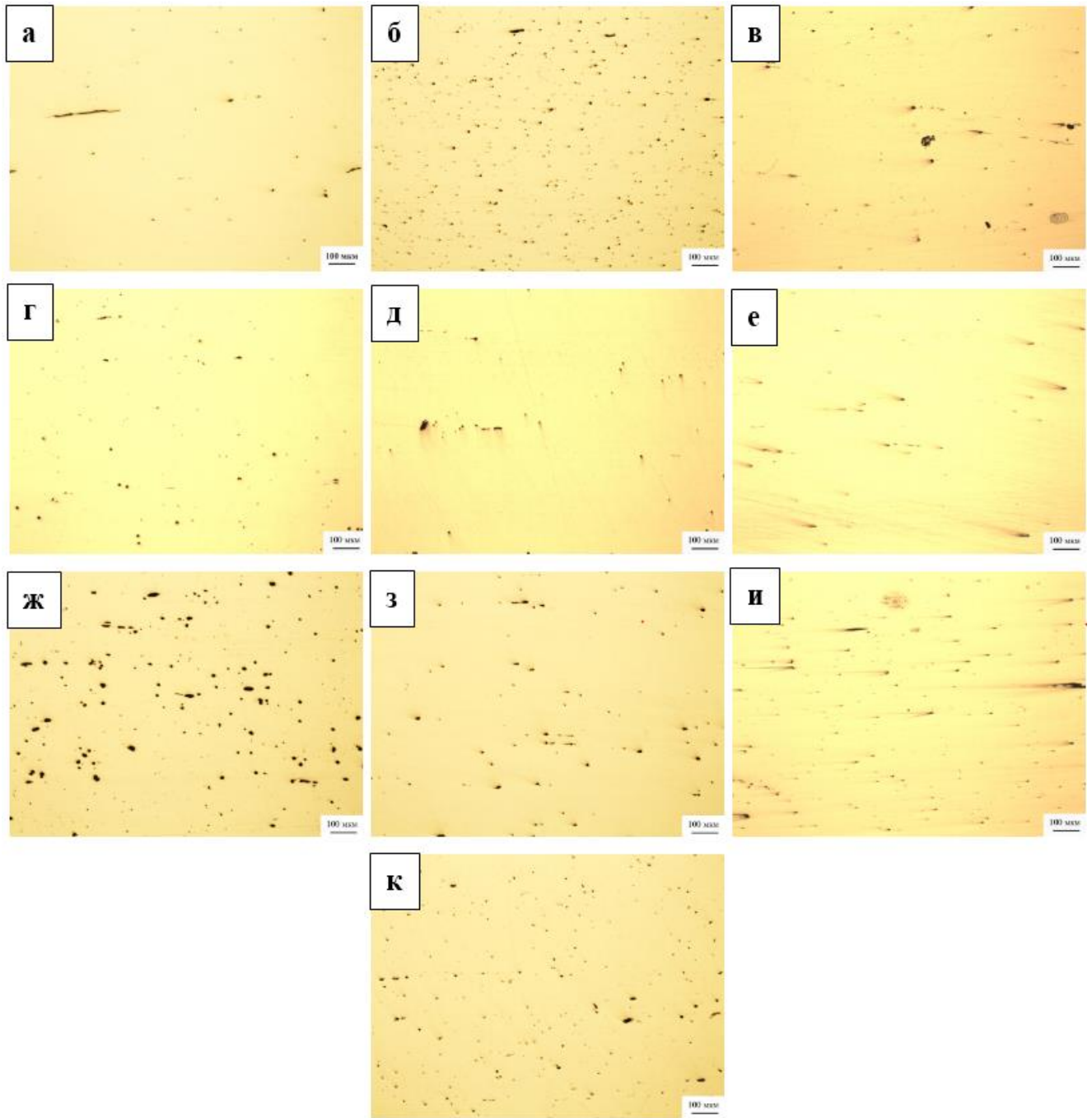
Изучение уровня загрязненности неметаллическими включениями проводили на образцах до сварки, как и после сварки в зоне сварного стыка.

На рисунке 1 представлены изображения видов неметаллических включений присутствующих в основном металле. Неметаллические включения, находящиеся в зоне сварного шва показаны на рисунке 2.

Таблица 2 – Режимы контактного подогрева образцов стали Э76ХФ

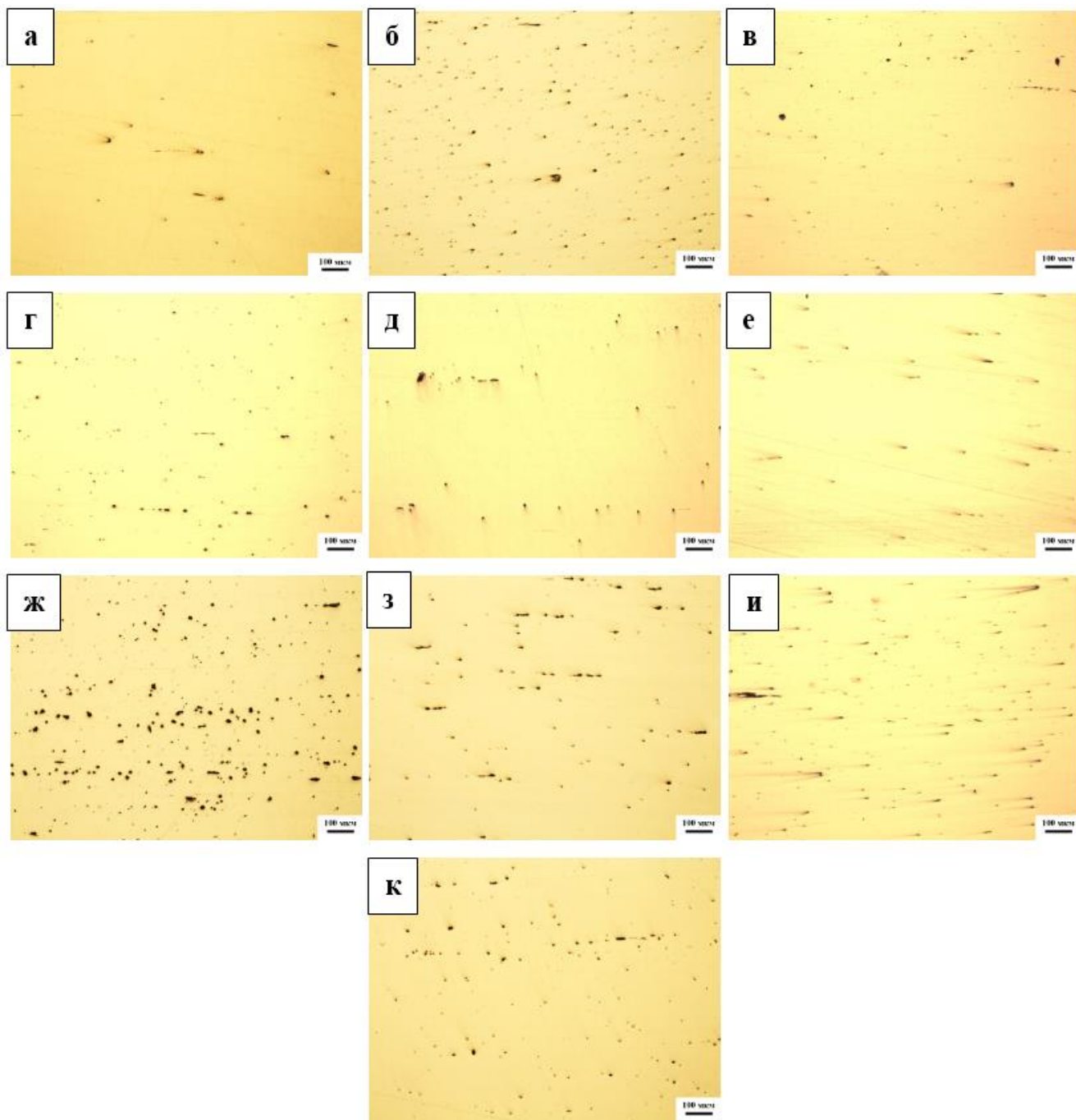
Образец, №	Время охлаждения после осадки, с	Время подогрева, с	Время охлаждения после подогрева, с	Количество импульсов подогрева, с
1	30	0,6	15	4
2	30	0,6	15	2
3	30	0,6	10	4
4	30	0,6	10	2
5	25	0,6	15	4
6	25	0,6	15	2
7	25	0,6	10	4
8	25	0,6	10	2
9	27,5	0,6	12,5	3





а – образец №0; б – образец №1; в – образец №2; г – образец №3;  
д – образец №4; е – образец №5; ж – образец №6; з – образец №7;  
и – образец №8; к – образец №9.

Рисунок 1 – Неметаллические включения основного металла



а – образец №0; б – образец №1; в – образец №2; г – образец №3;  
 д – образец №4; е – образец №5; ж – образец №6; з – образец №7;  
 и – образец №8; к – образец №9.

Рисунок 2 – Неметаллические включения сварного шва стали марки Э76ХФ

Выявленные неметаллические включения являются типичными для включений, образующихся в металле при выплавке рельсовой стали. Результаты оценки загрязненности неметаллическими включениями по бальности и среднему значению загрязненности участков приведены в таблицах 3, 4.

Таблица 3 – Виды неметаллических включений основного металла стали Э76ХФ

№ Образца	Типы неметаллических включений по образцам, балл					
	Оксиды точечные	Силикаты пластичные	Силикаты недеформирующиеся	Силикаты хрупкие	Нитриды строчечные	Среднее значение
0	1 (а)	3 (а)	–	–	2 (а)	1,2
1	1 (а)	4 (а)	5 (а)	–	–	2
2	1 (а)	4 (а)	5 (а)	–	–	2
3	1 (а)	–	–	3 (а)	2 (а)	1,2
4	2 (а)	2 (а)	1 (а)	–	–	1
5	1 (а)	2 (а)	1 (а)	–	–	0,8
6	4 (а)	4 (б)	–	2(а)	2 (а)	2,4
7	2 (а)	–	–	1 (а)	2 (а)	1
8	1 (а)	2 (б)	–	–	–	0,6
9	1 (а)	–	–	1 (а)	3 (а)	1

Приведенные данные в таблице 3 свидетельствуют о присутствии в основном металле неметаллических включений в виде оксидов точечных, силикатов пластичных, недеформирующихся и хрупких и строчечных нитридов. Проведенные исследования загрязненности образцов показало, что в зоне основного металла выявлены неметаллические включения схожие с присутствующими в зоне сварного шва. Было установлено, что в основном металле самым загрязненным образцов является образец №6, а самыми чистыми образцы №5 и №8.

Таблица 4 – Виды неметаллических включений сварного шва стали Э76ХФ

№ Образца	Типы неметаллических включений по образцам, балл					
	Оксиды точечные	Силикаты пластичные	Силикаты недеформирующиеся	Силикаты хрупкие	Нитриды строчечные	Среднее значение
0	1 (а)	3 (а)	–	–	2 (а)	1,2
1	1 (а)	4 (а)	5 (а)	–	–	2
2	1 (а)	4 (а)	5 (а)	–	–	2
3	1 (а)	–	–	3 (а)	2 (а)	1,2
4	2 (а)	2 (а)	1 (а)	–	–	1
5	1 (а)	2 (а)	1 (а)	–	–	0,8
6	4 (а)	4 (б)	–	2(а)	2 (а)	2,4
7	2 (а)	–	–	1 (а)	2 (а)	1
8	1 (а)	2 (б)	–	–	–	0,6
9	1 (а)	–	–	1 (а)	3 (а)	1

По результатам, представленным в таблице 4, можно сделать вывод, что в зоне сварного шва преобладают неметаллические включения в виде точеч-

ных оксидов. В этой области наблюдается загрязненность пластинчатыми, недеформирующимися и хрупкими силикатами и строчечными нитридами. Среди всех образцов, выявлено, что самым загрязнённым является образец №6. А наиболее чистыми являются образцы № 5 и №8.

Исходя из данных приведенных в таблицах 3, 4 и на рисунках 1, 2 установлено, что контактная стыковая сварка непрерывным не оказала влияние на образование неметаллических включений в образцах.

**Выводы:**

Исследование неметаллических включений образцов в основном металле и в зоне сварного шва показало, что режимы контактной стыковой сварки непрерывным оплавлением не оказали влияние на загрязненность образцов.

На основании полученных данных о загрязненности неметаллическими включениями в соответствие с ГОСТ 1778-70 было установлено, что преобладающим типом неметаллических включений в сварных соединениях во всех исследуемых образцах являются точечные оксиды. Неметаллические включения, выявленные в исследуемых образцах, типичны для включений, образующихся при выплавке рельсовой стали.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Исследование структуры сварного соединения рельсовой стали марки Э76Х при различных параметрах изотермической выдержки / К.А. Бутакова [др.] // Вестник горно-металлургической секции Российской академии наук. Отделение металлургии. – 2018. – №41. – С. 221 – 224.

2. Исследования состава и распределения неметаллических включений по сечению рельсовых профилей / А. А. Уманский, А. В. Головатенко, А. С. Симачев // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии – Москва; Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2019. – Вып. 42. – С. 22 – 27.

3. Исследование неметаллических включений, образующихся при электроконтактной сварке рельсовой стали / Е. В. Полевой, Р. А. Шевченко, Н. А. Козырев, Д. Ю. Кушев, А. М. Юнусов // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2019. – № 1 (27). – С. 8 – 12.

**ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И ЭКОЛОГИЯ НА  
ПРЕДПРИЯТИЯХ**

УДК 669.017

Л.Н. Шевелев

ЦНИИчермет имени И.П. Бардина, Москва, Россия

## ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ И ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ДОМЕННОГО И СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВ

В статье изложены основные направления повышения энергоэффективности производства в черной металлургии России, приведены результаты оценки экономической и энергетической эффективности реализации прорывных инновационных энергосберегающих технологий в доменном и сталеплавильном производствах, предложены инструменты стимулирования снижения выбросов парниковых газов.

The article presents the main roots for growth of energy-saving in ferrous metallurgy of Russia, the assessment of economic and energy efficiency growth as a result of implementation of breakthrough innovative energy-saving technologies in iron and steelmaking production. The methods for stimulation of development of technologies reducing greenhouse gas emission are discussed.

ФГУП «ЦНИИчермет им. И.П. Бардина» выполнил в 2007 – 2017 гг. большой комплекс исследований и экспериментальных расчетов, позволивших выявить приоритеты в реализации энергосберегающих технологий (1, 2, 3). К ним, в первую очередь, относятся:

- рециклинг доменного газа (доменные печи);
- газификация энергетических углей (газогенераторы);
- производство рудоугольных брикетов и их использование в доменном и электросталеплавильном производствах (автоматические линии на фабрике брикетирования).

В результате совокупной реализации этих технологий исключаются высокоуглеродные переделы (окисленные окатыши, кокс, агломерат), а также осуществляется замена дорогих покупных ископаемых видов топлива (кокующихся углей, кокса, природного газа, покупной электроэнергии) собственным дешевым вторичным энергоресурсом (восстановительным газом  $\text{CO}+\text{H}_2$ ). Источниками выработки ВЭР на металлургических заводах с полным циклом производства являются: доменные печи, электросталеплавильные печи, газогенераторы – путем реализации в них наилучших доступных технологий (НТД), помещенных в справочнике ИТС 26-2017 (7.3.7, 7.3.8, 7.3.9). Данные технологии прошли промышленное опробование на металлургических предприятиях России и не имеют аналогов в мировой черной металлургии.

ФГУП «ЦНИИчермет им. И.П. Бардина» выполнил расчеты экономической и энергетической эффективности реализации этих технологий применительно к предприятию с полным металлургическим циклом. Результаты расчетов приведены в таблице 1.

Приведенные расчеты показывают, что переход на энергосберегающие технологии (рудоугольные брикеты с рециклингом доменного газа и применение генераторного газа – аналога восстановительного газа) обеспечивает снижение себестоимости жидкого чугуна на 30 % (за счет сокращения материальных и топливно – энергетических ресурсов), сокращение выбросов парниковых газов в атмосферу на 60 % и вредных веществ на 70 %.

При этом полностью исключается из доменной плавки: кокс, природный газ и воздушное дутье. Эти виды топлива и энергии заменяются восстановительным газом, полученным путем рециклинга доменного газа; чистым кислородом из нового кислородного блока (вместо воздушного дутья, обогащенного кислородом); энергетическим углем (вместо кокса).

Рудоугольные брикеты формируются на автоматических линиях путем холодного прессования железорудного концентрата (и других мелких рудных материалов и отходов) с энергетическим углем (и другими мелкими углеродосодержащими материалами).

Характеристика брикета: ударная прочность – не менее 60 %, пористость 32 – 33 %, горячая прочность – не менее 1000° С.

Промышленную апробацию рудоугольные брикеты прошли на Косогорском металлургическом заводе, на их основе выплавлено около 500,0 тыс. т товарного чугуна. Фирма ООО «Ориен Технолоджи» имеет лицензию на производство оборудования для получения брикетов и патенты на производство рудоугольных брикетов. Капитальные затраты на производство 2,0 млн. т брикетов составляют 2,0 млрд. руб. и могут быть выполнены фирмой в течение двух лет на территории любого металлургического завода или угольного карьера (шахты).

Рециклинг доменного газа осуществляется фирмой ООО «ГРИНСОЛ» (ранее «Гипрогазоочистка»). Имеет патент на отмывку восстановительного газа ( $\text{CO} + \text{H}_2$ ) из доменного газа. Оборудование производится на предприятии химического машиностроения в г. Пензе. Промышленную апробацию рециклинг доменного газа прошел на заводе НПО «Тулачермет». На ее основе выплавлено 200,0 тыс. т чугуна. Научная разработка рассмотрена в 12 научных организациях, в том числе в двух Академиях наук: РАН и РАЕН. Результаты рассмотрения – положительные.

Капитальные затраты на реализацию энергосберегающих технологий составляют 4,8 млрд. руб. Экономический эффект – 2,5 млрд. руб., а с учетом господдержки – 4,9 млрд. руб. Срок окупаемости – менее года, т.е. проект самоокупаемый, без внешнего заимствования средств от Управляющей компании. Реализация энергосберегающих технологий в доменном производстве обеспечивает: экономический эффект в сумме 4,9 млрд. руб./год; сокращение выбросов парниковых газов в количестве 1,26 млрд. т  $\text{CO}_2$ /год; рост производительности доменной печи на 17,4 %.

Таблица 1 – Экономическая и энергетическая эффективность производства чугуна при реализации энергосберегающих технологий (на примере предприятия с полным металлургическим циклом)

№ п/п	Материальные и топливно-энергетические ресурсы	Экономическая эффективность						Энергетическая эффективность				
		Ед. измер.	Цена, руб./ед.	Дт		Р/у брикеты		Кэм. тСО <sub>2</sub> /ед.	Дт		Р/у брикеты	
				ед./т.	руб./т	ед./т.	руб./т		ед./т.	тСО <sub>2</sub> /т	ед./т.	тСО <sub>2</sub> /т
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
А.	Сырье + топливо в шихту (доменная печь)											
1.	Железородное сырье (жрс) / Железородный концентрат (жрк)	т/т	4500 / 3200	1,690	7605	1,538	4922					
2.	Кокс / некокующийся уголь	т/т	8500 / 3860	0,420	3570	0,124	479	3,103/1,484	0,420	1,303	0,124	0,184
3.	Связующее (цемент)	т/т	2000	-	-	0,126	252	-	-	-	-	-
4.	Затраты на брикетирование	руб./т	700	-	-	-	700	-	-	-	-	-
	Итого (А)	руб./т		2,110	11175	1,788	6353			1,303		0,184
Б.	Энергодобавки (доменная печь)											
1.	Природный газ	1000м <sup>3</sup>	4600	0,070	322	-	-	1,835	0,070	0,128	-	-
2.	Рециклинг газ (СО + Н <sub>2</sub> )	1000м <sup>3</sup>	1714	-	-	0,125	214	0,377	-	-	0,125	0,042
	Итого (Б)				322		214			0,128		0,042
	Итого (А + Б)				11497		6567			1,431		0,226
В.	Попутная продукция (Д.П.) (-)											
1.	Доменный газ	1000м <sup>3</sup>	570	1,338	763	(0,220)	-	0,528	1,338	0,706		
2.	Рециклинг - газ (СО + Н <sub>2</sub> )	1000м <sup>3</sup>	1714		-	0,125	214	0,337	-	-	0,125	0,042
3.	Углекислый газ (СО <sub>2</sub> )	1000м <sup>3</sup>			-	0,095	-	1,000	-	-	0,095	0,095
	Итого В (-)				- 763		- 214			- 0,706	-	- 0,137
Г1.	Итого (А + Б - В)				10734		6353			0,725		0,089
Г2.	Прочие энергоресурсы (из энергодобавки по заводу в целом для Д.П.)	тут/т	4790 / 3989	0,315	1509	0,450	1799	3,330 / 0,756	0,315	1,049	0,450	0,340
Г.3	Условно - постоянные расходы (Д.П.)				1000		667			-		-
I	Итого (Г <sub>1</sub> +Г <sub>2</sub> +Г <sub>3</sub> )				13243		8819			1,774		0,429
II	Прибыль, всего				1957		6381					
III	Итого цена чугуна (ж)				15200		15200					
	в т.ч. экономия энергоресурсов						-4424					- 1,345

Дт – действующая технология; Р/у брикеты – технология с использованием рудоугольных брикетов, рециклинга доменного газа и генераторного газа



При этом получается новый вид твердого высококачественного чугуна - СИНТИКОМ (на чистой шихте, без примесей цветных металлов), который полностью заменяет стальной лом во всех сталеплавильных агрегатах (дешевле на 13 %), особенно в трубном и рельсовом производствах. Данный вид твердого чугуна «Синтиком» представляет собой шихтовую заготовку для электростали. За разработку технологии «Синтиком» Дорофеев Г.А. и Шевелев Л.Н. Получили премию Правительства РФ в 2002 году. Аналог шихтовой заготовки – технология «ОРИЕН» (таблицы 2 и 3).

Разница в затратах при производстве электростали по технологиям «Синтиком» и «Ориен» составляет около 1% и зависит от точности расчетов по статье «прочие энергозатраты» и их распределения по видам стали. В любом случае можно применять полностью или технологию «Синтиком», или технологию «Ориен», или их комбинацию с оптимизацией экономической, энергетической и экологической эффективности.

Более точные результаты можно получить на основе информационного обеспечения предприятия при создании совместной рабочей группы: «Предприятие (Инвестор) – Инициативная группа (Консорциум исследовательских организаций).

Важнейшим фактором привлекательности данных энергосберегающих технологий является возможность их реализации с привлечением господдержки путем применения налоговых льгот. Выполненные расчеты налоговых льгот показывают, что они обеспечивают получение прибыли (экономии) уже на 2ом году эксплуатации и полное погашение израсходованных капитальных вложений (инвестиционного налогового кредита – ИНК) за счет средств экономического эффекта. При этом используются для погашения ИНК налоговые льготы как федерального, так и регионального бюджетов. В целях стимулирования Предприятия и Консорциума за реализацию энергосберегающих технологий, экономический эффект за период эксплуатационной деятельности проекта (за 2 года) предлагается распределить между ними поровну, а за последующие 5 лет в рамках специнвестконтракта весь экономический эффект остается в распоряжении Предприятия (около 30 млрд. руб.). Бюджеты всех уровней (федеральной и региональной) распределяют налоговые платежи в 10 году эксплуатации проекта согласно налогового кодекса РФ (статьи 66,67): Предприятие/Бюджет = 78 % / 22 % (5,0/1,5 млрд. руб.). Для получения налоговых льгот сейчас готовятся документы по включению энергосберегающих технологий в «Перечень – 2019» и представляются в Минпромторг РФ с последующим представлением в Правительство РФ и утверждения их в порядке, установленном постановлением Правительства РФ от 17.06.2015 № 600.

Таблица 2 – Определение себестоимости чугуна и стали в зависимости от технологии производства, включая балансы железа и углерода

№ п/п	Ресурсы	Баланс железа			Баланс углерода				Баланс производства		
		3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
А.	Чугун	т/т	“Fe”, т/т	Итого, т/т	т/т	“С”, т/т	Итого, т/т	тCO <sub>2</sub> /т	т/т	Цена, руб./ед.	Сумма, руб./т
1.	Железорудный концентрат (ЖРК)	1,538	0,650	1,000	-	-	-	-	1,538	3200	4922
2.	Некоксующийся уголь	0,124	-	-	0,124	0,700	0,087	-	0,124	3860	479
3.	Цемент	0,126	-	-	-	-	-	-	0,126	2000	252
4.	Затраты на брикетирование	-	-	-	-	-	-	-	-	-	700
5.	Итого р/у брикет	1,788	0,559	1,000	1,788	0,049	0,087	(0,323)	1,788	3554	6353
6.	Прочие энергозатраты										2466
7.	Итого чугун жидкий								1,000	8819	8819
Б.	Разливка чугуна										
1.	Чугун жидкий (70%)	0,700	0,559	0,391	0,700	0,043	0,030	(0,110)	0,700	8819	6173
2.	ЖРК (30%)	0,300	0,650	0,195	0,300	-	-		0,300	3200	960
3.	Итого чугун твердый	1,000	0,586	0,586	1,000		0,117	0,433	1,000	7133	7133
В.	Электросталь										
1.	Чугун твердый	1,000	0,586	0,586	1,000	0,030	0,030	0,110	1,000	7133	7133
2.	Электроэнергия								0,658	3000	1974
	Итого							0,543			9107

Таблица 3 – Сопоставление показателей конвертерной стали и электростали (по видам)

№ п/п	Ресурсы	Конвертерная сталь			Технология «Синтиком» (эл. ст.)			Технология «Ориен» (эл. ст.)		
		Ед./т	Цена, руб./ед.	Сумма, руб./т	Ед./т	Цена, руб./ед.	Сумма, руб./т	Ед./т	Цена, руб./ед.	Сумма, руб./т
1.	Чугун жидкий	0,900	8919	8027	0,700	8919	6173	-	-	-
2.	Лом/брикет (ЖРК)	0,228	8000	1824	0,300	3200	960	1,788	3554	6353
3.	Прочие энергозатраты	-	-	-	-	-	-			493 <sup>х)</sup>
4.	Электроэнергия	0,040	5000	200	0,658	3000	1974	0,690	3000	2070
	Итого	0,9х0,7+0,228х0,011=0,633 тCO <sub>2</sub> /т		10051	0,433+0,110=0,543 тCO <sub>2</sub> /т		9107	0,323 тCO <sub>2</sub> /т		8916

<sup>х)</sup> 2466 х 0,2 = 493 руб./т; в конвертерной стали и электростали «Синтиком» затраты в сумме 2466 руб./т включены в себестоимость жидкого чугуна.

Расход электроэнергии: 0,440 : 1,140 = 0,386 х 1,706 = 0,658 тыс. квтч/т; 0,386 х 1,788 = 0,690 тыс. квтч/т.

0,440 тыс. квтч/т – базовый расход электроэнергии в электросталеплавильном производстве; 1,140 т/т – базовый расход металлошихты;

1,706 т/т – расход металлошихты при технологии «Синтиком»; 1,788 т/т – расход металлошихты при технологии «Ориен».

**Вывод.** Сокращение потребления энергии и минимизация выбросов в атмосферу парниковых газов, а также вредных веществ в черной металлургии России являются ключевыми факторами роста энергоэффективности производства, конкурентоспособности продукции и защиты окружающей среды.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Рамм А.Н. Современный доменный процесс. – М.: Металлургия, 1980. – 304 с.
2. Сосковец О.Н., Шевелев Л.Н., и др. Применение технологии «горячих восстановительных газов» для повышения энергоэффективности производства чугуна // Сталь. – №5. – 2014. – С. 103-107.
3. Шевелев Л.Н., Бродов А.А. Оценка энергоэффективности черной металлургии России // Металлург. – № 8. – 2012. – С. 7-13.

С.Г. Галевский

Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия

## СУБЪЕКТНО-ОРИЕНТИРОВАННЫЙ ПОДХОД В ОЦЕНКЕ ДОХОДНОСТИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ КОМПАНИЙ

В данной статье разработан субъектно-ориентированный подход к определению требуемой доходности. Предложена субъективная мера риска, учитывающая особенности восприятия риска инвестором и его осведомленность. На основе концепции соответствия риска и доходности, разработано уравнение, отражающее взаимосвязь между субъективной мерой риска и уровнем доходности. Все это позволяет подходить к определению требуемой доходности в полной мере индивидуально для каждого инвестора.

This article developed a subject-oriented approach to determining the required return. A subjective measure of risk is proposed, taking into account the particular perception of risk by the investor and his awareness. Based on the concept of compliance of risk and return, an equation has been developed that reflects the relationship between the subjective measure of risk and the level of return. All this allows to approach the definition of the required yield in full individually for each investor.

Залогом устойчивого развития любой – в том числе металлургической – компании является выполнение всех принятых на себя обязательств и оправдание ожиданий инвесторов. Именно это дает компании возможность привлекать финансовые ресурсы на выгодных условиях и, таким образом, реализовывать проекты, обеспечивающие рост объемов и качества производимой продукции, оптимизацию потребления ресурсов, соответствие экологическим стандартам и т.д. В свою очередь, любые проекты на стадии обоснования их целесообразности нуждаются в критериях, способных отделить эффективные начинания от неэффективных. Требуемая доходность, показывающая минимально приемлемый с учетом риска уровень отдачи на вложенный капитал, удовлетворяющий ожидания инвестора, является одним из важнейших таких показателей, без которого фактически невозможна оценка эффективности любого проекта и, соответственно, принятие обоснованного управленческого решения.

При этом не существует единой универсальной методики для определения требуемой доходности. Для расчета этого параметра используются: модель оценки финансовых активов (САРМ), в т.ч. с разнообразными корректировками; модель дисконтированных дивидендов; данные о текущей или исто-

рической дивидендной доходности с корректировками на предполагаемый темп роста; цена заемного капитала, скорректированная на премию за риск; рыночная доходность, скорректированная на уровень риска; мультипликатор «цена/прибыль» и многие другие способы. В соответствии с исследованиями [1-4], как в англосаксонских странах (США, Великобритания, Канада), так и в странах Континентальной Европы (Германия, Франция, Нидерланды) наиболее популярным способом определения требуемой доходности является модель CAPM. Подобные выводы подтверждаются и на основании локальных исследований, посвященных изучению ситуации в отдельных странах – например, Австралии [5] или Чешской Республики [6]. Однако необходимо принимать во внимание, что модель оценки финансовых активов, как и большинство других методик, устанавливает объективную зависимость между риском вложений и требуемой доходности, исключая из оценки ее величины субъективные предпочтения самого инвестора. При этом, согласно указанным выше исследованиям, зачастую требуемая доходность определяется именно на основании ожиданий инвестора: во Франции и Нидерландах этот способ оказался вторым по популярности, в то время как в Германии определение требуемой доходности на основании ожиданий инвесторов оказалось даже более распространено, чем модель CAPM. Таким образом, приходится поставить под сомнение целесообразность определения требуемой доходности исключительно на основе неких объективных показателей, когда та доходность, которую инвестор должен получать по тому или иному активу не зависит от его предпочтений и эти предпочтения полностью исключены из процесса ее вычисления.

Представляется, однако, что необходимо различать риск как некую объективную сущность и субъективное восприятие риска человеком (инвестором в том числе). Очевидно, что из-за различий между людьми одна и та же величина риска будет восприниматься по-разному, в диапазоне от полного игнорирования этого риска (риск-нейтральный инвестор) до признания такой величины риска неприемлемой (инвестор-абсолютный рискофоб). Различия в восприятии риска повлекут за собой и разную оценку требуемой доходности: если в первом случае инвестор готов будет вложить средства в рискованный актив безо всякой дополнительной премии за риск, то во втором случае никакая доходность не сподвигнет инвестора рисковать своими деньгами.

С учетом вышеперечисленного, необходимо предложить субъекто-ориентированный подход к определению требуемой доходности и дополнить базовый для всех рассмотренных методик алгоритм «оценка объективного уровня риска – вычисление требуемой доходности – выбор актива для инвестирования по соотношению объективного риска и доходности» еще одним звеном: оценкой субъективного уровня риска конкретным инвестором.

В качестве объективной меры риска автором предлагается ожидаемый размер потерь, определяемый следующим образом:

$$R = \sum_{i=1}^n (k_f - k_i) * p_i * c_i \quad (1)$$

где  $k_f$  – доходность безрискового актива;  $k_i$  – доходность данного актива при  $i$ -м исходе;  $p_i$  – вероятность наступления  $i$ -го исхода;  $c_i$  – параметр выбора.

Параметр  $c_i$  необходим для придания данной мере риска одностороннего характера и определяется следующим образом:

$$c_i = \begin{cases} 0, & k_f - k_i < 0 \\ 1, & k_f - k_i > 0 \end{cases} \quad (2)$$

Следует обратить внимание на то, что в данном случае потери определяются не как потери собственно вложенного капитала (т.е. как отрицательная доходность), а как упущенная выгода по сравнению с безрисковой альтернативой. Таким способом подчеркивается тот факт, что слишком низкая доходность (ниже безрисковой) негативно воспринимается инвестором, оценивающим эффективность вложений с точки зрения экономической, а не бухгалтерской прибыльности.

В рамках данной работы выдвигается гипотеза о схожей природе восприятия риска и восприятия физических раздражителей (света, звука, веса и т.п.). Это позволит определять субъективную меру риска при помощи психофизических законов восприятия, достаточно давно выведенных и экспериментально подтвержденных. Психофизические законы восприятия устанавливают зависимость между силой воздействия раздражителя (в нашем случае – ожидаемый размер потерь) и силой ощущения, которые этот раздражитель вызывает у наблюдателя (в нашем случае – субъективное ощущение риска). Долгое время единственным таким законом считался предложенный еще в XIX веке закон Фехнера (закон Фехнера-Вебера), однако в настоящее время существуют и другие психофизические законы – например, закон Стивенса. Закон Фехнера предполагает логарифмическую зависимость между интенсивностью раздражителя и ощущений, закон Стивенса – степенную. Ю. Забродин предложил обобщающий психофизический закон (закон Забродина), который примирял законы Фехнера и Стивенса, ставя при этом интенсивность ощущений в зависимость не только от интенсивности раздражителя, но и от осведомленности человека (в нашем случае – инвестора) о процессе ощущения. При нулевой осведомленности закон Забродина соответствует закону Фехнера, при абсолютной – закону Стивенса. Таким образом, в настоящей работе представляется целесообразным использовать обобщающий закон Забродина, причем не только из-за его более универсального характера, но и потому, что в нем используется характеристика самого инвестора, обеспечивающая индивидуальный характер разработанной меры риска.

В общем виде закон Забродина является решением следующего дифференциального уравнения:

$$\frac{ds}{s^z} = K * \frac{dR}{R}, \quad (3)$$

где  $R$  – интенсивность раздражителя (ожидаемый размер потерь);  $S$  – ощущение риска;  $K$  – константа, призванная обеспечить сопоставимость интенсивности раздражителя и вызываемых ощущений;  $z$  – константа, характеризую-

щая осведомленность человека (0 – полная неосведомленность, 1 – абсолютная осведомленность).

Решение этого уравнения относительно  $S$  дает следующее выражение:

$$\frac{ds}{s^z} = K * \frac{dR}{R}, \quad (4)$$

где  $C$  – константа, возникающая при интегрировании.

Для дальнейшего преобразования этого выражения необходимо определить, во-первых, с сущностью показателя ощущений риска, во-вторых, осуществить классификацию риска в зависимости от интенсивности испытываемых ощущений.

Поскольку ощущение риска определяется в зависимости от ожидаемых потерь, можно утверждать, что  $S$  показывает ожидаемые потери по активу с учетом особенностей восприятия исходных данных инвестором. Иными словами, ощущение риска представляет собой своеобразное «обесценение» рискованного актива в глазах инвестора. Параметр  $S$  показывает, насколько данный актив менее ценен по сравнению с безрисковым активом, требующим аналогичных вложений и обеспечивающим такую же доходность. Соответственно, ощущение риска должно колебаться в пределах от 0 (ценность актива в глазах инвестора равна ценности безрискового аналога) до 1 (ценность актива в глазах инвестора равна нулю, инвестирование нецелесообразно при любых условиях).

В связи с этим необходимо обозначить три вида риска (области риска) в зависимости от возникающего у инвестора ощущения риска:

- нулевой риск ( $S = 0$ );
- приемлемый риск ( $0 < S < 1$ );
- неприемлемый риск ( $S = 1$ ).

На первый взгляд, нулевое ощущение риска возможно только при нулевом же значении объективной меры риска, т.е. при отсутствии риска как такового. Однако на практике ощущения возникают только при преодолении раздражителем некоторого порога, до этого порога раздражитель не воспринимается и не вызывает никаких ощущений, как если бы он отсутствовал вообще. С точки зрения инвестиций примером этого может служить признание некоторых активов (например, государственных облигаций) условно-безрисковыми, хотя любое вложение средств заведомо связано с риском, пусть и небольшим.

Обозначим пороговое значение ожидаемых потерь, при котором ощущение риска все еще не возникает, как  $R_0$ . Тогда верно следующее выражение:

$$0 = \sqrt[1-z]{(1-z) * K * \ln(C * R_0)} \quad (5)$$

Преобразуя данное выражение, получаем:

$$c = \frac{1}{R_0}, \quad (6)$$

Соответственно, тогда верно и следующее:

$$s = \sqrt[1-z]{(1-z) * K * \ln(R / R_0)} \quad (7)$$

Неприемлемый риск означает такой уровень ожидаемых потерь, с которым инвестор не готов смириться ни при каких обстоятельствах и при котором возможность инвестирования в данный актив не рассматривается. Самый очевидный вариант – это уровень ожидаемых потерь, соответствующий полной потере инвестором вложенных средств.

Обозначим пороговое значение ожидаемых потерь, при котором возникает ощущение неприемлемого риска как  $R_I$ . Тогда верно следующее выражение:

$$1 = 1 - z \sqrt{(1 - z) * K * \ln(R_I \dot{r} R_0)} \quad (8)$$

Преобразуя данное выражение, получаем:

$$(1 - z) * k = \frac{1}{\ln(R_I \dot{r} R_0)} \quad (9)$$

Соответственно, тогда верно и следующее:

$$s = 1 - z \sqrt{\frac{\ln(R \dot{r} R_0)}{\ln(R_I \dot{r} R_0)}} = 1 - z \sqrt{\log_{\frac{R_I}{R_0}} \frac{R}{R_0}} \quad (10)$$

Необходимо отметить, что данное выражение применимо только при  $R_0 < R < R_I$ , т.е. в области приемлемого риска. В области нулевого риска  $S = 0$ , а в области неприемлемого  $S = 1$ .

Параметр  $z$ , обозначающий осведомленность инвестора, в значительной степени влияет на восприятие риска инвестором. Максимальное значение ощущение риска достигает при полной неосведомленности, в то время как при абсолютной осведомленности ощущение риска стремится к нулю. Таким образом, инвестор, полагающий себя абсолютно осведомленным, не ощущает риска – независимо от того, насколько объективно рискован актив. Очевидно, такой инвестор считает, что он информирован достаточно, чтобы точно предсказать генерируемые активом поступления и избежать всех потерь, связанных с данным активом. Поведение абсолютно осведомленного инвестора будет соответствовать поведению риск-нейтрального инвестора.

Разумеется, ни один инвестор не может быть осведомлен абсолютно. Однако в данном случае речь идет не о реальной информированности инвестора, а о его субъективном ощущении. В силу разных причин (например, недостатка опыта) мнение инвестора о собственной осведомленности может быть крайне необъективным, но именно под влиянием его личного мнения будет формироваться субъективное ощущение риска. Кроме того, осведомленность инвестора относительно разных активов тоже может существенно отличаться. Например, по поводу какого-либо актива инвестор может располагать инсайдерской информацией, что объективно увеличивает его осведомленность относительно данного актива, но никак не влияет на осведомленность относительно прочих активов.

Таким образом, использование обобщенного психофизического закона для определения субъективного ощущения риска позволяет учесть осведомленность инвестора – параметр, оказывающий значительное влияние на оценку привлекательности актива инвестором.



Далее необходимо установить характер взаимосвязи между субъективным ощущением риска и минимальной требуемой доходностью.

В ходе рассуждений о сущности субъективной меры риска  $S$  был сделан вывод о том, что данный показатель можно интерпретировать как обесценение рискованного актива по сравнению с его безрисковым аналогом. Субъективная мера риска показывает, какую часть своей ценности в глазах инвестора теряет актив с учетом ожидаемых потерь, преломленных через призму восприятия данного инвестора.

Однако если рискованый актив теряет часть ценности (в отличие от безрискового), то должен быть стимул, который заставит инвестора вложить средства в рискованный актив при наличии безрисковой или хотя бы менее рискованной альтернативы. Очевидно, что при рассмотрении всего двух характеристик актива (риск и доходность) таким стимулом может быть только большая доходность, причем разница в доходностях должна покрывать как вызванное риском обесценение, так и доходность альтернативного вложения средств. При сравнении с безрисковым аналогом минимальная требуемая доходность должна уравнивать достоинства, и недостатки рискованного и безрискового актива, и именно таким образом, чтобы обеспечить инвестору одинаковый прирост ценности его вложений. Соответственно, должно соблюдаться равенство:

$$(1+k)*(1-S) = (1+k_f)*(1-S_f) \quad (11)$$

где  $k$  – требуемая доходность данного актива;  $S$  – субъективная мера риска данного актива;  $S_f$  – субъективная мера риска безрискового актива.

Учитывая, что  $S_f$  равно нулю, можно выразить требуемую доходность:

$$k = \frac{k_f + S}{1 - S}, \quad (12)$$

Данное выражение может быть представлено в виде:

$$k = k_f + \frac{S*(1+k_f)}{1-S} \quad (13)$$

В таком виде требуемая доходность разделяется на две традиционные составляющие: премия за ожидание (безрисковая доходность) и премия за риск. Из приведенной формулы видно, что требуемая доходность зависит от безрисковой доходности и субъективного восприятия риска инвестором, которое, в свою очередь, зависит от ряда других параметров. В связи с этим необходимо не только представить взаимосвязь субъективной меры риска и требуемой доходности, но и обеспечить возможность определения экзогенных по отношению к активу параметров, необходимых для расчета.

Как было показано выше, для расчета требуемой доходности необходимо знать безрисковую доходность и субъективную меру риска. Расчет субъективной меры риска, в свою очередь, основан на объективной мере риска (ожидаемых потерях), однако помимо этого необходимо располагать сведениями относительно пороговых значений восприятия риска инвестором и его осведомленности.

Традиционно в качестве безрискового актива принимаются государственные ценные бумаги, а в качестве безрисковой доходности – как правило, доходность к погашению государственных облигаций. Соответственно, в настоящей работе в качестве доходности безрискового актива рассматривается доходность российских государственных облигаций (ОФЗ) за рассматриваемый период (десять лет, 2009-2018 гг.), которая в среднем составила 7,74 %. При этом нижний порог восприятия  $R_0$  логично оценивать как величину ожидаемых потерь по активу, который инвестор рассматривает в качестве безрискового – 0,96 %.

В отличие от условно-безрисковых активов, не существует активов, риск которых настолько высок, что заведомо относится к области неприемлемого риска и может быть использован в качестве верхнего порога восприятия. Представляется, что данный порог зависит от склонности инвестора к риску и должен определяться индивидуально, как ответ инвестора на вопрос: «При каком уровне ожидаемых потерь вложение средств в данный актив не рассматривается?». Автором настоящей работы было проведено исследование, в рамках которого респонденты отвечали на данный вопрос. По его результатам в среднем неприемлемый уровень потерь составляет 42 %, однако необходимо помнить, что под потерями в нашем случае понимается не просто потеря вложенных средств, а потеря средств относительно капитала, который был вложен в безрисковый актив и по которому получена безрисковая доходность. Поэтому для определения среднего значения порога восприятия к указанным 42 % следует прибавить доходность безрискового актива. Поэтому верхний порог восприятия составляет 49,74 %.

Осведомленность так же, как и верхний порог восприятия характеризует конкретного инвестора и должна определяться им самим. Однако представляется целесообразным рассчитать среднее значение данной величины для получения некой точки отсчета, на которую может ориентироваться инвестор. Если предположить, что в долгосрочной перспективе требуемая и ожидаемая доходность в среднем по рынку совпадают, то можно подобрать такое значение  $z$ , при котором эти доходности окажутся равны. Используя полученные ранее усредненные параметры и рассчитав риск вложения в рыночный индекс ММВБ по годам за период 2009-2018 гг., было определено, что средняя осведомленность инвесторов на российском рынке акций составляла в этот период 0,591.

Проиллюстрируем предложенную методику на примере крупнейший российских металлургических компаний, чьи акции относятся к т.н. «голубым фишкам»: ПАО «ГМК «Норильский никель» (НорНикель), ПАО «Северсталь» (Северсталь), ПАО «Магнитогорский металлургический комбинат» (ММК), ПАО «НЛМК» (НЛМК) и ПАО «Полос» (Полос). В таблице 1 представлены значения объективной меры риска (ожидаемой величины потерь,  $R$ ), субъективной меры риска ( $S$ ), величины требуемой и ожидаемой (фактической) доходности, рассчитанные на основе субъекто-ориентированного подхода и данных о котировках акций данных компаний за анализируемый период.

Таблица 1 – Требуемая и ожидаемая доходности крупнейших российских металлургических компаний за период 2009-2018 гг.

	Объективная мера риска	Субъективная мера риска	Требуемая доходность	Ожидаемая доходность
ММК	15,2 %	0,417	84,9%	50,4%
НЛМК	13,9 %	0,385	75,3%	30,0%
Полюс	11,1 %	0,311	56,4%	32,1%
Северсталь	10,3 %	0,288	51,2%	46,8%
НорНикель	8,4 %	0,232	40,2%	38,5%

Как видно из таблицы 1, наибольшую доходность за анализируемый период продемонстрировала компания ММК, однако она же обладает и наибольшим значением риска, что приводит к крайне высокой величине требуемой доходности. В целом все крупнейшие металлургические компании демонстрируют доходность ниже требуемой величины, что означает недостаточную эффективность управления активами и может привести к сложностям с привлечением финансовых ресурсов. В наименьшей степени это свойственно компаниям Северсталь и НорНикель, фактическая доходность которых близка к требуемой, а с учетом выплаты дивидендов, возможно, превосходит ее.

При этом предложенная методика позволяет учесть не только объективные риски, связанные с вложением средств, но и отношение инвестора к риску, а также степень его осведомленности (с учетом информационной асимметрии). Это является важным преимуществом данного подхода по сравнению с традиционными методиками, которые предполагают оценку требуемой доходности лишь на основании характеристик актива (объекта инвестирования), без учета особенностей инвестора (субъекта инвестирования). Представляется, что внедрение и развитие предложенного подхода позволит более гибко подходить к определению требуемой доходности и решать вопрос вложения средств в полной мере индивидуально для каждого инвестора.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Graham J.R., Harvey C.R., 2001. The theory and practice of corporate finance: evidence from the field. *Journal of Financial Economics*, 60 (2001), 187-243.
2. Brounen D., De Jong A., Koedijk K.C.G., 2004. *Corporate Finance in Europe Confronting Theory with Practice*. ERIM Report Series Research in Management, Erasmus Research Institute of Management.
3. Gitman L., Vandenberg P., 2000. Cost of Capital Techniques Used by Major US Firms: 1997 vs. 1980. *Financial Practice and Education*, Fall/Winter 2000, pp. 53-68.
4. Bruner R., Li W., Kritzman M., Myrgren S., Page S., 2008. Market integration in developed and emerging markets: Evidence from the CAPM. *Emerging Markets Review*, Vol. 9, pp. 89–103.
5. Truong G., Graham P., Peat M., 2008. Cost-of-Capital Estimation and Capital Budgeting Practice in Australia. *Australian Journal of Management*, June 2008, pp. 95- 121.
6. Kolouchová, P., Novák J Cost of Equity Estimation Techniques Used by Valuation Experts. IES Working Paper 8/2010, IES FSV, Charles University.

С.Г. Галевский

Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия

## ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ИНВЕСТИЦИОННЫХ ПРОЕКТОВ НА ОСНОВЕ КОРРЕКТНОГО УЧЕТА РИСКОВ

В данной статье предложена методика, модифицирующая модель оценки финансовых активов (САРМ). Предложенная методика позволяет вести отдельный учет рисков первого и второго рода и, соответственно, корректно отражать их в расчетах по методу дисконтированных денежных потоков. Это дает возможность адекватно оценивать эффективность инвестиционных проектов и принимать обоснованные управленческие решения.

This article proposes a technique that modifies the financial asset valuation model (САРМ). The proposed method allows separate accounting of the risks of the first and second kinds and, accordingly, correctly reflects them in calculations using the discounted cash flow method. This makes it possible to adequately assess the effectiveness of investment projects and make informed management decisions.

Реализация инвестиционных проектов (в широком смысле этого слова) является залогом постоянного развития и совершенствования любых – в том числе и металлургических – компаний. Однако для металлургических компаний корректная оценка эффективности проектов имеет крайне важное значение, поскольку многие проекты носят весьма масштабный характер, и реализация неэффективных решений приводит к неэффективному использованию большого объема ресурсов. При этом оценка целесообразности реализации того или иного проекта строится, как правило на методе дисконтированных денежных потоков, применение которого основано на прогнозе будущих денежных потоков. Однако в соответствии с концепцией временной стоимости денег, важна не только совокупная величина генерируемых денежных потоков, но и их распределение во времени. Поэтому прогнозируемые денежные потоки необходимо дисконтировать для определения их текущей величины, а это означает необходимость использования в расчетах ставки дисконтирования, представляющей собой величину требуемой доходности для владельца капитала.

Помимо опосредования временной разницы между денежными потоками разных периодов, в современной практике финансового менеджмента на ставку дисконтирования возлагается, как правило, еще одна функция – учет рисков, присущих оцениваемому активу. Это приводит к тому, что ставка дисконтирования складывается из двух составляющих: безрисковой (премии

за ожидание) и рисков (премии за риск). В настоящее время определение безрисковой составляющей в достаточной степени формализовано и традиционно осуществляется на основе доходности государственных облигаций. Такой подход позволяет оперативно определить безрисковую ставку и практически не дает возможности манипулировать ставкой дисконтирования с целью влияния на конечный результат расчетов по методу дисконтированных денежных потоков.

К сожалению, иначе обстоят дела с определением адекватной премии за риск. Невозможность точной и объективной оценки величины риска предполагаемых денежных потоков обуславливает множество разнообразных подходов к решению данной проблемы. Для расчета ставки дисконтирования используются: модель оценки финансовых активов (САРМ), как в изначальном виде, так и с разнообразными корректировками; модель дисконтированных дивидендов; данные о текущей или исторической дивидендной доходности с корректировками на предполагаемый темп роста; цена заемного капитала, скорректированная на премию за риск; рыночная доходность, скорректированная на уровень риска; мультипликатор «цена/прибыль» и многие другие способы. Так, автор настоящей статьи рекомендует определять требуемую доходность на собственный капитал на основе субъектно-ориентированного подхода, подробно описанного в работах [1-2].

Согласно исследованиям [3-8], основным методом определения ставки дисконтирования является модель оценки финансовых активов (Capital Assets Pricing Model, САРМ). Попытки адаптировать модель САРМ для применения в странах с низкой эффективностью рынков привели к появлению множества модификаций: скорректированная локальная модель, модель рынков частичной сегментации, модель Лессарда, модель Годфри-Эспинозы, модель Дамодарана, модели, учитывающие премию за малый размер компании, модели с видоизмененной мерой риска: модель Хамады или модель Эстрады. Следует отметить, что аналогичные исследования проводились и по российскому фондовому рынку. Столь значительное количество модификаций всего одной, пусть и наиболее популярной, модели вкупе с различными рекомендациями по определению параметров данной модели приводят к тому, что в рамках одной, казалось бы, методики, возможно получение самых разных значений требуемой доходности и, как следствие, самых разных итоговых результатов по методу дисконтированных денежных потоков. Все это предоставляет возможности для недобросовестных манипуляций результатами расчетов и существенно снижает объективность оценки, которая и без того страдает от невозможности получения абсолютно точного и обоснованного прогноза непосредственно денежных потоков, используемых в расчетах.

Однако проблема учета рисков в ставке дисконтирования не может быть сведена только к отсутствию объективного и однозначного способа определения премии за риск. Зачастую сама методика расчетов по методу дисконтированных денежных потоков приводит к искаженному учету рисков, если они учитываются в ставке дисконтирования. Традиционно стоимость

(ценность) актива в рамках метода дисконтированных денежных потоков рассчитывается по следующей формуле:

$$V = \sum_{i=1}^n \frac{FCF_i}{(1+k)^i}, \quad (1)$$

где  $FCF_i$  – чистый денежный поток  $i$ -го периода;  $k$  – ставка дисконтирования.

Чистый денежный поток, в свою очередь, представляет собой разницу между притоками и оттоками, которые генерирует оцениваемый актив. Хотя в отдельных случаях (например, при оценке финансовых активов) оттоки отсутствуют или малы настолько, что ими можно пренебречь, зачастую актив предполагает наличие как притоков, так и оттоков. В связи с этим все виды риска, которые оказывают влияние на стоимость данного актива, можно сгруппировать в две категории:

1) риск того, что притоки окажутся меньше ожидаемой величины (риск первого рода);

2) риск того, что оттоки окажутся больше ожидаемой величины (риск второго рода).

Именно эти два вида риска могут привести к уменьшению чистого денежного потока и, как следствие, к тому, что стоимость (ценность) актива окажется меньше ожидаемой величины. Соответственно, именно эти два вида риска должны быть корректно учтены в расчетах. Поскольку риски традиционно учитываются в ставке дисконтирования за счет добавления рисковой составляющей, наличие премии за риск должно отражать как возможность уменьшения притоков, так и возможность роста оттоков. Рассмотрим, так ли это на самом деле. Для этого распишем подробнее формулу (1), принимая во внимание, что чистый денежный поток состоит из притоков и оттоков, а ставка дисконтирования – из безрисковой составляющей и премии за риск:

$$V = \sum_{i=1}^n \frac{FCF_i}{(1+k)^i} = \sum_{i=1}^n \frac{CFP_i}{(1+k_f+k_r)^i} - \sum_{i=1}^n \frac{CFN_i}{(1+k_f+k_r)^i}, \quad (2)$$

где  $FCF_i$  – чистый денежный поток  $i$ -го периода;  $k$  – ставка дисконтирования;  $CFP_i$  – притоки  $i$ -го периода;  $CFN_i$  – оттоки  $i$ -го периода;  $k_f$  – безрисковая ставка;  $k_r$  – премия за риск.

На первый взгляд, логика применения метода дисконтированных денежных потоков полностью соблюдается в расчетах. Премия за риск увеличивает ставку дисконтирования, что приводит к более быстрому обесценению денежных потоков и, соответственно, к снижению стоимости (ценности) самого актива. Однако при более детальном рассмотрении мы видим, что такой подход позволяет корректно учесть лишь риск первого рода – увеличение премии за риск приводит к снижению дисконтированной величины притоков, но одновременно снижает и дисконтированную величину оттоков. Таким образом, риск второго рода учитывается некорректно. Получается, что подобный подход адекватен для активов, генерирующих исключительно притоки (финансовые активы), но неприменим для оценки активов, которые генери-

руют не только притоки, но и оттоки (реальные активы – бизнес, инвестиционный проект и т.д.). Для таких активов методология учета риска в ставке дисконтирования при использовании метода дисконтированных денежных потоков требует значительной переработки и внедрения нового инструментария, который позволял бы корректно учитывать как риски первого, так и второго рода.

*Методика и результаты исследования.* Поскольку наиболее популярной и часто используемой моделью для определения ставки дисконтирования с учетом рисков является модель оценки финансовых активов (САРМ), в настоящей работе предлагается методика адаптации именно этой модели для корректного учета рисков как первого, так и второго рода при дисконтировании денежных потоков. Существует значительное число модификаций модели САРМ, однако в исходном виде основная формула данной модели, позволяющая определить требуемую доходность (ставку дисконтирования), выглядит следующим образом:

$$k = k_f + \beta * (k_m - k_f), \quad (3)$$

где  $k_f$  – безрисковая ставка;  $k_m$  – доходность рыночного портфеля;  $\beta$  – бета-коэффициент.

Теоретически бета-коэффициент определяется как отношение ковариации доходности акций с доходностью рыночного портфеля и дисперсии доходности рыночного портфеля:

$$\beta = \frac{COV(k; k_m)}{\sigma_m^2}, \quad (4)$$

где  $COV(k; k_m)$  – ковариация доходности акций и рыночного портфеля;  $\sigma_m^2$  – дисперсия доходности рыночного портфеля.

На практике бета-коэффициент, как правило, определяется как коэффициент регрессии, в которой объясняющим фактором выступает премия за риск рыночного портфеля, а объясняемым – премия за риск оцениваемого актива:

$$k - k_f = \beta * (k_m - k_f), \quad (5)$$

Такой подход к определению требуемой доходности (ставки дисконтирования) полностью оправдан по отношению к финансовым активам, но, как было показано выше, искажает результаты применения метода дисконтированных денежных потоков в случае с активами, которые генерируют как притоки, так и оттоки. Для адекватного дисконтирования денежных потоков инвестиционного проекта, бизнеса и т.д. необходимо разделить риск актива, оцениваемый бета-коэффициентом, на риск первого (снижение притоков) и второго (повышение оттоков) рода.

Использование модели САРМ для оценки требуемой доходности при дисконтировании денежных потоков, генерируемых реальными активами предполагает, что риск акций компании (оцениваемый бета-коэффициентом ее акций) равен или как минимум сопоставим с риском денежных потоков, которые генерирует, например, инвестиционный проект данной компании.

Таким образом, риск колебаний курсовой стоимости акций компании приравнивается к риску колебаний величины денежных потоков реального актива. Оставляя за рамками настоящего исследования справедливость данного допущения, можно предположить, что в таком случае колебания доходности акций и бета-коэффициент вполне способны адекватно отражать не только риск бизнеса или инвестиционного проекта, но и риск как первого, так и второго рода. Для этого необходимо отдельно рассчитать два бета-коэффициента: бета-коэффициент для положительных денежных потоков (притоков) и бета-коэффициент для отрицательных денежных потоков (оттоков). В этом случае бета-коэффициент для притоков должен определяться на основе наблюдений с положительной доходностью акций, а бета-коэффициент для оттоков – на основе наблюдений с отрицательной доходностью акций компании. Таким образом, для нахождения двух бета-коэффициентов необходимо построить две регрессионные зависимости. Рассмотрим алгоритм нахождения ставок дисконтирования на примере одной из крупнейших российских металлургических компаний: ПАО «ГМК «Норильский никель»».

Для расчета традиционного бета-коэффициента были использованы данные о еженедельной премии за риск по акциям этой компании (разница между доходностями акций и государственных облигаций) и еженедельные значения рыночной премии за риск, рассчитанной как разница между доходностями рыночного индекса ММВБ и государственных облигаций (ОФЗ). Для построения регрессионной зависимости использовались данные за последние пять лет (01.07.2014-30.06.2019), что обеспечило 260 наблюдение, значение бета-коэффициента составило 0,99. Необходимо отметить, что доходность безрискового актива (облигаций федерального займа) была принята на уровне 7,01% годовых, доходность рыночного портфеля (рассчитанная по индексу ИМОЕХ) составила 14,24% годовых. Таким образом, рыночная премия за риск составила 7,23%. Используя приведенные данные, можно определить значение требуемой доходности (ставки дисконтирования) по традиционной модели CAPM:

$$k = k_f + \beta * (k_m - k_f) = 7,01\% + 0,99 * (14,24\% - 7,01\%) = 14,17\%, \quad (6)$$

Таким образом, требуемая доходность по акциям компании «Норильский никель» составляет 14,17%.

Для определения двух бета-коэффициентов, отражающих два различных рода риска, были использованы те же наблюдения, но для определения значения бета-коэффициента притоков использовались только наблюдения с положительными значениями (138 наблюдений), а для бета-коэффициента оттоков – с отрицательными значениями (122 наблюдения) премии за риск по акциям компании «Норильский никель». Исходя из построенных регрессионных зависимостей, бета-коэффициент притоков составил 0,564, а бета-коэффициент оттоков – 0,432. Соответственно, ставка дисконтирования для притоков может быть определена по формуле:

$$k_p = k_f + \beta_p * (k_m - k_f) = 7,01\% + 0,564 * (14,24\% - 7,01\%) = 11,09\%, \quad (7)$$



где  $k_p$  – ставка дисконтирования для притоков;  $\beta_p$  – бета-коэффициент притоков.

При определении ставки дисконтирования для оттоков премию за риск необходимо не прибавлять к безрисковой доходности, а, напротив, вычитать из нее, поскольку, только уменьшая ставку дисконтирования по мере роста риска (и, соответственно, увеличивая дисконтированную величину оттоков), можно добиться корректного учета риска второго рода.

$$k_n = k_f - \beta_n * (k_m - k_f) = 7,01\% - 0,432 * (14,24\% - 7,01\%) = 3,89\%, \quad (8)$$

где  $k_n$  – ставка дисконтирования для оттоков;  $\beta_n$  – бета-коэффициент притоков.

Таким образом, при раздельном учете риска первого и второго рода притоки следует дисконтировать по ставке выше безрисковой, а оттоки – по ставке ниже безрисковой.

Рассмотрим механизм применения двух ставок дисконтирования на примере условного проекта. Предположим, ПАО «ГМК «Норильский никель» собирается реализовать трехлетний проект, требующий первоначальных инвестиций в размере 100 млн. рублей. Предполагается, что притоки проекта по годам составят 150, 250 и 200 млн. рублей, оттоки – 100, 150 и 120 млн. рублей. Рассчитаем значения чистой приведенной стоимости проекта (NPV).

В случае применения традиционной модели CAPM необходимо дисконтировать чистые денежные потоки проекта по ставке, определенной формулой (6) – 14,17%. Расчеты представлены в таблице 1.

Сумма дисконтированных денежных потоков (NPV проекта) при расчете по традиционной модели CAPM составляет 74,3 млн. рублей.

При применении двух ставок дисконтирования необходимо отдельно дисконтировать притоки и оттоки, и лишь затем находить разницу между ними для определения дисконтированного чистого денежного потока. Расчеты представлены в таблице 2.

Сумма дисконтированных денежных потоков (NPV проекта) при расчете с использованием двух ставок дисконтирования составляет 41,2 млн. рублей.

Как видно из расчетов, и в том, и в другом случае проект характеризуется положительным значением чистой приведенной стоимости, что означает его привлекательность для инвестирования. Однако при применении двух ставок дисконтирования NPV проекта оказывается ниже на 33,1 млн. рублей,

Таблица 1 – Расчет величины дисконтированных денежных потоков с применением традиционной модели CAPM Calculation of discounted cash flows using traditional CAPM

	0	1	2	3
Первоначальные инвестиции	100	-	-	-
Притоки	-	150	250	200
Оттоки	-	100	150	120
Чистый денежный поток	-100	50	100	80
Дисконтированный чистый денежный поток	-100	43,8	76,7	53,8

Таблица 2 – Расчет величины дисконтированных денежных потоков с применением двух ставок дисконтирования Calculation of discounted cash flows using two discount rates

	0	1	2	3
Первоначальные инвестиции	100	-	-	-
Притоки	-	150	250	200
Оттоки	-	100	150	120
Дисконтированные притоки	-	135,0	202,6	145,9
Дисконтированные оттоки	-	96,3	139,0	107,0
Дисконтированный чистый денежный поток	-100	38,8	63,6	38,9

или практически вдвое. Очевидно, что некорректный учет рисков второго рода при использовании единой ставки дисконтирования приводит к завышению показателей проекта, как и к завышению стоимости любого другого оцениваемого актива, генерирующего не только притоки, но и оттоки.

На практике данная проблема решается применением модели CAPM с корректировками, когда к рассчитанной по традиционной модели единой ставке прибавляются дополнительные премии за различные виды риска. Полученная ставка дисконтирования оказывается выше, что позволяет снизить величину дисконтированных чистых денежных потоков и добиться адекватных значений итогового показателя стоимости (например, NPV). Так, для данного условного проекта при применении традиционного подхода к дисконтированию использование ставки равной 26,65% позволяет получить точно такое же значение чистой приведенной стоимости, как и при использовании двух ставок дисконтирования.

Однако, хотя применение корректировок в отдельных случаях дает возможность получить адекватную оценку стоимости актива, традиционный подход к определению единой ставки и дисконтирование с ее помощью чистых денежных потоков даже с использованием вышеперечисленных поправок имеет ряд недостатков как методологического, так и прикладного характера. Во-первых, внедрение в формулу расчета требуемой доходности премий за риск является вмешательством в логику модели CAPM, что в значительной степени нивелирует значимость ее теоретического обоснования, которое является одним из главных достоинств модели. Во-вторых, величины корректировок зачастую оказываются достаточно субъективными. Даже для расчета премий за страновой риск и малую капитализацию существуют различные подходы, что же касается премии за особые риски, то ее расчет слабо формализован и ее величина во многом зависит от субъективного мнения осуществляющего расчет эксперта. Это приводит к получению субъективной величины ставки дисконтирования и, как следствие, к субъективизации значений итоговых показателей, при определении которых эта ставка используется (чистая приведенная стоимость проекта, стоимость бизнеса). Кроме того, появляются возможности для «подгонки» итоговых значений под требуемый результат,

что тоже повышает риски некорректной оценки и принятия на ее основе неэффективных управленческих решений.

Наконец, необходимо понимать, что увеличение ставки дисконтирования дает нужный эффект исключительно за счет снижения величины дисконтированных притоков, но так же дополнительно снижает и величину дисконтированных оттоков. Соответственно, проблема некорректного учета рисков второго рода не только не нивелируется, напротив, такой подход ее лишь усугубляет. При увеличении требуемой доходности дополнительное снижение величины дисконтированных оттоков компенсируется большим снижением дисконтированных притоков. Очевидно, такой подход способен обеспечить адекватные результаты оценки только для активов, которые генерируют гораздо большие притоки, чем оттоки, например, как в случае с приведенным выше примером. Однако в случае с активами, генерирующими не столь различные притоки и оттоки, для получения адекватного результата может потребоваться применение ставки дисконтирования, намного превосходящей разумные для данного уровня риска значения требуемой доходности. При этом необходимо отметить, что именно такие активы в первую очередь нуждаются в объективной и обоснованной оценке.

Рассмотрим указанный недостаток на примере. Предположим, что приведенный выше условный проект ПАО «ГМК «Норильский никель» требует дополнительных затрат на ликвидацию последствий в размере 80 млн. рублей. Затраты осуществляются в последний год реализации проекта. Расчет величины дисконтированных денежных потоков при применении традиционной модели CAPM представлен в таблице 3.

Сумма дисконтированных денежных потоков (NPV проекта) при расчете по традиционной модели CAPM составляет 20,5 млн. рублей. Поскольку значение чистой приведенной стоимости положительное, при использовании традиционной модели реализация проекта представляется целесообразной, несмотря на дополнительные затраты.

Расчет величины дисконтированных денежных потоков при применении двух ставок дисконтирования представлен в таблице 4.

Таблица 3 – Расчет величины дисконтированных денежных потоков с применением традиционной модели CAPM Calculation of discounted cash flows using traditional CAPM

	0	1	2	3
Первоначальные инвестиции	100	-	-	-
Притоки	-	150	250	200
Оттоки	-	100	150	120
Затраты на ликвидацию последствий проекта	-	-	-	80
Чистый денежный поток	-100	50	100	0
Дисконтированный чистый денежный поток	-100,0	43,8	76,7	0

Таблица 4 – Расчет величины дисконтированных денежных потоков с применением двух ставок дисконтирования Calculation of discounted cash flows using two discount rates

	0	1	2	3
Первоначальные инвестиции	100	-	-	-
Притоки	-	150	250	200
Оттоки	-	100	150	120
Затраты на ликвидацию последствий проекта	-	-	-	80
Дисконтированные притоки	-	135,0	202,6	145,9
Дисконтированные оттоки	-	96,3	139,0	178,4
Дисконтированный чистый денежный поток	-100	38,8	63,6	-32,5

Сумма дисконтированных денежных потоков (NPV проекта) при расчете с использованием двух ставок дисконтирования составляет -30,1 млн. рублей. Соответственно, при корректном учете рисков как первого, так и второго рода реализация проекта становится нецелесообразной из-за дополнительных затрат на ликвидацию последствий. Таким образом, управленческое решение о реализации проекта, основанное на традиционном подходе к дисконтированию денежных потоков было бы не только необоснованным, но и неэффективным из-за некорректного учета рисков второго рода.

Более того, данный пример показывает, что при традиционном подходе к дисконтированию знак чистого денежного потока до и после процедуры дисконтирования всегда будет совпадать, несмотря на величину учитываемых рисков и размер требуемой доходности. Иными словами, положительное прогнозное значение чистого денежного потока (сколь угодно малое) означает, что и дисконтированный чистый денежный поток тоже останется положительным, хотя на практике небольшое прогнозное превышение притоков над оттоками в случае реализации определенных рисков вполне может трансформироваться в отрицательный чистый денежный поток. Еще более парадоксальная ситуация складывается в случае равенства притоков и оттоков (как в вышеприведенном примере на третьем году реализации проекта). В этом случае дисконтированный чистый денежный поток будет равен нулю, то есть равен чистому денежному потоку до дисконтирования. С точки зрения методологии расчетов это означает, что для денежных потоков данного периода риски, заложенные в величину требуемой доходности, полностью игнорируются и не находят своего отражения в величине итогового показателя проводимой оценки. Устранить эти очевидные недостатки традиционного подхода к дисконтированию позволяет дисконтирование с использованием двух ставок и раздельным учетом рисков первого и второго рода.

Таким образом, как было показано выше, применение предложенной методики позволяет избежать завышения показателей эффективности проекта и, как следствие, реализации нецелесообразных управленческих решений. А это, в свою очередь, дает возможность эффективнее распорядиться имеющимися ресурсами и направить их на реализацию проектов, максимально выгодных для металлургической компании с учетом всех рисков.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Галевский С.Г. Субъектно-ориентированный подход к оценке требуемой доходности на собственный капитал // Научно-технические ведомости СПбГПУ. экономические науки. 2017. Т. 10, № 3. С. 197-1208.
2. Галевский С.Г. Выбор портфеля ценных бумаг на основе субъектно-ориентированного подхода к оценке требуемой доходности // Научно-технические ведомости спбгпу. Экономические науки. 2018. Т. 11, № 3. С. 128-139.
3. Graham J.R., Harvey C.R., 2001. The theory and practice of corporate finance: evidence from the field. *Journal of Financial Economics*, 60 (2001), 187-243.
4. Brounen D., De Jong A., Koedijk K.C.G., 2004. *Corporate Finance in Europe Confronting Theory with Practice*. ERIM Report Series Research in Management, Erasmus Research Institute of Management.
5. Gitman L., Vandenberg P., 2000. Cost of Capital Techniques Used by Major US Firms: 1997 vs. 1980. *Financial Practice and Education*, Fall/Winter 2000, pp. 53-68.
6. Bruner R., Li W., Kritzman M., Myrgren S., Page S., 2008. Market integration in developed and emerging markets: Evidence from the CAPM. *Emerging Markets Review*, Vol. 9, pp. 89–103.
7. Truong G., Graham P., Peat M., 2008. Cost-of-Capital Estimation and Capital Budgeting Practice in Australia. *Australian Journal of Management*, June 2008, pp. 95- 121.
8. Kolouchová, P., Novák J Cost of Equity Estimation Techniques Used by Valuation Experts. IES Working Paper 8/2010, IES FSV, Charles University.

Е.Л. Медиокритский

Представительство Международной академии наук экологии  
и безопасности жизнедеятельности (МАНЭБ) в Польше

## УТИЛИЗАЦИЯ ТВЕРДЫХ БЫТОВЫХ ОТХОДОВ В ПОЛЬШЕ: ПОДХОДЫ И ОПЫТ РЕШЕНИЯ ВОПРОСОВ

Представлена экспертная оценка практического опыта уничтожения, утилизации и захоронения твердых бытовых отходов в Польше и Российской Федерации. Показана эволюция решения этой проблемы. Рассмотрена концепция решения проблемы утилизации твердых бытовых отходов.

The expert assessment of practical experience of destruction, utilization and burial of municipal solid waste in Poland and the Russian Federation is presented. The evolution of the solution of this problem is shown. The concept of solving the problem of solid waste disposal is considered.

В работах [1 – 3] представлена экспертная оценка опыта уничтожения, утилизации и захоронения твердых бытовых отходов (ТБО) в Польше и Российской Федерации, показана эволюция этой проблемы. Анализ существующей ситуации и существующих на данный момент методов обращения с ТБО позволил сделать ряд выводов и предложить концепцию по решению проблемы утилизации ТБО в Польше.

В настоящее время в странах Европейского Союза утилизируется более 50 % всех получаемых ТБО [4]. Эта проблема весьма актуальна и для Польши, в малых городах, поселениях, селах и деревнях, объединяемых Гминами и Повятами, она решается по-разному. Каждый Повят включает 4 – 8 Гмин с населением 20 – 80 тыс. человек (в крупных городах больше). В Польше около 2500 городских и сельских Гмин, входящих в 380 Повятов, имеющих более 1000 мусорных полигонов и свалок площадью свыше 3000 га для приема ТБО. Компостированием (действует пять мусороперерабатывающих заводов (МПЗ) и сжиганием (совместное компостирование и сортировка на единственном многофункциональном мусоросжигающем заводе (МСЗ) в Варшаве) утилизируется только 2 % ТБО. Однако согласно новым международным директивам, которые касаются вопросов утилизации ТБО, необходимо, чтобы полезные компоненты вторично использовались и полностью перерабатывались.

Проблему утилизации ТБО ранее и в настоящее время решали и решают по нескольким направлениям.

– Сжигание. Ранее считалось, что этот метод является решением проблемы уничтожения ТБО. Однако при эксплуатации МСЗ образуются большие количества вредных выбросов и отходов. Очень высоки эксплуатацион-

ные расходы МСЗ. Инвестиции в сооружение МСЗ мощностью 400 тыс. т ТБО/год составляют по данным фирмы «Имабе-Иберика» не менее 200 – 400 млн. евро.

– Компостирование. Мусороперерабатывающие заводы (МПЗ) для компоста не получили широкого распространения и не стали экономически оправданными предприятиями в первую очередь из-за большого количества стекла в компосте. Инвестиции в строительство и эксплуатацию МПЗ на порядок меньше, чем в МСЗ, составляют десятки млн. евро.

– Использование традиционных свалок и полигонов. В настоящее время огромные площади часто плодородных земель заняты свалками и полигонами для ТБО. К этому необходимо добавить неприятные запахи, газы, загрязнение земель и водоносных слоев, присутствие птиц и грызунов, являющихся опасными разносчиками различных болезней.

– Быстро развивающаяся технология утилизации ТБО путем глубокого прессования в брикеты после сортировки отходов. Это направление является выгодной альтернативой всем трем предыдущим. Учитывая прогрессирующее увеличение объема образуемых ТБО на душу населения (1 кг в день и более) и увеличение расстояния между крупными центрами их образования и предприятиями по их захоронению, факторы транспортировки и экономии земельных площадей становятся решающими.

Преимущества метода глубокого прессования с сортировкой показаны в работе [1]. Исходя из проведенного анализа метод глубокого прессования с сортировкой обладает наилучшими экологическими показателями при сравнении с перечисленными выше методами утилизации ТБО. Энергоемкость этого метода намного меньше энергоемкости методов компостирования и сжигания. Соотношение энергоемкостей этих методов составляет приблизительно 1:10:100.

В крупных и средних городах многих стран (Швеция, Швейцария, Германия, Испания, Франция, Великобритания, Португалия, Мексика, Аргентина, Чили, Марокко и т.д.) проблема утилизации ТБО решена путем широкого использования крупных мусоросортировочных комплексов (КМСК) и многофункциональных мусоросжигательных заводов (МСЗ). Инвестиции в такие проекты значительно меньше по сравнению с постройкой и эксплуатацией МСЗ и МПЗ равной производительности.

В Польше для Гмины или группы Гмин наилучшим вариантом является эксплуатация малого мусоросортировочного комплекса (ММСК) производительностью от 5 до 25 тыс. т в год, применение глубокого прессования с сортировкой ТБО. Инвестиции в такие проекты составляют от 100 до 500 тыс. евро (в зависимости от численности населения Гмины).

Таким образом, в условиях Польши решение рассматриваемой проблемы утилизации ТБО может быть осуществлено путем использования ММСК и КМСК. Более конкретно эту концепцию можно выразить так: «Каждой Гмине свой ММСК, а группе гмин – КМСК».

Большой интерес представляет опыт работы многофункционального мусоросжигающего завода (ZUSOK) в Варшаве [3], введенного в строй в сентябре 2001 г. и рассчитанного на переработку 126 тыс. т ТБО в год. Этот завод работает по технологиям западноевропейских фирм (в первую очередь, Германии), выполняет следующие функции: сортировку ТБО с частичным отбором вторсырья, термическую переработку (сжигание) отходов, компостирование отходов органического происхождения и выработку электроэнергии. Эксплуатация Варшавского ZUSOK в течение 12 лет показала удовлетворительные результаты, хотя линия сортировки перерабатывала не более 60 тыс. т ТБО в год. Однако в 2012 г. завод был передан частной фирме, которая со временем поставила его на консервацию из-за невозможности реализации компоста для сельского хозяйства.

Необходимо отразить положительный опыт работы Прушковского завода коммунальных отходов [5, 6], на котором в 2009 г. был пущен в системе КМСК модуль для получения альтернативного топлива из коммунальных отходов. Ожидалось, что к 2014 г. этот завод по утилизации отходов полностью прекратит вывоз минеральных составляющих на полигон.

Уместно отметить, что к настоящему времени в ведущих странах Евросоюза путем утилизации, переработки и сжигания перерабатывается большое количество ТБО: в Швейцарии – 100 %; в Швеции – 99 %; в Германии – 90 % и т.д.

По степени утилизации ТБО Польша к 2011 г. занимала в Евроунии последнее место (92 % коммунальных отходов захоранивались на полигонах и свалках) [4]. К настоящему времени положение улучшилось, но до сих пор не решена проблема воспитания населения в духе жесткой необходимости сегрегации ТБО.

Представленная концепция остается актуальной для большей территории Польши из-за финансовых возможностей самих Гмин. В случае финансовой поддержки со стороны Евроунии (ориентировочно в размере 600 млн. евро) можно обеспечить всю территорию Польши перспективной технологией утилизации ТБО с получением из мусора альтернативного топлива.

По данным фирмы «ROCZNIAK RECYKLING SYSTEM» (RRS) (на 2019 г.) в Польше функционирует около 300 МСК, 60 из них изготовлены этой фирмой. Польские заводы производят МСК производительностью от 5 до 200 тыс. т ТБО в год.

В большинстве стран ЕС с 1990 г. используются различные методы утилизации ТБО: все идет на переработку. Эти методы (системы-схемы) внедрены на муниципальном уровне. В странах Евросоюза решено, что к 2030 г. на свалках должно поступать не более 10 % отходов. В Польше в настоящее время этот показатель составляет более 60 %.

Несмотря на закон об утилизации и управлении ТБО (2013 г.) и изменения к нему, принятые через четыре года, согласно требованиям ЕС к 2020 г. Польша должна перерабатывать и готовить к повторному использованию не менее 50 % отходов по всей стране. В первую очередь это изделия из пластика, металл, бумага, картон, стекло. По состоянию на 2017 г. Польша перера-



батывала чуть более половины от необходимой нормы – 26 %, динамика роста этого показателя – 0,7 % в год. Такими темпами перерабатывать более 50 % отходов возможно в Польше не ранее 2050 г. По-прежнему недостаточным остается воспитание населения в духе неукоснительного соблюдения правил сегрегации ТБО. С такой задачей Швеция, например, справилась только за двадцать лет при населении 10 млн. человек и 4,5 млн. т собираемого мусора, перерабатываемого на 32 МПЗ.

В марте 2019 г. появилась информация [7] о результатах трехгодичной эксплуатации КМСК на Западе Польши в г. Жарах. Это предприятие (согласно рассмотренной концепции) забирает мусор из двух десятков сел и городков, в которых проживают около 200 тыс. человек. Завод перерабатывает 60 тыс. т отходов в год. За вывоз и переработку мусора каждый житель ежемесячно оплачивает 12,5 – 19,5 злотых (3,0 – 4,5 евро). Первый тариф – за сортированный мусор, второй – за не сортированный. Завод вблизи 40-тысячного города Жары справляется со смешанными и отсортированными отходами. Каждый мусоровоз перед заездом на территорию взвешивается, после чего разгружается. Со склада мусор поступает на автоматическое устройство, которое разрывает пакеты и подает отходы на специальную линию. Большинство процессов на заводе автоматизировано, хотя некоторые операции приходится выполнять вручную. На первой линии сортировки задействованы только два человека, которые забирают с конвейера крупногабаритные предметы. Далее в специальные контейнеры работники сортировочного участка отбирают большие стеклянные, металлические и деревянные отходы, чтобы они не блокировали сита, разделяющие отходы. Рабочий процесс на предприятии контролирует оператор линии с помощью системы видеонаблюдения.

В «сердце» завода расположены десятки конвейерных лент и специальные сепараторы, которые «отбирают» свой тип мусора. На данном этапе отходы сортируют на несколько фракций: бумага, картон, стекло, пластик, металл. Это сырье используется еще раз, поэтому его отправляют на предприятия по глубокой переработке ТБО. Очищенные от металла органические отходы поступают в специальные закрытые тоннели, где мусор превращается в компост. Уже существуют конструкции-емкости с принудительной подачей кислорода, которые позволяют резко сокращать время процесса компостирования. Отработанный воздух пропускают через специальные биофильтры, поэтому рядом с предприятием не ощущается неприятных запахов. Фильтры меняют каждые три года. Благодаря современному оборудованию завода после обработки на полигон поступает 20 – 25 % отходов.

Жители Польши имеют возможность не сортировать мусор, но налог за его вывоз сразу увеличивается в три раза. Утилизацией занимаются Гмины – административные волости. У каждой Гмины свои правила по сортировке и вывозу отходов. В зависимости от правил у многоквартирного/частного дома устанавливается свой определенный набор контейнеров. Среди частных организаций раз в три года Гмины проводят тендеры на вывоз и утилизацию мусора, которые должны обеспечивать жилые дома контейнерами для вторсы-

рья, каждодневным экспортированием бытовых отходов машинами, оборудованными GPS для отслеживания их перемещения в режиме онлайн и электронными весами, контролем за добросовестностью выполнения жителями условий по сортировке мусора. При попадании в контейнеры несортированного мусора водитель машины должен заявить о нарушении в соответствующие административные органы, а жильцы дома, возле которого был обнаружен бак со смешанными отходами, должны будут заплатить штраф.

К середине 2019 г. появились новые сообщения о ситуации с утилизацией и управлением ТБО в России, Китае и других странах. В 2017 г. в России функционировали 243 мусороперерабатывающих завода, 50 мусоросортировочных комплексов и 10 мусоросжигательных заводов. При этом свалками заняты семь миллионов гектаров земли. Ежегодно на них вывозят свыше 250 млн. м<sup>3</sup> ТБО. По статистике, за 2015 г. из жилых зон вывезли 282,3 млн. м<sup>3</sup> твердых бытовых отходов. На мусоросжигательные заводы было направлено только 2,4 %, на перерабатывающие объекты – 7 %, остальные 90,6 % (или 255,2 млн. т) отходов захоронили на свалках и полигонах.

По данным государственной корпорации «Ростех», являющейся крупнейшим участником рынка мусоропереработки в стране, на территории России скопилось более 30 млрд. т неутилизированных отходов. И их количество ежегодно увеличивается более, чем на 60 млн. т.

По подсчетам Министерства природных ресурсов России на каждого россиянина приходится по 400 кг отходов в год. Согласно статистике в среднем российская семья из четырех человек выбрасывает за год около 150 кг разного рода пластмасс, примерно 100 кг макулатуры и около 1000 стеклянных бутылок.

В ближайшие годы должны быть введены в эксплуатацию еще 131 мусороперерабатывающий комплекс в рамках нацпроекта «Экология».

В Кузбассе в г. Новокузнецк находится КМСК с уникальным опытом по утилизации ТБО. Этот завод является примером для всей России и многих стран мира. Этот опыт КМСК начался в 2008 г. и успешно продолжается до настоящего времени. Производительность предприятия «Эко-Лэнд» вместе с прилегающим к нему полигоном для не утилизирующихся отходов составляет (по проекту) 200 тыс. т ТБО в год [8]. После проведенных двух модернизаций на Новокузнецком мусороперерабатывающем заводе мощность его составляет 400 тыс. т ТБО в год, а численность работников, занятой ручной сортировкой, уменьшилась с 47 до 21 человек. Завод способен обеспечить высокой утилизацией ТБО весь Юг Кузбасса. Достойный пример для подражания всей России и не только!

Рассмотрим и другие примеры.

Можно рассмотреть китайские инновационные методы утилизации мусора [9]. Мир уверен, что Китай является главной мировой фабрикой товаров народного потребления. Однако далеко не всем известно, что в Китае тратятся огромные средства на внедрение передовых технологий по утилизации мусора. Твердые бытовые отходы перестали быть «мусором», они стали ценным това-

ром, представляющим важный сегмент сегодняшнего китайского рынка товаров. Переработка этих материалов приносит Китаю экономический эффект, заключающийся в создании дополнительных рабочих мест и добавленной стоимости – части ВВП страны, образующихся в отраслях, производящих продукцию из вторичных материалов.

Однако более важен экологический эффект, состоящий, в основном, в сохранении природных ресурсов страны и энергии, а также в уменьшении выбросов в атмосферу планеты парниковых газов, способствующих процессу глобального потепления климата Земли.

В 2004 г. Китай превзошел США в качестве самого крупного производителя твердых бытовых отходов. Согласно прогнозам через 15 лет годовой объем ТБО в Китае возрастет еще на 150 % – с 190 млн. т в 2004 г. до 480 млн. т в 2030 г. Это подтолкнуло правительство США к решению вывозить мусор в Китай, где сегодня работают десятки тысяч компаний, специализирующихся на утилизации и переработке отходов. За последнее десятилетие объем ввозимого в КНР мусора вырос в десятки раз. По данным, предоставленным Комиссией по международной торговле Соединенных Штатов, с 2000 по 2014 гг. доходы от утилизации отходов, импортированных из США, увеличились с 750 млн. до 13,5 млн. долларов (почти в 20 раз). Благодаря более чем 20-летним усилиям в защите окружающей среды, Китай добился впечатляющих успехов.

В Китае сложился давний и богатый рынок вторичного сырья. Система сбора, сортировки, хранения и утилизации бытовых отходов, действующая в стране до Олимпийских Игр 2008 г., в ходе подготовки к ним была в корне модернизирована и ныне соответствует самым современным санитарным требованиям.

В качестве приоритетной цели государство рассматривает реализацию программ по воспитанию общественного сознания в области бережного отношения к окружающей среде. Системно организован прием у населения различных видов отходов за плату с целью стимулирования его к сортировке ТБО и передаче этих отходов для использования. Так, в Пекинском метро еще в 2012 г. появились первые автоматы-сборщики пластиковых бутылок, за каждую выброшенную в утилизатор бутылку автомат зачисляет деньги на карточку поездок. За прошедший год таким образом было обработано 50 тыс. т бутылок.

Отсортированный домашний мусор подразделяется на несколько фракций: 1 – стеклянные бутылки; 2 – тонкий пластик; 3 – толстый пластик; 4 – картон; 5 – смешанный мусор; 6 – железные банки; 7 – бумага; 8 – полистирол; 9 – стекло; 10 – батареи; 11 – металл; 12 – органические отходы; 13 – упаковка «Тетрапак»; 14 – ткань; 15 – туалетный мусор. Все ценные фракции выбираются на первоначальном уровне сбора и транспортировки. Можно сказать, что первичная сортировка начинается еще на площадке у подъезда многоэтажного дома.

В настоящее время основную работу по сортировке отходов осуществляют частные лица. Они скупают мусор в городских кварталах и перепродают

его лицензированным утилизаторам на вес (алюминий, бумага, картон, пластик, резина, цветные металлы). Так, кипа старых газет стоит 62 цента, сложенная оргтехника – до 40 центов за кг, пара сношенной обуви – 12 центов, картон – 15 центов за кг.

По данным газеты Guardian только в Пекине таким видом бизнеса занимаются порядка 160 тыс. человек [10]. Они трудятся по 12 – 15 часов в день, зарабатывая таким образом несколько сотен юаней в месяц.

Острый дефицит пахотной земли и перенаселенность в Китае обостряют проблему отвода территорий под полигоны ТБО. Хотя их количество ежегодно существенно сокращается, в стране имеется 372 действующих полигона с общей приемной пропускной способностью 194 700 т/день.

Значительную пользу окружающей среде приносит утилизация свалочного газа, при этом сокращаются загрязнение и выбросы парниковых газов. Свалочный газ также используется для выработки электроэнергии. Мусор, привезенный на полигон, ежедневно накрывается специальной пленкой. На территории полигонов и в его окрестностях совершенно отсутствует запахи отходов, нет птиц.

В последнее время ученые из Нидерландов представили КНР последние разработки в сфере переработки отходов: улучшенную технологию, по которой без предварительной сортировки, в рамках одной системы, разделяются и очищаются все отходы до первоначального сырья. Система полностью перерабатывает все виды отходов (медицинские, бытовые, технические) в закрытом цикле. Сырье полностью очищается от примесей (вредных веществ, красителей и т. д.) и может быть использовано вторично. При этом система экологически нейтральна.

На базе своей индустрии в КНР построен и проверен завод, который успешно работает по данной технологии уже 10 лет в тестовом режиме. Уже построено 20 и строятся еще более 80 таких предприятий. Правительство Китая и китайский бизнес рассматривают вопрос о строительстве таких заводов не только на территории своей страны, но и за рубежом. Страна уже давно пришла к выводу о необходимости крупномасштабного внедрения технологий переработки в повседневность. Цены на сырье и спрос на него растут по всей Азии, создавая тем самым экономические стимулы для развития экологического бизнеса.

В КНР полагают, что отходы должны приносить существенные доходы. Например, до 50 % всех ПЭТ-упаковок из Великобритании попадает в Китай и перерабатывается. До 60 % сырья при производстве бумаги в стране берется из макулатуры. Импорт макулатуры в КНР увеличился в пять раз и более: с 3,1 млн. т (1996 г.) до 19,6 млн. т (2006 г.) и выше.

На проблему окружающей среды еще в 2008 г. в маленькой Эстонии [7] пытался обратить внимание предприниматель, защитник природы, спортсмен Райнер Нылвак. На своем примере он доказал: бизнесмены могут не только зарабатывать деньги, но и делать мир вокруг лучше. Карьера защитника природы сложилась у бизнесмена случайно параллельно с основной деятельно-

стью. Все дело в его убеждениях: его раздражала привычка людей бросать мусор мимо специальных урн. По вопросу окружающей среды Нылвак слышал лишь многообещающие слова местных властей, а на деле все оставалось так, как было. Он понял, что вдохновить людей может лишь его личный пример, объявил о совершенно безумном плане: самый обычный житель страны может очистить всю Эстонию от мусора за один день. Третьего мая 2008 г. с командой единомышленников из четырех друзей, затем из 20-ти, а после семимесячной подготовки из 650 волонтеров по всей Эстонии под руководством автора идеи осуществили задуманное.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Медиокритский Е.Л., Бенедыкцински Г., Цесля З., Сычѳв В.В. О проблемах утилизации и захоронения твердых бытовых отходов в России и Польше // Безопасность жизнедеятельности. 2000. Вып. 4. С. 47 – 49.

2. Медиокритский Е.Л., Миссон Е., Бенедыкцински Г., Цесля З., Левандовский Р. О проблемах утилизации и складирования твердых бытовых отходов в Гмине Гродзиск Мазовецкий // Безопасность жизнедеятельности. Охрана труда и окружающей среды: Межвуз. сб. науч. тр. Вып. 5. – Ростов н/Д.: РГАСХМ, 2001. – С. 24, 25.

3. Медиокритский Е.Л., Капустинский Е., Колодзейчак А. Защита окружающей среды многофункциональным мусоросжигающим заводом в Варшаве // Безопасность жизнедеятельности. Охрана труда и окружающей среды: Межвуз. сб. науч. тр. Вып.6. – Ростов н/Д.: РГАСХМ, 2002. С. 90 – 92.

4. Медиокритский Е.Л., Богурадски К. О концепции решения проблемы управления отходами в Польше // Управление отходами – основа восстановления экологического равновесия в Кузбассе: Сб. докладов Первой Международ. научно-практ. конф. – Новокузнецк: изд. СибГИУ, 2005. С. 16 – 19.

5. Jasiński A. Obecny i perspektywiczny rynek paliw alternatywnych – rynek odbiorców paliw alternatywnych [Электронный ресурс]. – Режим доступа [http://www.forum-dyktorow.pl/zipy/mat,wisla,2011/A.Jasinski\\_Obecny\\_i\\_perspektywiczny\\_rynek\\_paliw\\_alternatywnych.pdf](http://www.forum-dyktorow.pl/zipy/mat,wisla,2011/A.Jasinski_Obecny_i_perspektywiczny_rynek_paliw_alternatywnych.pdf) (Дата обращения 20.08.2019).

6. Kaćki W. Produkcja paliwa alternatywnego MZO w Pruszkowie. Zegrze 10-11.03.2011 [Электронный ресурс]. – Режим доступа [http://www.google.com/search?q=building-tech.com&rlz=1C1GCEU\\_ruRU819RU819&oq=building-tech.com&aqs=chrome..69i58j69i57j0l3j69i61&sourceid=chrome&ie=UTF-8](http://www.google.com/search?q=building-tech.com&rlz=1C1GCEU_ruRU819RU819&oq=building-tech.com&aqs=chrome..69i58j69i57j0l3j69i61&sourceid=chrome&ie=UTF-8) (Дата обращения 20.08.2019).

7. Переработка твердых бытовых отходов – ООО «ЭкоЛэнд» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.ecoland-nk.ru/> (Дата обращения 20.08.2019).

8. Санников С. Строители Урала и Сибири о точках роста строительной отрасли [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <https://ardexpert.ru/article/9971> (Дата обращения 20.08.2019).

9. Guardian. Tania Branigan. 2015. 09 января [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <https://www.theguardian.com/profile/taniabranigan> (Дата обращения 20.08.2019).

## **ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ**

УДК 669(06)

М.В. Темлянец, Г.В. Галевский

ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия

## ПОДГОТОВКА КАДРОВ ДЛЯ СОВРЕМЕННОЙ МЕТАЛЛУРГИИ: ЗАДАЧИ. ИННОВАЦИИ. ПЕРСПЕКТИВЫ. (ИТОГИ ТЕМАТИЧЕСКОЙ ДЕЛОВОЙ ВСТРЕЧИ)

Определены задачи, требующие первоочередного решения для успешного развития кадрового потенциала металлургии Кузбасса, повышения качества высшего металлургического образования и содействию трудоустройству выпускников на металлургических предприятиях.

The tasks requiring a priority solution for the successful development of the personnel potential of Kuzbass metallurgy, the improvement of higher metallurgical education and the promotion of employment of graduates at mining enterprises have been identified.

Встреча проведена 12 февраля 2020 в рамках научно-деловой программы II Сибирского научно-образовательного форума и XXII специализированной выставки-ярмарки «Образование. Карьера». Во встрече приняли участие АНО «Научно-образовательный центр «Кузбасс», Администрация г. Новокузнецка (Комитет по делам молодежи, Отдел перспективного развития промышленности и инновационной политики), ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет» (ректорат, Институт металлургии и материаловедения, Институт машиностроения и транспорта, Институт информационных технологий и автоматизированных систем, Институт дополнительного образования, Центр СТВ «Карьера»), Центр занятости г. Новокузнецка, Ассоциация «Молодежная площадка профессиональных металлургов», АО «ЕВРАЗ ЗСМК» (Дирекция по персоналу и социальным вопросам), АО «РУСАЛ Новокузнецк», АО «РУСАЛ Саяногорск», АО «Кузнецкие ферросплавы», АО «Гурьевский металлургический завод», ООО «Западно-Сибирский электрометаллургический завод», ООО «Сорский ферромолибденовый завод», ООО Объединенная компания «Сибшахтострой», ГК «Сибирская горно-металлургическая компания», ООО «УК УНИВЕРСАЛ», ООО «Регионстрой», АО «Новокузнецкий завод резервуарных металлоконструкций имени Н.Е. Крюкова», ООО «Кузнецкие металлоконструкции», ООО «Сибэлектро», ООО «УК Сибпроект», АО «Органика», ООО ПТП «Сибэнергочермет», ООО «Центральная ТЭЦ», АО Западно-Сибирская ТЭЦ «ЗапсибТЭЦ», АО «Западно-Сибирский испытательный центр», ООО «Экология и мониторинг», ОЮЛ «Кузбасская Ассоциация переработчиков отходов», ООО «Экопрофи», Юргинский технологический институт – филиал ТПУ, НФ

КузГТУ, ГПОУ «Кузнецкий металлургический техникум», ГПОУ «Кузнецкий индустриальный техникум», ГПОУ «Новокузнецкий транспортно-технологический техникум».

Встречу открыл ректор СибГИУ профессор Е.В. Протопопов, охарактеризовавший особенности подготовки кадров для реального сектора экономики Кузбасса и России в условиях реформирования государственной системы высшего образования. С докладами и сообщениями выступили:

– Дементьева Н.Н., первый заместитель директора НОЦ «Кузбасс» – «Научно-образовательный центр мирового уровня «Кузбасс»: задачи, направления, перспективы»;

– Галевский Г.В., директор Института металлургии и материаловедения СибГИУ – «СибГИУ – ведущий центр высшего металлургического образования Кузбасса и России»;

– Калиногорский А.Н., ответственный секретарь приемной комиссии ИМиМ СибГИУ – «Металлургическое притяжение или отталкивание: поиск будущих металлургов»;

– Домнышев А.В., начальник Управления планирования и развития персонала ЕВРАЗ. Дивизион «Сибирь» – «Кадровая политика ЕВРАЗ ХОЛДИНГА и АО «ЕВРАЗ ЗСМК»;

– Морин С.В., директор Института дополнительного образования СибГИУ – «Повышение квалификации и профессиональная переподготовка технологического персонала металлургических предприятий»;

– Савчук В.М., директор Центра занятости г. Новокузнецка – «Состояние регионального рынка труда»;

– Гордеева А.Д., начальник отдела по работе с персоналом и социальным вопросам АО «Кузнецкие ферросплавы» – «Взаимодействие АО «Кузнецкие ферросплавы» и СибГИУ в решении кадровых задач»;

– Слободчиков А.В., менеджер отдела развития персонала и корпоративных программ АО «РУСАЛ Новокузнецк» – «Кадровая политика ОК РУСАЛ и АО «РУСАЛ Новокузнецк»;

– Крюков Р.Е., заместитель главного технолога АО «НЗРМК имени Н.Е. Крюкова» – «Подготовка специалистов сварочного производства для НЗРМК имени Н.Е. Крюкова в условиях СибГИУ»;

– Дугинов Е.В., заместитель директора по образовательным проектам НОЦ «Кузбасс» – «Новые образовательные проекты в России и Кузбассе»;

– Трапезникова А.В., руководитель студенческого кадрового агентства «Перспектива» СибГИУ – «Профессиональный старт в металлургии: подготовка, ожидания, реалии»;

– Василенко А.В., руководитель пресс-службы АО «Русал Новокузнецк» – «Специалистов готовим сами: выявляем, формируем, выбираем и развиваем»;

– Ковальский И.Н., главный сварщик АО «НЗРМК имени Н.Е. Крюкова» – «Возврат к подготовке инженеров-металлургов неизбежен».



На встрече обсуждены состояние металлургии Кузбасса и ее кадрового потенциала и инфраструктуры, образовательные возможности СибГИУ как ведущего центра металлургического образования Кузбасса и России, эффективность партнерского взаимодействия образовательных учреждений с предприятиями в вопросах профориентации молодежи, освоения инновационных технологий обучения, организации и проведения производственных практик, создания привлекательных для выпускников адаптационных моделей, первоочередные задачи подготовки кадров для металлургии и среднесрочные перспективы.

**Отмечается.** Металлургия Кузбасса составляет основу сибирского металлургического кластера России. В структуре промышленного областного сектора металлургия занимает 2-е место после угледобычи и переработки с объемом 26,6 % от выручки ПС. Эти две отрасли обеспечивают общероссийские приоритеты Кемеровской области в производстве таких важнейших видов промышленной продукции, как трамвайные рельсы – 100 %, магистральные рельсы – 65 %, уголь и угольный концентрат – 58,5 %, ферросилиций – 52,6 %, прокат – 10,7 %, сталь – 9,9 %. Металлургический комплекс включает семь предприятий и географически размещен в трех городах: Новокузнецк, Гурьевск, Юрга. Металлургической столицей Кузбасса является Новокузнецк. На территории города функционирует 4 металлургических предприятия, среди которых ЗСМК является безусловным лидером.

Численность работающих в металлургии – 29 тыс. (2 % от трудоспособного населения), потребление электроэнергии от общекузбасского 28,5 %, водопотребление 2 млн. руб. м., выбросы ОЗВ 300 тыс. т.

СибГИУ наряду с УрФУ является ведущим центром высшего металлургического образования России. В рамках его Института металлургии и материаловедения функционирует 5 профильных кафедр, подготовка для металлургии и ее инфраструктуры ведется по 6 направлениям, 17 профилям и 3 уровням (бакалавриат, магистратура, аспирантура) с ежегодным выпуском в среднем 200 человек. Ежегодная емкость рынка труда в металлургии Кузбасса оценивается на уровне 2000-2400 чел.

**Констатируется:**

– вузы России работают в условиях непрерывного реформирования государственной системы ВО и необоснованного изменения многих нормативов (соотношение преподаватель / количество обучающихся 1:13, аудиторной и самостоятельной нагрузки 1:2, убыль контингента обучающихся не более 9%, фактическое исключение профессиональной занятости выпускников магистратуры и аспирантуры на должностях ассистентов и старших преподавателей, весьма умеренный базовый уровень оплаты доцентов и профессоров, гипертрофирование ЭИОС вузов и колоссальная занятость преподавателей в формировании и актуализации для нее необходимых баз данных);

– переход от инженерной подготовки к бакалавриату в области высшего металлургического образования привел к разрушению сложившихся десятилетиями традиций и научно-технологических школ, закрытию профильных

кафедр и факультетов, уходу из профессии преподавателей с учеными степенями и званиями различных возрастных групп, особенно молодых, снижению качества подготовки, отказу целого ряда вузов от реализации ООП металлургической направленности;

– постоянно снижается привлекательность металлургии как будущей сферы профессиональной деятельности у выпускников школ России и Кузбасса – 17-18 место в рейтинге профессиональных предпочтений. В структуре студентов-металлургов первого курса СибГИУ в 2019 году доля выпускников школ Кузбасса составило 9,2 %, работников предприятий 54,7 %, иностранцев 23,3 %, выпускников СПО и НПО 13,3 %;

– как следствие отмечается невысокая в целом подготовленность принятых на обучение и уровень освоения ими ООП ВМО;

– неуклонно снижается количество выпускников ВМО, желающих работать на металлургических предприятиях: в 2015 году их количество составляло – 60 %, в 2019 – 40 %.

**Определены задачи**, требующие первоочередного решения для успешного развития кадрового потенциала металлургии Кузбасса, повышения качества высшего металлургического образования и содействия трудоустройству выпускников на металлургических предприятиях:

– объединение усилий металлургических предприятий и образовательных учреждений в реализации традиционных и генерации новых действенных форм и методов профориентационной работы;

– активизация и расширение металлургическими предприятиями форм взаимодействия с обучающимися по ООП ВМО на всех уровнях обучения (целевой прием, корпоративные стипендии, организация и проведение производственных практик с освоением рабочих профессий, гарантированное трудоустройство, воспринимаемые выпускниками «зарплатные» и «социальные» проекты);

– приведение металлургическими предприятиями реализуемых ими производственных адаптационных моделей и систем работы с молодыми специалистами в соответствие с реальными условиями жизни в Кузбассе и занятости в металлургических производствах.

Е.Г. Оршанская

ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

## ПРИМЕНЕНИЕ ДИСТАНЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В ПРОЦЕССЕ ИЗУЧЕНИЯ ИНОСТРАННЫХ ЯЗЫКОВ В ВУЗЕ

Указаны причины востребованности дистанционных технологий в образовательном процессе. Дана краткая характеристика моделей дистанционного обучения. Перечислены требования для составления заданий по иностранному языку, которые выполняются в дистанционной форме. Приведены примеры заданий по видам речевой деятельности. Рассмотрено значение обратной связи между преподавателем и студентом.

The reasons of distance education popularity are pointed out. The brief characteristic of distance education models is presented. Requirements for tasks on foreign language learning used in distance education are enumerated. Task examples of speech activity types are given. The significance of feedback between a teacher and a student is reviewed.

Дистанционные технологии в образовательном процессе становятся все более распространенными и востребованными. Данная тенденция связана с несколькими причинами. Во-первых, наблюдается сокращение количества часов, отводимых на проведение практических заданий; соответственно, увеличивается роль самостоятельной работы, разнообразнее становятся формы ее организации, возможности выполнения студентами и проверки преподавателем. Во-вторых, рассматриваемые технологии обеспечивают реализацию учебного процесса на расстоянии, обеспечивая при необходимости учебное взаимодействие посредством электронных устройств как в заранее определенное время в соответствии с установленным расписанием, так и в удобное, подходящее время для обучаемого и преподавателя. В-третьих, студенты могут самостоятельно повышать уровень своих знаний и умений, используя возможности дистанционного обучения, выполняя дополнительные задания по изучаемым темам.

В настоящее время наибольшее распространение получили несколько моделей дистанционного обучения:

- единичная модель,
- двойная модель,
- смешанная модель,
- консорциум,
- модель удаленных аудиторий.

Дадим краткую характеристику каждой модели [1, с. 23-25].

Организационная структура единичной модели строится только на дистанционном обучении и работе с «удаленными» от места обучения студентами. Обучение осуществляется таким образом, что все занятия могут происходить на расстоянии. Студенты имеют постоянную поддержку в лице преподавателя, к которому они прикреплены. Существует система региональных представительств, при которых студенты могут получить консультационную помощь или сдать итоговый экзамен. Данная модель предоставляет обучающимся большую свободу в выборе форм и методов учебной деятельности, не существует жестких временных ограничений и расписаний учебных занятий.

Реализация двойной модели обеспечивает обучение студентов разных форм: очной, очно-заочной и заочной, которые получают подготовку частично очно, частично по дистанционным программам. У студентов всех форм обучения существует расписание, имеются идентичные программы, одинаковые экзамены, оценивание выполняется по одинаковым критериям.

Смешанная модель основана на интеграции различных форм. Обучающиеся изучают часть предусмотренных программой учебных дисциплин в дистанционной форме последовательно или параллельно с их очным прохождением. Возможна интеграция отдельных форм занятий в рамках традиционных курсов в виде виртуальных занятий (вебинаров), презентаций, видеолекций. Чем лучше оснащено образовательное учреждение средствами информационных и коммуникационных технологий, тем разнообразнее формы обучения.

Модель консорциума представляет собой распределение функций между структурными подразделениями внутри одного образовательного учреждения (отделы, центры, институты и пр.) для обеспечения учебного процесса: например, один отдел занимается разработкой учебных материалов, другой обеспечивает создание виртуальных учебных групп, третий проводит официальную аккредитацию программ и т.д.

В модели удаленных аудиторий особенно активно используются современные средства информационных и коммуникационных технологий. Лекции или семинары, которые проводятся в стенах какого-либо вуза, транслируются по телекоммуникационным каналам в виде синхронной телепередачи, видеоконференции, радиотрансляции на удаленные учебные аудитории, где также собираются обучаемые. При этом один преподаватель работает одновременно с огромной студенческой аудиторией.

Согласно данным, полученным в ходе проведения психолого-педагогического эксперимента, установлено, что обучаемые в возрасте от 16 до 25 лет являются наиболее подготовленной возрастной группой к обучению с применением дистанционных технологий [2, с. 24]. Они демонстрируют более высокий уровень заинтересованности, более высокую степень усвоения информации, скорость в выполнении заданий, поиска и ориентации в интернет-ресурсах, необходимых для их подготовки.

Применение дистанционных технологий предполагает наличие возможности овладения не только теоретическим материалом, но и практиче-

скими умениями и навыками. В случае изучения иностранного языка его теоретический аспект как правило освещается в учебных материалах (учебниках, учебных пособиях, методических рекомендациях, презентациях), справочных изданиях по грамматике, словарях, практическую направленность имеют задания в учебниках, практикумах.

Как считает Т. Хик, обучение студентов не может заканчиваться с завершением занятия. Оно должно давать толчок к их дальнейшей тренировке и практике по закреплению усваиваемых знаний, развитию умений и навыков. Для этого необходимо использовать различные дистанционные технологии [3].

Задания, выполняемые обучаемыми при помощи дистанционных технологий, должны отвечать ряду требований. Необходимо обращать внимание на то, что:

- их содержание, лексическое и грамматическое наполнение будут соответствовать изучаемому материалу,
- формулировки заданий будут иметь коммуникативно-речевую направленность,
- задания будут связаны не только с чтением и письмом, но и аудированием, говорением;
- они могут быть индивидуальными, вариативными, несмотря на общую формулировку [4].

Дистанционные технологии должны предлагать такие задания, которые студенты в силу ограничения по времени не могут выполнить на обычных практических занятиях. Целесообразно, если эти задания будут связаны с формированием умений в чтении, аудировании, говорении и письме. Примеры заданий по данным видам речевой деятельности приведены в таблице 1.

На основании сведений, указанных в таблице 1, очевидно, что задания могут быть направлены на развитие умений как в отдельно взятом определенном виде речевой деятельности, так и могут охватывать несколько умений, связанных более чем с одним видом речевой деятельности.

Таблица 1 – Примерные задания по чтению, аудированию, письму, говорению для выполнения при помощи дистанционных технологий

Вид речевой деятельности	Примеры заданий
Чтение	Чтение текстов по изучаемой тематике.
Аудирование	Прослушивание аудиорассказов, просмотры тематических видеороликов, рекламных сюжетов.
Письмо	Обмен репликами между собеседниками, написание сочинения, ответов на вопросы, высказывание собственного мнения, краткий пересказ просмотренного видеосюжета, прослушанного аудиорассказа.
Говорение	Запись на диктофон любых монологических высказываний разного объема, например, подготовленного доклада.

Доступные при помощи дистанционных технологий материалы являются в большинстве случаев аутентичными, т.е. их понимание может требовать большего словарного запаса, чем тот который используется на практических занятиях. Следовательно, студенты будут вынуждены обратиться за разъяснениями к словарю, что способствует обогащению их лексического запаса по изучаемым темам. Целью применения данных материалов является выражение студентами своей точки зрения, своего отношения, собственной позиции к обсуждаемым проблемам, наличие аргументации. Определенный жизненный опыт обучаемых дает им возможность выступить в роли эксперта по определенным вопросам, например, при изучении раздела «Учебно-познавательная сфера общения» студенты делятся своими впечатлениями о сдаче ими ЕГЭ, высказывают свое отношение к нему.

При применении дистанционных технологий для организации учебного процесса реализуются следующие принципы:

- принцип эффективности;
- принцип объективности;
- принцип обратной связи.

Кратко охарактеризуем каждый из них.

Принцип эффективности обеспечивает полную реализацию функций контроля при минимальных усилиях и средствах со стороны преподавателя. Принцип объективности позволяет получать истинные результаты измерения, объективное оценивание, независимость суждений преподавателя от мнений руководства или других заинтересованных лиц. Принцип обратной связи необходим для получения преподавателем и студентом достоверных сведений о результативности процесса обучения, о качестве подготовки.

Как правило, реализация обучения при помощи дистанционных технологий обеспечивает взаимодействие между преподавателем и обучаемым. Что касается организации общения между студентами, то это вызывает значительные затруднения, т.к. требует разработки специальных заданий, выбора и информирования студентов-собеседников о получении ими ролей, разделения выполняемых заданий на части между обучаемыми.

Важным аспектом эффективного функционирования дистанционных технологий является наличие обратной связи между преподавателем и обучаемым, которая может включать оценивание и контроль. Фонды оценочных средств содержат подробные указания по оцениванию работ, выполняемых студентами, в которых приведены параметры оценки. Например, выполнение контрольно-тренировочных упражнений может быть оценено следующим образом (таблица 2).

На основе рекомендаций, представленных в таблице 2, преподаватель составляет электронный отзыв, в котором он информирует студента о выполнении / невыполнении задания, оценивает качество и степень его выполнения, аргументирует выставляемую оценку.

Таблица 2 – Рекомендации по оцениваю контрольно-тренировочных упражнений

Оценка	Наименование параметра оценки
Отлично	Задание выполнено полностью: цель задания успешно достигнута. Количество лексических и грамматических ошибок – минимальное.
Хорошо	Задание выполнено: в целом цель задания достигнута; но оно может быть выполнено не в полном объёме. Имеется незначительное количество лексических и грамматических ошибок.
Удовлетворительно	Задание выполнено частично: цель выполнения задания достигнута не полностью; многочисленные ошибки снижают качество выполненного задания.
Неудовлетворительно	Задание не выполнено, цель задания не достигнута.

В современной педагогической деятельности наибольшее распространение получили краткие электронные отзывы. Это объясняется несколькими причинами. Во-первых, исторически сложилось так, что в своей педагогической деятельности не только преподаватели, но и учителя достаточно сдержано оценивают задания, выполненные учащимися. Во-вторых, экономия времени. В условиях, когда одному преподавателю приходится проверять большое количество работ за определенный период времени, он иногда вынужден использовать краткий отзыв [5, с. 241]

Позитивное значение оказывает возможность исправления и улучшения выполненной работы, когда предусмотрено более одной попытки ее выполнения. В этом случае учащийся стремится получить более высокую оценку, устранив имеющиеся ошибки и недочеты. Подобная практика позволяет выполнять работу над ошибками.

На основании изложенного, можно сделать вывод о том, что реализация дистанционных технологий в образовательном процессе имеет свои особенности. Выбор модели подобного обучения зависит от форм организации и проведения занятий. Структура и содержание разрабатываемых заданий зависят от специфики изучаемых учебных дисциплин. Для эффективного функционирования данных технологий необходима обратная связь между преподавателем и учащимся.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Дистанционные образовательные технологии : проектирование и реализация учебных курсов / М. Б. Лебедева, С. В. Агапонов, М. А Горюнова и др. / Под общ. ред. М. Б. Лебедевой. – Санкт-Петербург: БХВ-Петербург, 2010. – 336 с.
2. Угольков, В. В. Компьютерные технологии как средство обучения иностранным языкам в вузе : автореф. дисс....канд. пед. наук / В. В. Угольков. – Москва, 2004. – 28 с.
3. Heick, T. The characteristics of a highly effective learning environment / T. Heick. – URL : <https://www.teachthought.com/learning/10-characteristics-of-a-highly-effective-learning-environment/>
4. Foreign languages at a distance. Characteristics of effective online courses / K. Nielson, M. Gonzalez-Lloret, K. Pinckney. – Pp. 169-188. – URL : [https://www.academia.edu/9323865/Learning\\_foreign\\_languages\\_at\\_a\\_distance.Characteristics\\_of\\_effective\\_online\\_courses](https://www.academia.edu/9323865/Learning_foreign_languages_at_a_distance.Characteristics_of_effective_online_courses)
5. Оршанская, Е. Г. Использование отзыва как оценочного жанра в электронной образовательной среде вуза / Е.Г. Оршанская // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии. – Вып. 36. – Новокузнецк, 2016. – С. 238-244.



Р.И. Ким, Я.Ю. Хомичев, О.А. Угольникова

Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия

## ОЦЕНКА ФИЗИЧЕСКОЙ ПОДГОТОВЛЕННОСТИ ОБУЧАЮЩИХСЯ КАК ПОКАЗАТЕЛЬ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФИЗИЧЕСКОГО ВОСПИТАНИЯ В ВУЗЕ.

Потребность в оценке физической подготовленности людей была связана с призывом на военную службу, профессиональным отбором, обучением в высших учебных заведениях. В статье рассматриваются вопросы физической подготовленности обучающихся вузов, как совокупность компонентов, составляющих обучающую среду процесса физического воспитания.

The need to assess the physical fitness of people was associated with conscription, professional selection, and training in higher education institutions. The article deals with the issues of physical fitness of students of higher education institutions, as a set of components that make up the learning environment of the process of physical education.

Для качественного улучшения организации физического воспитания в образовательных учреждениях необходимо проведение целенаправленной работы, в основе которой, прежде всего, должна быть диагностика физической подготовленности обучающихся с последующим прогнозом и принятием коррекционных педагогических мер [1].

Оценка физической подготовленности обучающихся представляет определенный интерес для исследователей, так как позволяет определить перспективы в сфере развития физической культуры и спорта в вузе.

Физическая подготовленность - процесс и результат физической активности, обеспечивающий формирование двигательных умений и навыков, развитие физических качеств, повышение уровня работоспособности. Владея и активно используя разнообразные физические упражнения, человек улучшает свое физическое состояние и подготовленность, физически совершенствуется [2].

Для проведения большинства исследований составляют батареи тестов, позволяющие объективно оценить состояние физической подготовленности, которые включают в себя, как правило, несколько основных элементов – исследование показателей силовых, скоростно-силовых способностей, выносливости, гибкости, координации, и ряда параметров функциональной подготовленности – МПК, МОК, ЧСС, реологических свойств крови, обмена веществ, морфо-функциональных измерений [2].

В физической подготовленности человека преобладает или недостаточно развито то или иное физическое качество. Наиболее распространено силь-

ное или слабое развитие скоростно-силовых способностей, гибкости, ловкости или выносливости. Реже встречаются люди с равномерным развитием всех вышеперечисленных качеств в общей физической подготовленности.

В основе индивидуального выбора средств физической культуры (видов спорта или систем физических упражнений) для направленного развития отдельных физических качеств лежит личная мотивация с целью:

- укрепления здоровья, коррекции отдельных недостатков физического развития и телосложения;
- повышения функциональных возможностей организма;
- психофизической подготовки к будущей профессиональной деятельности и овладения необходимыми умениями и навыками;
- достижения наивысших спортивных результатов (Синяков А.В., 1987; Спиркин А. Г., 1988; Станкин М.И., 1987; Тер-Ованесян А.А., 1978; Туманян Г.С, 1971) [2].

Физическая подготовленность в большей мере зависит от состояния системы транспорта кислорода. Последнюю, в свою очередь, характеризует максимальное потребление кислорода, или так называемый кислородный потолок. При больших физических нагрузках возможность потребления кислорода зависит от жизненной емкости легких, минутного объема дыхания, коэффициента использования кислорода, диффузии газов через альвеолярно-капиллярную мембрану, состава крови - количества эритроцитов и гемоглобина, минутного объема кровообращения и уровня использования кислорода в тканях. Одно из важнейших звеньев этой цепи - максимальный сердечный выброс [2]. У нетренированных лиц он достигает 20-25 л, а у отдельно выдающихся спортсменов, у которых выносливость - основное качество, даже 40 л в 1 мин. Отметим, что при мышечном покое минутный объем крови составляет 4-5 л. в 1 мин.

Работу, при которой кислородный запрос не превышает его потребление, называют аэробной. При выполнении интенсивной нагрузки система транспорта кислорода не может обеспечить доставку, соответствующую полному объему запроса. В таких условиях энергопродукция происходит в отсутствие кислорода - анаэробным путем. При этом образуется кислородный долг, который оплачивается после окончания работы [2].

Одним из главных показателей анаэробных способностей является максимальный кислородный долг, который наряду с кислородным потолком характеризует физическую подготовленность спортсмена. Кроме того, для оценки последней измеряют также силу, быстроту и гибкость (Зимкин Н.В., 1954; Маркосян А.А., 1960; Матеев Д., 1962; Рыбалко Б.М., 1966; Воробьев А.П., 1969; Аулик И.В., 1977; Озолин Н.Г., 1970; Петровский В.В., 1978; Пирогова Е.А., 1985; Матвеев Л.П., 1991) [2].

При традиционной организации процесса физического воспитания, ориентированного на одностороннее педагогическое воздействие, где в качестве основного средства выступают лишь возможности педагога, существуют

определенные пределы эффективности в воздействии на сознание обучающихся, их мотивацию к оздоровительной двигательной деятельности [2].

Необходимо расширение совокупности компонентов, составляющих обучающую среду процесса физического воспитания, что и позволит расширить возможности реализации дидактических принципов, активизировать сознание у обучающихся, радикальным образом совершенствовать педагогический процесс и тем самым оказывать решающее влияние на эффективность функционирования системы физического воспитания [2].

Совершенно очевидно, что такая система может быть создана и эффективно функционировать только на базе комплексного педагогического контроля, а ее применение может быть эффективно, особенно для текущего и оперативного контроля, только с использованием современных технологий. Потребность в оценке физической подготовленности людей появилась более 100 лет назад и была связана с призывом на военную службу, профессиональным отбором, обучением в высших учебных заведениях [2].

Как любой тест, ТФП (тест физической подготовленности) обязан иметь высокую степень валидности и надежности. Процедура тестирования должна быть стандартизирована. Следовательно, выполнение тестовых упражнений следует строго регламентировать, а их результаты измерять с достаточной точностью (Фарфель В.С., Фрейберг И.М., 1948; Утенко В.П., Иванова Д.А., 1989) [2].

Если ТФП является элементом систем физического воспитания образования в России, то в соответствии с этим он должен отвечать требованиям, отражающим правовые, ресурсные (финансы, материально-техническая база, время, необходимое для тестирования, квалификация кадров и т.д.), организационные и другие аспекты функционирования этих систем. Вытекающие из этого требования можно сформулировать так:

1. Число тестовых упражнений - по возможности минимальное.
2. Тестовые упражнения должны быть относительно простыми.
3. Использование сложных технических средств исключается.
4. Выполнение тестовых упражнений не должно приводить к травмам.
5. При тестировании необходимо соблюдать технику безопасности.
6. Испытуемые одного пола и возраста, относящиеся к основной медицинской группе, тестируются и оцениваются по одному стандарту.

В соответствии с концепцией, принимаемой разработчиками ТФП, формируется еще одна группа требований, регламентирующих следующие вопросы: состав теста, форму оценивания результатов тестирования, нормативы в тестовых упражнениях или испытаниях, индивидуализацию, представления о гармонии физического развития человека и др. [2].

Кроме своего прямого назначения, ТФП может использоваться в следующих случаях:

1. Для получения информации об эффективности той или иной физкультурно-оздоровительной программы и всей системы физического воспитания населения.

2. Наряду с медицинскими, социальными и другими составляющими для оценивания уровня здоровья.

3. Как проводник ценностей физической культуры в сознании людей.

4. В качестве одного из каналов, через которые передается управление, в частности это может быть изменение концепции физического воспитания и др.

В соответствии с вышеперечисленными целями могут быть разработаны различные тесты. Однако было бы очень заманчиво разработать ТФП многоцелевого назначения. В разное время различными авторами для оценки физической подготовленности предлагалось использовать от 1-2 до 15 и более тестируемых показателей. Нередко в качестве интегрального и универсального показателя уровня физической подготовленности человека предлагалось определение физической работоспособности, отождествляемое с проявлением общей (аэробной) выносливости [2].

На сегодняшний день существует множество форм тестирования для определения физической подготовленности человека, предлагаемое отечественными и зарубежными авторами (Лях В.И., Кофман Л.Б., Мейксон Г.Б., 1992; Сулаков Б.А., Лазаренко Т.Н., 1988) [2].

Физическое воспитание – единственный в программе высшей школы предмет, задачей которого является уменьшение умственной нагрузки. В то же время можно говорить о том, что вуз относится к последней инстанции, где еще не поздно научить молодежь физической культуре, используя современные способы образования [3].

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Лысова И.А., Булыкина Л.В. Оценка физической подготовленности студентов-волейболистов на этапе совершенствования спортивного мастерства // Ученые записки университета им. П.Ф. Лесгафта. – 2014. – № 6 (112). – С. 115-119.

2. Воложанин С. Е. Повышение уровня физической подготовленности студентов вуза средствами атлетизма / С. Е. Воложанин. – Улан-Удэ : БГУ, 2007. – 237 с.

3. Ким Р.И., Левина И.Л., Хомичев Я.Ю. Физическая культура и спорт в современном высшем учебном заведении. Материалы Всероссийской научно-практической конференции: Физическая культура, спорт и здоровье: современное состояние и пути развития:, 21 апреля 2017 года: в 2 т. / [отв. ред. О.Г. Киевская]. – Мурманск: МАГУ, 2017. – Т. 1. – 129 с. С. 63-71.

О.А. Угольникова, Р.И. Ким, Е.Е. Григораш

Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, Россия.

## СОПОСТАВИТЕЛЬНЫЕ НОРМАТИВЫ ДЛЯ ОЦЕНКИ ФИЗИЧЕСКОЙ И ФУНКЦИОНАЛЬНОЙ ПОДГОТОВЛЕННОСТИ ЖЕНЩИН-БОРЦОВ

В статье подробно описаны комплексы тестов для оценки физической и функциональной подготовленности женщин-борцов, проанализирована динамика в этих тестах, в статье описаны характеристики процедуры тестирования физической и функциональной подготовленности женщин-борцов.

The article describes in detail the sets of tests for evaluating the physical and functional fitness of women wrestlers, analyzes the dynamics in these tests, and describes the characteristics of the procedure for testing the physical and functional fitness of women wrestlers.

Важным элементом системы спортивной тренировки является диагностика физической и функциональной подготовленности спортсменок и, в частности, их оценка. Интенсивное воздействие физических нагрузок на организм не должно приводить к возникновению угрозы для здоровья занимающихся и должно давать только положительный эффект.

В соответствии с требованиями конкретного тренировочного периода годичного цикла подготовки в состав информативного комплекса тестов и показателей, рекомендуемых для контроля физической и функциональной подготовленности женщин-борцов, следует включать следующие тесты; 10 подтягиваний в висе на перекладине, лазание по канату, пять бросков партнера, односторонний тест, тест Купера, забегания на мосту за 30 с, перевороты на мосту за 15 с, борцовский мост; ЧСС, ДАД, САД, МОК, УОК, клиностатическая и ортостатическая пробы, PWC<sub>170</sub>. [4]

Оценка результатов тестирования проводится на основе анализа индивидуальной динамики показателей в тестах, а также путём сравнения полученных при тестировании данных с сопоставительными нормативами.[3] Эти нормативы для оценки уровня подготовленности женщин-борцов вольного стиля разработаны по пятибалльной шкале с учётом требований теории оценок и представлены в таблицах 1 и 2. Тестирование по разработанному комплексу тестов целесообразно проводить ежемесячно в течение двух дней подряд.

Таблица 1 – Сопоставительные нормативы для оценки физической подготовленности женщин-борцов

Тесты, показатели и единицы измерения	Оценки				
	Отлично	Хорошо	Удовлетворительно	Плохо	Очень плохо
Десять подтягиваний в висе на перекладине, с	15,5 и менее	15,6-16,1	16,2-17,5	17,6-18,2	18,3 и более
Лазание по канату, с	4,3 и менее	4,4-4,8	4,9-5,8	5,9-6,4	6,5 и более
Пять бросков партнёра, с	8,4 и менее	8,5-8,9	9-10	10,1-10,5	10,6 и более
Одноминутный тест, у.е.	24,9 и менее	25-26,1	26,2-28,6	28,7-29,9	29,9 и более
Тест Купера, м	1066 и более	1026-1065	944-1025	904-943	903 и менее
Забегания на мосту за 30 с, кол-во	15 и более	14	13	12	11 и менее
Перевороты на мосту за 15 с, кол-во	11 и более	10	9	8	7 и менее
Борцовский мост, см	48 и менее	49	50-51	52	53 и более

При тестировании женщин-борцов необходимо соблюдать четко установленную процедуру измерения достижений в тестах и оценки результатов каждой спортсменки: во-первых, его необходимо осуществлять в одно и то же время дня, до нагрузки; во-вторых, последовательность применения тестов и количество попыток в каждом из них должны сохраняться на протяжении всего периода тестирования и, наконец, в-третьих, следует учитывать фазы ОМЦ спортсменок и тестировать их только в постменструальной и постовуляторной фазах. В противном случае негативные влияния на организм спортсменки фаз менструации или овуляции искажают истинные результаты тестирования и могут привести к существенной ошибке.

Учитывая приведенные выше обстоятельства, тестирование по рекомендуемой программе следует осуществлять в соответствии с процедурой, основные сведения о которой представлены в таблицах 3 и 4.

Таблица 2 – Сопоставительные нормативы для оценки функциональной подготовленности женщин-борцов

Показатели и единицы измерения	Оценки				
	Отлично	Хорошо	Удовлетворительно	Плохо	Очень плохо
ЧСС, уд. / мин.	50-60	61-65	66-70	71-80	81 и более
САД, мм. рт. ст.	116 - 120	110 - 115	101 - 109	91 - 100	90 и ниже
ДАД, мм. рт. ст.	66-80	61-65	56-60	55-50	50 и ниже
МОК, л / мин.	5,1 и выше	4,4-5	4-4,3	3,9-3,6	3,5 и ниже
УОК, мл	85-90	80-84	70-79	60-69	60 и ниже
Клиностатическая проба, уд. / мин.	0-2	3-6	7-10	11-15	16 и более
Ортостатическая проба, уд. / мин.	0-2	3-6	7-10	13-18	19 и более
PWCi70j КГМ / мин.	1200 и выше	1070-1990	860-1060	710-850	700 и ниже

Как видно из содержания таблиц 3 и 4, тестирование по разработанному комплексу тестов и показателей не отличается особой сложностью. Кроме того, очевидным преимуществом рекомендуемой программы и процедуры тестирования является непродолжительность предварительной подготовки тренера, экспертов и помощников для проведения измерений: в большинстве тестов эти измерения просты и доступны для понимания практика.

Вместе с тем, обязательным дополнением при анализе полученных результатов тестирования являются постоянные педагогические наблюдения тренера. Результаты педагогических наблюдений следует фиксировать в специальных протоколах и периодически сопоставлять эти записи с динамикой параметров физической и функциональной подготовленности, спортивными результатами и показателями технико-тактического мастерства спортсменок. [1]

Такой комплексный подход позволит оптимально планировать ход учебно-тренировочного процесса в зависимости от периода подготовки, а также правильно планировать цели и задачи тренировки на ближайшее и отдаленное будущее.[2]

Таблица 3 – Характеристика процедуры тестирования физической подготовленности женщин-борцов

Тесты, показатели и единицы измерения	День тестирования	Номер очередности выполнения теста	Интервал отдыха между тестами (мин.)
Десять подтягиваний в висе на перекладине, с	1	1	3-4
Лазание по канату, с	1	2	3-4
Пять бросков партнёра, с	1	3	3-4
Тест Купера, м	1	4	
Забегания на мосту за 30 с, кол-во	2	1	5-6
Перевороты на мосту за 15 с, кол-во	2	2	5-6
Борцовский мост, см	2	3	3-4
Одноминутный тест, у.е.	2	4	

Таблица 4 – Характеристика процедуры тестирования функциональной подготовленности женщин-борцов

Показатели и единицы измерения	День тестирования	Номер очередности выполнения	Интервал отдыха (мин.)
ЧСС, уд. / мин.	1	1	1
САД, мм. рт. ст.	1	2	1
ДАД, мм. рт. ст.	1	3	-
УОК, мл	1	4	-
МОК, л / мин.	1	5	-
Клиностатическая проба, уд. / мин.	2	1	2 3
Ортостатическая проба, уд. / мин.	2	2	2-3
PWCi70, кгм /	2	3	-



Таким образом, из фактического материала, можно отметить, что регулярный комплексный контроль физической и функциональной подготовленности и соревновательной деятельности женщин-борцов позволяет значительно повысить эффективность управления учебно-тренировочным процессом, что в конечном итоге ускоряет достижение спортсменками высоких результатов.

Обобщая изложенные теоретические и методические аспекты содержания подготовки квалифицированных спортсменок, занимающихся вольной борьбой, можно подчеркнуть, что интенсивное развитие женского спорта, особенно в исконно мужских его видах, приводит к необходимости повышения количества и качества разработок по системному изучению особенностей функционирования организма женщин в экстремальных условиях тренировочной и соревновательной деятельности.

Вполне понятно, что основой дальнейшего развития теории и практики женского спорта, в том числе и женской вольной борьбы, является углубленное совершенствование содержания и структуры особенностей построения учебно-тренировочного процесса спортсменок с учётом явлений полового диморфизма. Одной из важных проблем женского спорта является проблема интегративного осмысления и синтеза всей совокупности компонентов и связей, образующих систему подготовки спортсменок, как многогранного явления. До сих пор не все аспекты теории и методики женского спорта изучены достаточно глубоко и всесторонне. В частности, особенности динамики функциональных изменений в организме спортсменок в условиях тренировочной и соревновательной деятельности исследованы недостаточно.

К числу наиболее перспективных направлений исследований в теории и практике женской спортивной борьбы можно отнести следующие:

- изучение закономерностей и условий развития видов спортивной борьбы среди женщин с учётом современных тенденций динамики любительского и профессионального спорта;

- определение основных особенностей содержания и структуры учебно-тренировочного процесса спортсменок в соответствии с индивидуальными циклическими изменениями работоспособности в

  - рамка мезоциклов;

  - выявление наиболее эффективных путей создания базы общей и специальной физической подготовленности женщин-борцов с акцентом на повышение скоростно-силового потенциала;

  - установление особенностей выполнения спортсменками технико-тактических действий в условиях соревновательной деятельности и определение оптимальной методики формирования и совершенствования этих действий в учебно-тренировочном процессе;

  - разработка и обоснование системы комплексного контроля над функциональной, физической и технико-тактической подготовленностью женщин-борцов, установление контрольных нормативов по каждому показателю и

определение способов внесения корректив в ход дальнейшей подготовки спортсменок.

Резюмируя сказанное, можно отметить, что спектр основных проблем теории и практики женской спортивной борьбы в настоящее время достаточно велик и вполне определен. Вместе с тем, некоторые проблемы еще представлены только в общих контурах и требуют основательного системного изучения.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Тараканов Б.И. Оценка технико-тактического мастерства борцов: учеб. пособие / Б.И. Тараканов. – Л.: ГДОИФК им. П.Ф. Лесгафта, 1989. – 24 с.

2. Тараканов Б.И. Педагогические аспекты подготовки женщин, занимающихся спортивной борьбой / Б.И. Тараканов // Теория и практика физической культуры. – 1999. – № 6. – С 12-15.

3. Туманян Г.С. Спортивная борьба: теория, методика, организация тренировок: учеб. Пособие. Кн.1. Пропедевтика/ Г.С. Туманян. – М.: Советский спорт, 1997. – С.82-87.

4. Угольникова О.А. Содержание физической и функциональной подготовки женщин-борцов вольного стиля в годичном тренировочном цикле: автореф. дис. канд. пед. наук / О.А. Угольникова. СПб ГАФК им. П.Ф. Лесгафта. – СПб., 2004. – 23с.

## **ОТКЛИКИ, РЕЦЕНЗИИ И БИОГРАФИИ**

Г.В. Галевский, В.В. Руднева, Д.Н. Воробьева

ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия

**СИНТЕЗ АЛМАЗОВ: РАЗВИТИЕ ТЕОРИИ И  
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОГНОЗЫ ПРОФЕССОРА  
О.И. ЛЕЙПУНСКОГО (К 110-ЛЕТИЮ СО ДНЯ РОЖДЕНИЯ И 80-  
ЛЕТИЮ ЕГО ВЕЛИКОГО ОТКРЫТИЯ)**

Выполнен анализ творческого наследия профессора О.И. Лейпунского, впервые в 1939 г. теоретически прогнозировавшего параметры и условия получения синтетических алмазов. Проведена оценка научно-технических результатов этого великого открытия.

Analyses of oeuvre of the professor O.I. Leypunskiy is fulfilled. The article tells about his theoretical prognosis of parameters and conditions of getting synthetic diamonds he made in 1939 for the first time. Assessment of scientific and technical results of this great invention is done.

**Введение**

В работе [1] проведен подробный анализ описанных в литературе сведений о результатах исследования структуры и свойств алмаза, теоретических прогнозов условий превращения графита в алмаз, экспериментальных технологических режимов синтеза алмазов. Констатируется, что первая попытка исследования свойств алмаза датируется 1694 г., синтеза – 1823 г., теоретического прогноза – 1939 г. Именно в 1939 г. в журнале «Успехи химии» молодой ученый 30 лет Овсей Ильич Лейпунский опубликовал результаты своих «вычислений» алмаза, которые фактически содержали теоретические основы будущей промышленной технологии каталитического синтеза алмазов – первого искусственного сверхтвердого материала для высокоэффективной металлообработки. В статье «Об искусственных алмазах» [2-5] он писал, что для прямого перехода графита в алмаз требуются как минимум следующие условия:  $5,5 \cdot 10^9$  Па и 1750 К. В случае же использования раствора углерода в каком – либо веществе, например, в железе, давление и температура должны составлять не менее  $4 \cdot 10^9$  Па и 1250 К. Тем самым О.И. Лейпунский объяснил причину многочисленных безрезультатных экспериментов, что уже само по себе является научным достижением, и указал реальные пути к достижению цели. Впоследствии полученные О.И. Лейпунским научные результаты были признаны открытием, зарегистрированным 29 июня 1971 года под номером 101 с приоритетом от августа 1939, т.е. даты их опубликования, и обеспечившим успешный выход СССР на международный рынок синтетических алмазов и кубического нитрида бора. О.И. Лейпунский был уверен, что

синтез алмаза – перспектива недалекого будущего и в подтверждении ее реальности ссылаясь на профессора У.П. Бриджмена, который уже достиг давления в 50000 атм. В перспективе ожидалось увеличение этого предела до 60000-70000 атм., хотя для этого требовалась большая работа по подбору соответствующих твердых сплавов.



### **Биографические факты**

Овсей Ильич Лейпунский родился 4 января 1909 г. в г. Белостоке Гродненской губернии (ныне Польша) в многодетной семье десятника дорожного строительства. После окончания школы Овсей Ильич переезжает в Ленинград и поступает в экономический техникум. Однако первая же его практика в бухгалтерии завода «Светлана» показала, что работа бухгалтера и экономиста — не его призвание. В 1926 г. он поступает на первый курс физико-механического факультета Ленинградского политехнического института (ЛПИ), который окончил в 1930 г. В том же году О.И. Лейпунский начинает работу в Институте химической физики (ИХФ) Академии наук СССР, сотрудником которого он оставался до последних лет жизни. В личности О. И. Лейпунского удачно сочетались острая наблюдательность, научная интуиция и талант экспериментатора с широким научным кругозором и страстью исследователя, а также высокая принципиальность и гражданское мужество. Все это позволило ему выполнить фундаментальные работы в различных областях химической физики, начиная с самых первых лет научной жизни.

Результаты плодотворной научной деятельности О.И. Лейпунского получили заслуженную государственную оценку и общественное признание. За высокие достижения в науке он удостоен Сталинской премии (дважды), почетного звания «Заслуженный деятель науки и техники РСФСР» (1976 г.), награжден орденами Ленина, Трудового Красного Знамени, Знак Почета (дважды), медалями.

### **Формирование теоретических представлений о превращении графита в алмаз**

В период отсутствия основной работы в ИХФ О.И. Лейпунский занялся изучением причин безуспешных попыток синтеза искусственных алмазов. В 1938 г. появилась статья известных физико-химиков Ф. Россини и Р. Джессупа, содержащая сводку термодинамических потенциалов и констант для алмаза и графита до температуры 1400 К. О. И. Лейпунский решил воспользоваться результатами работы и, сделав ряд предположений о поведении теплоемкости алмаза и графита при высоких температурах, экстраполировал значения термодинамических потенциалов на область высоких температур [4]. Он нашел аналитический вид уравнения линии равновесия на диаграмме ал-

маз–графит в области температур выше 1400 К и показал, что погрешность выведенной им зависимости составляет 10-12%, которая вполне приемлема для практических целей синтеза алмаза. Теперь можно было выбирать точки фазовой диаграммы, т. е. пары значений  $P$ ,  $T$ , при которых кристаллизуется именно алмаз, а графит неустойчив. Построение первой диаграммы состояния углерода (рисунок 1) явилось очень важным научным достижением. Однако О.И. Лейпунский этим не ограничился. Он рассмотрел возможность прямого перехода графита в алмаз и пришел к выводу, что одним из условий для получения алмаза из графита также является подбор среды нахождения углерода, в которой можно было бы, не теряя его подвижности, одновременно понизить температуру и давление кристаллизации алмаза, поддерживая эти параметры в подходящей области в течение хотя бы нескольких минут. В качестве такой среды, играющей роль катализатора, О.И. Лейпунский предложил жидкие металлы: железо, платину, родий. Несмотря на то, что давно уже было известно о хорошей растворимости углерода в железе (до 3,5% при 1500 К), ранее никто не додумался использовать это свойство при синтезе алмазов.

Научное предвидение профессора О.И. Лейпунского, основанное на глубоком проникновении в суть проблемы, и в настоящее время вызывает восхищение. Его теоретический прогноз заложил основу всех составляющих современной технологии синтеза алмазов: физико-химии процесса, общих принципов создания аппаратов высокого давления, условий синтеза, выбора отраслей приоритетного применения синтетических алмазов, а также указал всему научному и технологическому миру направление движения к лабораторной и промышленной реализации синтеза алмазов и предвосхитил достижение результатов в ближайшее время. Действительно, до успешного осуществления синтеза алмаза оставалось менее 14 лет [6]. Возможно, что в условиях мирного времени этот путь был бы еще короче и привел бы к иному распределению первенства и лидирующей роли различных национальных научно-технологических школ.

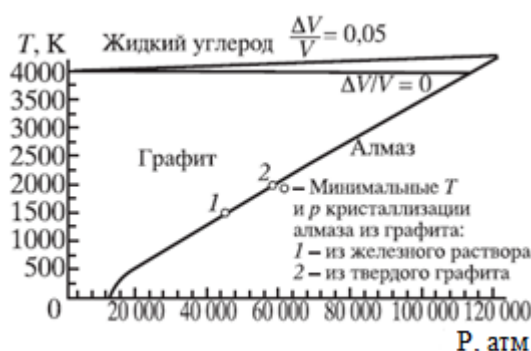


Рисунок 1 – Фазовая и реакционная диаграмма углерода О.И. Лейпунского (1939 г.)

## Научно-техническое воплощение теории синтеза искусственных алмазов профессора О.И. Лейпунского

***P – T параметры синтеза.*** Определенные О.И. Лейпунским расчетным путем *P – T* параметры синтеза алмазов впоследствии были экспериментально подтверждены американскими исследователями Ф. Банди и Р. Уэнторфом [7] (см. таблицу 1).

Таблица 1 – Давление фазового превращения в системе графит - алмаз при различных температурах

T, К	$P_{пр.}$ , ГПа, по данным О.И. Лейпунского [2]	$P_{пр.}$ , ГПа, по данным Ф. Банди, Р. Уэнторфа [7]
1000	3,19	2,73
1400	4,22	3,82
2400	6,89	6,55
3400	9,65	8,27

***Технологические условия синтеза.*** О.И. Лейпунский не только термодинамически обосновал возможность синтеза алмазов при определенном сочетании *P – T* параметров, но и гениально предвосхитил его технологические условия, совокупность которых послужила основой для современной технологии каталитического синтеза:

- применение в качестве катализаторов – растворителей ряда металлов (никель, железо, марганец, хром и других), способных растворять углерод в значительных количествах (от 3 до 6 % масс.); в отечественной промышленной практике применяется сплав никеля и марганца, содержащий 38 – 40 % масс. никеля;

- механизм кристаллизации алмаза, предполагающий образование в области стабильности алмаза пересыщенного по отношению к алмазу раствора углерода в расплаве металла, но не насыщенного по отношению к графиту, что создает предпосылки для непрерывного растворения графита в расплаве и выделения из него кристаллов алмаза;

- умеренные линейные скорости роста кристаллов алмаза при длительности процесса всего лишь десятки секунд, что предопределяет их получение в основном в виде шлифпорошков и в меньшей степени в виде шлифзерна (см. таблицу 2) и требует для получения алмазов ювелирного назначения новых технологических решений.

Таблица 2 – Зависимость числа образовавшихся кристаллов алмаза и линейной скорости роста от давления при температуре 1420 К [8]

Р, ГПа	Число кристаллов	Линейная скорость роста кристаллов, мм/мин
4,75	30	0,02
5,00	70	0,04
5,25	150	0,08
5,40	250	0,15

Результаты, полученные О.И. Лейпунским, явились той научно-технологической платформой, на которой в дальнейшем базировалось создание кристаллизационного реактора, обеспечивающего одновременное гиперсжатие и высокотемпературный нагрев реакционной среды и экспериментальные исследования процесса синтеза, проводимые в компании ASEA (Швеция) в 1949 – 1953 гг., компании «Дженерал Электрик» в 1950 – 1954 гг., в ИФВД АН СССР в 1958 – 1960 гг. В заявке на способ получения сверхтвёрдого вещества, подготовленной научным коллективом под руководством академика Л.Ф. Верещагина, с приоритетом от 3 мая 1960 г., достаточно четко просматривается генетическая связь с гипотезами и результатами О.И. Лейпунского: «Предлагаемый метод заключается в том, что для синтеза алмаза и боразона согласно диаграмме состояния углерода давление-температура с применением в качестве катализаторов смеси тантала и никеля, а также смеси этих двух металлов с железом применялась специальная аппаратура, имеющая форму рабочей камеры в виде чечевицы, проградуированной по давлению по скачкам электросопротивления висмута, таллия и бария и по температуре с помощью термопары, введенной через пуансон и далее по значению мощности, подаваемой на графитовый нагреватель».

Необходимость применения в аппаратах высокого давления новых конструкционных материалов. Сформулированный О.И. Лейпунским тезис о необходимости использования в создаваемых аппаратах высокого давления конструкционных материалов будущего оказался действительно пророческим – для изготовления частей аппаратов типа «белт» и типа наковален с углублениями в виде сферы, испытывающих в процессе работы «запредельные» нагрузки по давлению и температуре (цилиндрический пояс, матрицы, вставки опорных плит), были использованы и используются до сих пор сплавы на основе карбида вольфрама типа ВК-6 и ВК-15.

Целесообразность применения синтетических алмазов для бурения геологоразведочных и эксплуатационных скважин. О. И. Лейпунский не только заложил основы современной промышленной технологии синтеза алмазов, но и предвосхитил одно из направлений их наиболее эффективного применения. Он ознакомил со своими теоретическими разработками Л.Ф. Верещагина, будущего академика и директора Института физики высоких давлений АН СССР, вместе с которым они подготовили и направили предложение в Министерство нефтяной промышленности, надеясь вызвать интерес к будущим ал-



мазным буровым коронкам. Позднее О.И. Лейпунский вспоминал: «Ответа мы не получили».

Способ алмазного бурения появился в 70-х годах XIX столетия и является одним из наиболее прогрессивных. Вначале использовались буровые колонки с крупными природными алмазами типа «карбонадо» весом от 0,5 до 2,0 карат, закрепленные в корпусе коронки ручной чеканкой. В 30-х годах XX столетия для расширения объема алмазного бурения начали использовать мелкие дешевые сорта алмазов типа «борт» зернистостью 20 – 60 штук на карат. С появлением мелкоалмазных коронок были разработаны способы крепления алмазов в матрицах, получаемых литьем или спеканием методом порошковой металлургии, что оказалось значительно дешевле и надежнее. Дальнейшее развитие алмазного бурения привело к созданию нового типа инструмента – импрегнированной коронки. В отличие от однослойных коронок, в которых алмазы располагались по определенной схеме, импрегнированные имеют алмазоносный слой, представляющий собой матрицу, насыщенную по всему объему мелкими алмазами зернистостью 120 – 320 штук на карат. Появление таких коронок способствовало значительному распространению алмазного бурового инструмента как за счет расширения диапазона используемого сырья, так и благодаря эффективному использованию импрегнированных коронок при бурении очень твердых и сильно трещиноватых пород.

Однако несмотря на явные перспективы, до 1960 г. (начала промышленного производства синтетических алмазов в нашей стране) объем алмазного бурения в СССР составлял всего 0,4 % общего объема геологоразведочного бурения. Но и синтетические алмазы, выпускаемые в начале 60-х годов, по своим свойствам не были пригодны для бурения. Однако они позволили высвободить часть природных алмазов из металлообработки для буровых работ. Если раньше основная масса природных алмазов (до 70 %) дробилась на порошки и использовалась в машиностроении для изготовления алмазно-абразивного инструмента, то с 1961 года потребность в порошках стала в значительной степени компенсироваться применением синтетических алмазов. Дробление природных алмазов практически было прекращено, а поступление алмазного сырья для буровых коронок резко возросло. Это позволило увеличить объем бурения с 1961 по 1964 год в 6 раз, а к 1975 году – в 70 раз. Однако алмазов для геологоразведочного инструмента по-прежнему было недостаточно. Полностью решить проблему алмазного сырья для геологоразведочного бурения можно было только путем применения синтетических алмазов и разработки для них соответствующей конструкции бурового инструмента. И уже к середине 70-х годов эта проблема была решена – появились новые конструкции коронок, в частности, с цилиндрическими штабиками из алмазосодержащего сверхтвердого материала «славутич», которые обеспечивали эффективное бурение пород VI – XII категорий, т.е. наиболее трудно проходимых.

Таким образом, на примере этой отрасли четко прослеживается революционизирующее влияние синтетических алмазов.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Галевский Г.В. Оборудование и технология производства сверхтвердых материалов: учебное пособие / Г.В. Галевский, В.В. Руднева. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2019. – 213 с.
2. Лейпунский О.И. Об искусственных алмазах // Успехи химии. – 1939. – Т. 8. – № 10. – С. 1518 – 1534.
3. Лейпунский О.И. Загадки алмаза // Рассказы о науке и её творцах. – М. : Наука, 1949. – 124 с.
4. Галевский Г.В. Профессор О.И. Лейпунский и синтез алмазов / Г.В. Галевский, В.В. Руднева // Известия вузов. Порошковая металлургия и функциональные покрытия. – 2010. – № 4. – С. 51 – 55.
5. Варнин В.П. Непростая судьба статьи О.И. Лейпунского // ВИЕТ. – 2015. – № 1. – С. 124 – 142.
6. Галевский Г.В. Профессор Т. Холл и технология синтеза алмазов / Г.В. Галевский, В.В. Руднева // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2010. – № 5. – С. 59 – 63.
7. Bandy F.P. Direct conversion of graphite to diamond in stative pressure apparatus // J. Chem. Phys. – 1963. – Vol. 38, № 3. – P. 631 – 643.
8. Галевский Г.В. Физико-химические основы технологии каталитического синтеза сверхтвердых материалов / Г.В. Галевский, А.М. Германский. – Л., ЛТИ им. Ленсовета, 1987. – 36 с.

Г.В. Галевский, В.В. Руднева, Д.Н. Воробьева

ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк, Россия

ПРОФЕССОР Т. ХОЛЛ – УЧЕНЫЙ, ТЕХНОЛОГ, КОНСТРУКТОР (К 100-ЛЕТИЮ СО ДНЯ РОЖДЕНИЯ)

Приведены результаты научного историко-аналитического исследования деятельности профессора Т. Холла в период его жизни, соответствующий активному экспериментальному поиску параметров и условий осуществления технологии каталитического синтеза алмазов, оценки его достижений, вклада и приоритета.

The results of scientific historical and analytical research of activity of Professor T. Hall during his life, corresponding to active experimental search of parameters and conditions of implementation of technology of catalytic synthesis of diamonds, assessment of its achievements, contribution and priority are presented.

### **Историческое предисловие**

Одна из важных особенностей современного научно – технического прогресса – широкое использование сверхтвердых синтетических материалов. Среди них ведущее место принадлежит синтетическому алмазу.

В течении 17 – 20 столетий человечеством были предприняты неоднократные попытки синтезировать алмазы. Многие выдающиеся ученые приложили свои силы и знания к исследованию структуры и свойств алмаза, теоретическому прогнозированию Р – Т условий перехода графита в алмаз, экспериментальному поиску условий графито-алмазных превращений, созданию аппаратов для синтеза алмазов. Среди них – Г. Аверани, К.А. Тарджионо, В.Н. Каразин, Р. Бойль, А. Лавуазье, С. Теннан, Д.Б. Хенкей, А. Муассан, И. Парсонс, П.У. Бриджмен, О.И. Лейпунский, Д.А. Франк-Каменецкий и др. Пионер исследований в области физики высоких давлений, Лауреат Нобелевской премии, профессор Гарвардского университета П.У. Бриджмен, обладающий также незаурядным писательским талантом, писал о синтезе алмазов: «Попытки добиться успеха в этой захватывающей проблеме обнажили весь спектр человечества. Люди, от блестящих ученых до откровенных шарлатанов и жуликов, дарили ей свой ум и страсти!» [1]. П.У. Бриджмен отмечал также, что на протяжении 25 лет в среднем 2 – 3 человека в год заявляли о том, что владеют секретом синтеза алмаза, и предлагали войти в долю при распределении прибылей в обмен на финансирование изготовления аппарата для практической реализации идеи. Однажды он писал с характерным для него юмором, что «проблема так и просится в детективный роман, и я часто

прихожу к убеждению, что успешное решение проблемы представляет опасность для жизни Алмазного синдиката». Первым исследователем, которому посчастливилось осуществить синтез алмаза, был американский ученый доктор Трейси Холл (1919 – 2008 гг.).

Целью настоящей работы явилось научное историко-аналитическое исследование деятельности профессора Т. Холла в период его жизни, соответствующий активному экспериментальному поиску параметров и условий осуществления будущей технологии каталитического синтеза алмазов, оценка его достижений и вклада в этот научно-технологический прорыв, приоритета полученных им результатов.

По данным [2, 3], Т. Холл родился в 1919 году в Огдене, штат Ютаха, и вырос на ферме в Мариотто – маленьком сельском городке на севере штата. С раннего детства он интересовался наукой, много времени проводил в городской Огденской библиотеке, изучал жизнь и деятельность великого изобретателя Томаса Эдисона. В пятом классе Т. Холл поставил перед собой стратегическую задачу – быть ученым и работать в компании Т. Эдисона «Дженерал Электрик».

В 1939 г. Т. Холл получает степень бакалавра в Вебер – колледже. В 1941 г. он женится на Иде-Розе Лэнгфорд. В 1942 г. заканчивает Университет Ютахи и в 1943 получает степень магистра. Его учеба прервалась из-за начавшейся второй мировой войны, во время которой он служил в военно-морском флоте. После войны, в 1946 г. Т. Холл работает в Университете Ютахи, в котором он получил возможность обучаться у известного ученого Генри Эйрина. Обучение у Г. Эйрина способствовало тому, что Т. Холл стал уделять большое внимание изучению теоретических основ превращения графита в алмаз. В 1948 г., получив докторскую степень, Т. Холл осуществляет свою детскую мечту – устраивается на работу в исследовательскую лабораторию компании «Дженерал Электрик» в Нью-Йорке.

### **Проект «Сверхдавление» и анализ его результатов**

В 1951 г. Т. Холл входит в состав небольшой исследовательской группы, созданной в 1950 г. на базе секции механических исследований химического отдела в составе Ф.П. Банди и Х.М. Стронга для реализации научно-прикладного проекта с кодовым названием «Сверхдавление», ориентированного на конструирование аппаратуры для синтеза алмазов. В 1952 г. к исследованиям был подключен еще один химик – Р.Х. Уэнторф. Каждому из четырех были предоставлены свобода действий и неограниченные финансовые ресурсы. Работа шла по двум основным направлениям: Ф. Банди и Х. Стронг конструировали аппаратуру, а Р. Уэнторф и Т. Холл пытались подобраться к технологии: определить исходные вещества и катализаторы.



Трейси Холл, 1955 г.

Хотя Т. Холл получил химическое образование, он быстро понял, что главное препятствие на пути успешного решения проблемы синтеза алмаза – отсутствие оборудования высокого давления, и разработал эскизный проект системы, впоследствии названной «халфбелт». Это был только первый шаг к успеху, но он наметил путь к новой, ставшей знаменитой конструкции «белт». Свой первый аппарат высокого давления Т. Холл создавал на основе неофициальной договоренности с коллегами из механической мастерской. Таким же образом были изготовлены самые важные детали аппарата из твердого сплава на основе карбида вольфрама. Работа по созданию аппарата высокого давления была завершена в июле 1953 г. Применение твердого сплава позволило создать давление в 120000 атм при температуре 1800 °С и выдерживать эти параметры несколько минут. Год исследователя преследовали неудачи, но 16 декабря 1954 г. пришел первый успех. Т. Холл позднее писал: «Руки мои тряслись, учащенно билось сердце, я ощутил слабость в коленях и вынужден был сесть. Мои глаза поймали сверкнувший свет от дюжин мелких треугольных граней октаэдрических кристаллов... и я понял, что наконец-то алмазы сделаны человеком» [1]. Этот эксперимент был выполнен при давлении 70000 атм и температуре 1600 °С с использованием графита и троилита (FeS). Алмазы прилипли к танталовому диску, который использовался для подвода электрического тока при нагреве образца. Тантал, по мнению исследователя, восстанавливал FeS до металлического железа, сыгравшего роль катализатора – растворителя для графита и кристаллизационной среды для алмаза. Синтез алмаза был подтвержден 31 декабря 1954 г. Хью Вудбери. 15 февраля 1955 г. об этом было сообщено в прессе.

Аппарат для синтеза алмаза, предложенный Т. Холлом, назывался «белт» (пояс), потому что центральная часть, где происходит синтез алмазов, поддерживалась кольцом из карбида вольфрама с бандажом из высокопрочной стали (рисунки 1, 2) [4]. Два конических поршня приводились в движение с помощью большого гидравлического пресса из упрочненной стали.

Главная трудность при создании аппаратов высоких давлений и температур заключается в том, что стали и другие конструкционные материалы быстро теряют свою прочность при нагреве. Эту проблему можно решить путем нагрева только внутреннего рабочего объема при соответствующей термоизоляции для предотвращения чрезмерного нагрева поршней и пояса. Группа исследователей «Дженерал Электрик» с успехом использовала встречающийся в природе минерал пиррофиллит: мягкий, достаточно хорошо передающий давление и в то же время обладающий высокой температурой плавления. В полость, образованную поршнями и поясом, помещали ячейку из пиррофиллита с вмонтированной электропечью в виде графитовой трубки, с помощью которой достигалась необходимая температура. Зазоры между поршнями и поясом уплотнялись металлическими и пиррофиллитовыми прокладками, которые выполняли также роль тепло- и электроизоляторов.

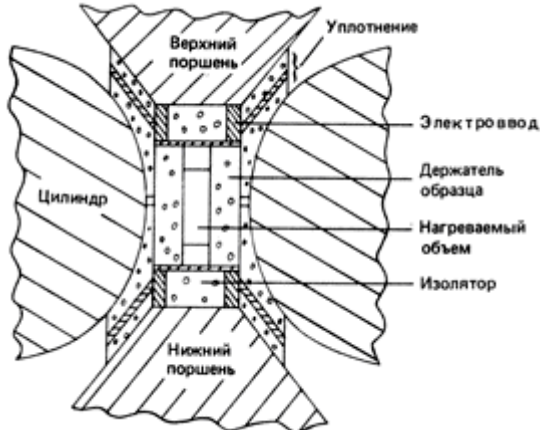


Рисунок 1 – Аппарат высокого давления типа «белт»

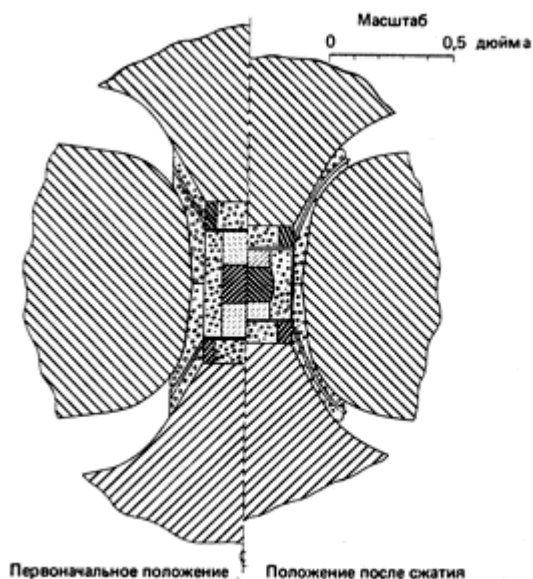


Рисунок 2 – Схема, иллюстрирующая изменение нагреваемого объема аппарата высокого давления «белт», от исходного положения до положения после сжатия

В отличие от неудачных опытов по синтезу алмазов, проводимых в 1941 – 1945 гг. компаниями «Нортон» и «Дженерал Электрик» под руководством профессора П.У. Бриджмена, в экспериментах Т. Холла использовался катализатор (железо), что и предопределило успешное решение поставленной задачи [4]. Согласно патенту «Дженерал электрик» (Холл Х.Т., Стронг Х.М., Уэнторф Р.Х. США. Патент 2947610 от 10 августа 1960 г.), типичная шихта в реакционной камере представляла собой смесь 5 частей графита, 1 части железа, 1/3 части марганца и 1/3 части пентаоксида ванадия. Эту смесь запечатывали и нагревали до 1700 °С под давлением 95000 атм в течение 2 мин, затем охлаждали до 1500 °С за 8 мин. Позднее в качестве растворителя стали использовать смесь никеля и марганца, позволяющую осуществить синтез алмаза при менее жестких условиях, например, при 50000 атм и 1400 °С.

Исследовательская лаборатория компании «Дженерал Электрик» представила официальный отчет об успехе группы «Сверхдавление» в 1955 г. Успешный синтез явился результатом четырехлетних исследований. Сообщение о синтезе алмазов увеличило стоимость акций «Дженерал Электрик» за один день более чем на 300 млн. долларов, а акции горнорудной корпорации «Де Бирс» упали на несколько пунктов, хотя и восстановились на следующий день. Стоимость алмазов компании «Дженерал Электрик» была выше, чем природных. Однако уже в 1957 г. искусственные алмазы в виде порошков, используемых для изготовления шлифовальных кругов, стали конкурировать по цене с природными. В сообщении для печати 22 октября 1957 г. говорилось, что к этому времени компанией «Дженерал Электрик» произведено уже 100000 карат синтетических алмазов (цена 4,25 доллара за карат) и что в 1958 г. предполагается произвести

3,5 млн. карат. Через месяц после сообщения компании «Дженерал электрик» в 1955 г. руководство горнорудной корпорации «Де Бирс» пришло к решению о необходимости производства синтетических алмазов. Фабрика в г. Спрингсе близ Йоханнесбурга (ЮАР), принадлежавшая корпорации, начала давать продукцию в 1958 г., а в 1963 г. открыла дочернее предприятие в г. Шанноне (Ирландия). Так начиналось мировое промышленное производство алмазов, к 1980 г. превысившее уже более 100 млн. карат (20 т) в год. Мировое научное и технологическое сообщество получило пример блестящей коммерциализации научной разработки.

Технология синтеза алмазов, производимых компанией «Дженерал электрик», начиная с 1955 г., была строго засекречена. Т. Холлом было опубликовано лишь несколько обзорных статей [1]. Он был недоволен как установленным режимом секретности, так и финансовой политикой компании. Поэтому в сентябре 1955 г. он перешел в университет Янг Бригем на престижную должность ведущего профессора химии. В 1957 году Т. Холл конструирует первую в мире тетраэдрическую установку высокого давления и получает на нее патент (US Patent 2,918,699). Вскоре он продает свое изобретение и начинает заниматься конструированием кубического аппарата. В 1966 г. Т. Холл вместе с двумя коллегами создает компанию «Мегадаймонд», которая занимается разработкой аппаратуры высокого давления и производством синтетических алмазов.

Соединенные Штаты Америки высоко оценили научные, технологические, конструкторские достижения Т. Холла: в 1970 г. он получает награду «Пионер химии в области синтеза алмаза», в 1994 г. – правительственную медаль за достижения в науке и технологии, ряд университетов США, в том числе родной Университет Ютахи, присуждают ему почетную докторскую степень. Однако залогом успеха и самым главным в своей жизни Т. Холл всегда считал дом и семью.



Трейси Холл рядом со своей первой тетраэдрической установкой для синтеза алмаза, ноябрь 1999 г.

### **Алмазы Э. Лундблата и Т. Холла: оценка приоритета**

Однако мировая научная общественность, аналитики и историки до сих пор неоднозначно оценивают успех и приоритет профессора Т. Холла в технологии синтеза алмаза. Так, Б. Горобец считает, что без фазовой диаграммы системы графит – алмаз профессора О.И. Лейпунского, предложенной им в 1939 г. [5], экспериментальный результат Т. Холла был бы недостижим [6]. Д. Элуэлл признает, что первыми синтезировали алмазы специалисты фирмы ASEA (Всеобщая шведская электрическая компания) во главе с инженером Эриком Лундблатом [1]. Произошло это событие 17 февраля 1953 г. Но исследовательская группа ASEA не патентовала и не публиковала результатов своих исследований вплоть до 1960 г., а фирма не приступала к коммерческому выпуску алмазов до 1964 г. Представляется, что для этого были весомые причины, а именно:

– молчаливое признание шведскими специалистами приоритета профессора О.И. Лейпунского и пунктуальное следование его рекомендациям при выборе давления, температуры и среды – растворителя (железа);

– несоответствие достигнутых аппаратурного и технологического уровней промышленному.

Б. Горобец в [7] отмечает, что алмазы у шведов долго не получались. Сначала блок высокого давления разрывало на части. Его стягивали рояльными струнами, что увеличило прочность на порядок. Каждый раз струн наматывали по 300 км. После опыта все это разматывали и в грязном спеке искали алмазы. Сам руководитель работ Э. Лундблат писал [7]: «17 февраля 1953 г. начали в 8 утра, сняли давление в 10. Извлекли спекшийся материал из камеры часа в три. В те времена это длилось долго – пока все расковыряешь – медь, тальк, спекшееся железо. И когда на этот раз вскрыли пробу, мы сразу увидели: что-то не так. Мы считали, что у нас держалось около 80 тысяч атмосфер и примерно 2500 градусов минуты две. В серой затвердевшей массе были зерна – множество мелких кристалликов, зеленоватых, желтоватых, черных. Часа через два у нас была рентгенограмма, и она не оставляла сомнений – это были кристаллики алмаза!» Размеры алмазов составляли 0,1 – 0,5 мм. При синтезе образовалось около 20 – 50 кристаллов. На следующий день рентгенограммы, сделанные в Стокгольмском университете, также подтвердили успешный результат эксперимента.

– слабое понимание физико-химических закономерностей образования алмаза в исследуемых условиях: Э. Лундблат: «...Мы сомневались: а много ли мы знаем, что там происходит, в нашем графитовом растворе? Надо продолжать опыты, объяснить механизм. Что мы можем положить на стол, чтобы фирма брала патент и платила за него немалые деньги? Что поделывать: мы, кажется, не были опытными дельцами» [1].

По мнению авторов, в основе успеха Т. Холла – благоприятное сочетание следующих обстоятельств:

– блестящее профессиональное физико-химическое образование, необычное для физика и химика креативное конструкторское мышление, позволившее в течение почти 40 лет генерировать основополагающие идеи создания аппаратов высокого давления для синтеза алмазов и кубического нитрида бора, колоссальная работоспособность, умение работать в команде;



– возможность использования гениального теоретического прогноза профессора О.И. Лейпунского (1939 г.) – Р – Т параметров и условий синтеза (наличие железа в качестве катализатора – растворителя), общедоступного и хорошо изученного специалистами США, Швеции, СССР;

– ускоряющее воздействие сформировавшейся в мире к началу 50-х годов жесткой научно-технологической конкурентной среды, способствующей высокой плотности достигнутых результатов по синтезу алмаза: 1953 г. – Швеция, 1955 г. – США, 1960 г. – СССР.

### ***Заключение***

Проведено научное историко-аналитическое исследование творческого наследия основоположника современной технологии каталитического синтеза алмазов и принципов конструирования технологических аппаратов высокого давления профессора Т. Холла. Подтверждено, что Т. Холлом впервые разработан состав реакционной шихты, экспериментально определены Р - Т параметры синтеза, его кинетические условия (наличие катализатора - растворителя, скорость нагрева шихты, значение требуемой удельной электрической мощности, продолжительность нагрева), сформулированы новые принципы конструирования электротермических камер высокого давления и создан технологический аппарат типа «белт». Полученные Т. Холлом результаты явились блестящим подтверждением гениального теоретического прогноза профессора О.И. Лейпунского, по уровню технолого-конструкторских решений оказались близки к промышленному, что позволило компании «Дженерал Электрик» впервые в мире начать коммерческое производство алмазов для металлообработки. Это обстоятельство, а также своевременное опубликование достигнутых результатов и их патентная защита свидетельствуют о безусловном приоритете Т. Холла в решении этого давно поставленного техникой и технологией вопроса.

### **СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Элуэл Л. Искусственные драгоценные камни : пер. с англ. Р.А. Имбулатова. – М. : Мир, 1981.
2. Н. Tracy Hall. – Режим доступа: <http://67.50.46.175/History/bio.htm>.
3. Галевский Г.В. Профессор Т. Холл и технология синтеза алмазов / Г.В. Галевский, В.В. Руднева // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2010. – № 5. – С. 59 – 63.
4. Галевский Г.В. Оборудование и технология производства сверхтвердых материалов : учебное пособие / Г.В. Галевский, В.В. Руднева. – Новокузнецк : Изд. центр СибГИУ, 2019. – 213 с.
5. Лейпунский О.И. Об искусственных алмазах // Успехи химии. – 1939. – Т. 8. – № 10. – С. 1518 – 1534.
6. Горобец Б. Трое из Атомного проекта. Секретные физики Лейпунские. – М. : Изд-во УРСС, 2008. – 162 с.
7. Синтез алмазов по Лейпунскому. Международная Еврейская Газета. - Режим доступа: <http://www.jig.ru/index4.php/2008/07/11/sintez-almazov-po-leipunskomu.html>.

## 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, управление и экология на предприятиях;
- проблемы высшего образования;
- отклики, рецензии и биографии.

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, размер шрифта 14 пт. Последнюю страницу рекомендуется занимать полностью.

Текст аннотации на русском и английском 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, поясняющей надписью и номером не должен превышать 250×170 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 головки таблиц по диагонали и включать графу «№ п/п».

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 приводят 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 подрисуночные 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.

Сборник научных трудов реферируется в РЖ «Металлургия», зарегистрирован в Международном центре «Международной стандартной нумерации сериальных изданий (International standard serial numbering – ISSN)», ему присвоен ISSN 2073–2848. Дополнительная информация о сборнике научных трудов представлена на сайте СибГИУ <http://www.sibsiu.ru> в разделе «Научные издания».

Срок представления материалов для следующего выпуска «Вестника горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии» – до 30 ноября 2020 г. Статьи направлять главному редактору по адресу: ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», 654007, г. Новокузнецк, Кемеровской обл., ул. Кирова, 42.

**Вестник горно-металлургической секции РАЕН.  
Отделение металлургии**

*Сборник научных трудов*

Компьютерный набор Темлянцева Е.Н.

Подписано в печать 10.06.2020 г.

Формат бумаги 60×84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.  
Усл.печ.л. 15,8 Уч.-изд.л. 16,9 Тираж 300 экз. Заказ № 98

Сибирский государственный индустриальный университет  
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.  
Издательский центр СибГИУ