

# **ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА**

**№ 2 (17) 2015**

Журнал входит в базу данных Российского индекса научного цитирования (РИНЦ)

## **Редакционный совет**

### **Председатель ред. совета:**

**В. М. Колокольцев** – проф., д-р техн. наук,  
ректор ФГБОУ ВПО «МГТУ»

### **Члены ред. совета:**

**К. Н. Вдовин** – д-р техн. наук, проф.  
ФГБОУ ВПО «МГТУ»

**К. К. Каскин** – канд. техн. наук, проф.  
Актюбинского государственного  
университета, Казахстан

**О. Ю. Шешуков** – д-р техн. наук, проф.  
ГУ ИМетРАН, ФГАОУ ВПО  
«УрФУ имени первого Президента России  
Б. Н. Ельцина»

**Збигнев Конопка** – д-р техн. наук, проф.  
Ченстоховского технологического  
университета, Польша

**О. Островский** – д-р техн. наук, проф.  
UNSW, Австралия

**А. Карасев** – доцент KTH Royal Institute  
of Technology, Швеция

**Райле Виктор** – кандидат технических наук,  
Германия

### **Главный редактор:**

**В. А. Бигеев** – д-р техн. наук, проф.  
ФГБОУ ВПО «МГТУ»

### **Научный редактор:**

**И. В. Макарова** – канд. техн. наук,  
доц. ФГБОУ ВПО «МГТУ»

### **Технический редактор:**

**М. В. Потапова** – канд. техн. наук,  
доц. ФГБОУ ВПО «МГТУ»

© ФГБОУ ВПО «МГТУ», 2015

Учредитель – Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова  
(455000, Челябинская обл., г. Магнитогорск, пр. Ленина, д.38).

16+, в соответствии с Федеральным законом № 436–ФЗ от 29.12.10.

### **Адрес редакции:**

455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38

Тел.: (3519) 29-84-30. Факс (3519) 29-84-26

E-mail: m.irina1976@mail.ru; [v.bigeev11@yandex.ru](mailto:v.bigeev11@yandex.ru)

Журнал подготовлен к печати издательским центром МГТУ  
им. Г. И. Носова, 455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38.

Отпечатан на полиграфическом участке МГТУ им. Г.И. Носова,  
455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38.

Выход в свет: 25.12.2015. Заказ 806. Тираж 500 экз.

Цена свободная.

# ***THE THEORY AND PROCESS ENGINEERING OF METALLURGICAL PRODUCTION***

---

**No. 2 (17) 2015**

---

The journal is incorporated into databases of the Russian Science Citation Index (RSCI)

---

## **Editorial Board Members**

### **Chairman:**

**V. M. Kolokoltsev** – D. Sc., Professor,  
Rector of Nosov Magnitogorsk State  
Technical University

### **Honorary Board Members:**

**K. N. Vdovin** – D.Sc., Professor,  
Nosov Magnitogorsk State Technical  
University

**K. K. Kaskin** – Ph.D., Professor,  
Aktyubinsk State University,  
Kazakhstan

**O. Ju. Sheshukov** – D.Sc., Professor,  
alloys Federal State Autonomous  
Educational Institution of Higher  
Professional Education «Ural Federal  
University named after the first President  
of Russia B.N. Yeltsin»

**Z. Konopka** – D.Sc., Professor, Czestochowa  
University of Technology, Poland

**O. Ostrovski** – D.Sc., Professor,  
University of New South Wales, Australia

**A. Karasev** – Ph.D., Docent, KTH Royal  
Institute of Technology, Sweden

**Raile Wiktor** – Bloom engineering (Europa),  
GMBH

### **Editor-in-Chief:**

**V. A. Bigeev** – D.Sc., Professor,  
Nosov Magnitogorsk State Technical University

### **Scientific Editor:**

**I. V. Makarova** – Ph.D., Associate Professor,  
Nosov Magnitogorsk State Technical University

### **Technical Editor:**

**M. V. Potapova** – Ph.D., Associate Professor,  
Nosov Magnitogorsk State Technical University

© FSBEI of HE “Nosov Magnitogorsk State Technical University”, 2015

Founder – Nosov Magnitogorsk State Technical University  
(38, pr. Lenina, Magnitogorsk 455000, Chelyabinsk Region.)  
16+ in accordance with Federal Law #436-FZ dated 29.12.10

### **Editorial office:**

38, pr. Lenina, city of Magnitogorsk 455000, Russia  
Tel.: +7 (3519) 29-84-30. Fax: +7 (3519) 29-84-26  
E-mail: m.irina1976@mail.ru; [v.bigeev11@yandex.ru](mailto:v.bigeev11@yandex.ru)  
Prepared for the publication by the NMSTU publishing center,  
38, pr. Lenina, city of Magnitogorsk 455000, Russia

Printed by the NMSTU printing section,  
38, pr. Lenina, city of Magnitogorsk 455000, Russia.  
Publication date: 25.12.2015. Order 806. Circulation: 500. Open price.

## СОДЕРЖАНИЕ

<b>ОБОГАЩЕНИЕ И ПОДГОТОВКА СЫРЬЕВЫХ МАТЕРИАЛОВ К МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ПЕРЕДЕЛУ .....</b>	<b>5</b>
Шаган В.А., Макарова И.В., Манашева Э.М., Байченко С.А., Кашапов М.М. Перспективы развития коксо доменного передела .....	5
<b>МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА .....</b>	<b>11</b>
Манашева Э.М., Дружков В.Г., Шаган В.А., Макарова И.В., Байченко С.А. Современные леточные массы для доменных печей .....	11
Харченко А.С., Харченко Е.О., Сидоров М.В., Сибатагуллина М.И., Миникаев С.Р., Семенюк М.А. Влияние загруженности пристеночной зоны доменных печей железорудным сырьем на тепловые нагрузки системы охлаждения .....	15
<b>МЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ.....</b>	<b>19</b>
Дидович С.В., Столяров А.М., Юречко Д.В. Использование разных шлакообразующих смесей в промежуточных ковшах сортовых МНЛЗ .....	19
Дюльдина Э.В., Селиванов В.Н., Коротин А.В. Изучение физико-химических свойств расплавов шлакообразующих смесей и шлаков непрерывной разливки стали .....	24
Коротин А.В., Дюльдина Э.В. Структурные преобразования в шлаках непрерывной разливки стали при их затвердевании .....	27
<b>ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ.....</b>	<b>32</b>
Вдовин К.Н., Шешуков О.Ю., Феоктистов Н.А., Метелкин А.А. Исследование составов шлаков при выплавке стали Гадфильда.....	32
Бигеев В.А., Колесников Ю.А., Федянин А.Н., Потапова М.В., Писчаскина А.В., Абдрахманов Э.И. Сближение технологий выплавки стали в кислородном конвертере и дуговой сталеплавильной печи .....	35
Чангджяннг Динг, Сонглин Ду Совершенствование технологического процесса и контроль качества на ДСП-110 в условиях предприятия «Мастилл» (Китай) .....	39
<b>ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО .....</b>	<b>44</b>
Вдовин К.Н., Иванова В.А. Оценка качества литейного кокса по значениям показателей качества .....	44
Фирстов А.П. Сушка песчано-масляных связующих .....	48
<b>ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ .....</b>	<b>52</b>
Лисовская М.А., Савченко Ю.И. Установка ультразвукового и вихретокового контроля рабочих валков из стали марок 9Х и 9Х2МФ, изготовленных методом ЭШП.....	52
<b>РЕСУРС- И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ металлургии.....</b>	<b>56</b>
Избембетов Д.Д., Амангельдиев Н.М., Зупаров Н.С. Разработка технологии производства огнеупорных изделий из рукавной пыли и шлаков высокоуглеродистого феррохрома .....	56

## CONTENTS

<b>RESSING AND PREPARATION OF RAW MATERIALS FOR METALLURGICAL CONVERSION .....</b>	<b>5</b>
Shagan V.A., Makarova I.V., Manasheva E.M., Baichenko S.A., Kashapov M.M. Prospects of blast furnace production development .....	5
<b>IRONMAKING .....</b>	<b>11</b>
Manasheva E.M., Druzhkov V.G., Shagan V.A., Makarova I.V., Baichenko S.A. Contemporary tap hole clay for blast furnaces.....	11
Sibagatullin S.K., Kharchenko A.S., Kharchenko E.O., Sidorov M.V., Sibagatullina M.I., Minikaev S.R., Semenyuk M.A. The effect of matrix of download on heat loads of the cooling system of the blast furnaces equipped with the compact bell-less charging device of a gutter type .....	15
<b>STEELMAKING .....</b>	<b>19</b>
Didovich S., Stolyarov A., Yurechko D. Use of various slag forming mixtures in long products caster tundishes.....	19
Dyuldina E.V., Selivanov V.N., Korotin A.V. Study of physical-chemical properties of molten slag mixtures and slags the continuous casting of steel.....	24
Korotin A.V., Dyuldina E.V. Structural transformations in slags the continuous casting of steel when hardening .....	27
<b>ELECTROMETALLURGY AND FERROALLOYS PRODUCTION.....</b>	<b>32</b>
Vdovin K.N., Sheshukov O.Y., Feoktistov N.A., Metelkin A.A. The study of compositions of slags in the smelting of Hadfield steel.....	32
Bigeev V.A., Kolesnikov Y.A., Fedyanin A.N., Potapova M.V., Pischaskina A.V., Abdrakhmanov E.I. Convergence of steel production technologies in oxygen converter and electric arc furnace .....	35
Changjiang DING, Songlin DU 110T UHP EAF processes technology integration and quality control in Masteel .....	39
<b>FOUNDRY .....</b>	<b>44</b>
Vdovin K.N., Ivanova V.A. Assessment of quality of foundry coke by the values of quality indicators .....	44
Firstov A.P. Drying of oil-sand binders .....	48
<b>METAL FORMING.....</b>	<b>52</b>
Lisovskaya M.A., Savchenko Yu.I. Installation of ultrasonic and eddy current testing of work rolls (steel grades 9Cr (9X1) and 9Cr2MoP (9X2MΦ)) produced by ESR.....	52
<b>RESOURCES AND ENERGY SAVING TECHNOLOGIES IN FERROUS METALLURGY .....</b>	<b>56</b>
Izbembetov D.D., Amangeldiyev N.M., Zuparov N.S. Development of technology for production of refractory products from the hose fume and high-carbon ferrochrome slags .....	56

**Махоткина Е.С., Шубина М.В.**  
Шлаки процесса прямого восстановления железа как источник получения ванадия и титана..... 60

**Костин В.Ф., Костина З.И., Крылова С.А., Понурко И.В.**  
Селективное извлечение соединений магния и комплексная переработка сидероплезитовой руды ..... 65

**Панишев Н.В., Бигеев В.А., Галиуллина Е.С.**  
Перспективы утилизации хвостов углеобогащения и твердых отходов тепловых электростанций..... 69

**Makhotkina E.S., Shubina M.V.**  
The slag of direct reduction iron process as a source of vanadium and titanium obtaining..... 60

**Kostin V.F., Kostina Z. I., Krylova S. A., Ponurko I.V.**  
Selective extraction of magnesium compounds and complex processing of sideroplesite ore ..... 65

**Panishev N.V., Bigeev V.A., Galiullina E.S.**  
Perspectives of utilization of coal enrichment as well as thermoelectric plants wastes ..... 69

# ОБОГАЩЕНИЕ И ПОДГОТОВКА СЫРЬЕВЫХ МАТЕРИАЛОВ К МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ПЕРЕДЕЛУ

УДК 669.1

Шаган В.А., Макарова И.В., Манашева Э.М., Байченко С.А., Кашапов М.М.

## ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ КОКСОДОМЕННОГО ПЕРЕДЕЛА

**Аннотация.** Рассмотрены способ увеличения производительности доменной печи и снижения расхода кокса за счет вдувания пылеугольного топлива. Проанализированы вопросы влияния качества кокса на его расход в доменную печь. Показано, что при вдувании в доменную печь больших объемов ПУТ повышаются требования к качеству кокса. Рассмотрен способ повышения качества кокса путем предварительного трамбования угольной шихты.

**Ключевые слова:** кокс, пылеугольное топливо, качество кокса, трамбование, производительность доменной печи, расход кокса.

Целью работы является выявление закономерностей влияния качества кокса на его удельный расход в доменной печи при вдувании ПУТ, а также выбор способа повышения качества кокса для современной коксовой батареи.

Ожидаемым результатом исследования является обоснование целесообразности строительства и введения в эксплуатацию современной коксовой батареи, разработка рекомендаций по улучшению качества кокса и обоснование необходимости дальнейшего развития и внедрения технологии вдувания ПУТ в доменном производстве.

Одним из наиболее уязвимых мест доменного производства является очень высокая энергоемкость, причем таких дефицитных и дорогих энергоресурсов, как кокс, мазут, природный газ. В современном доменном производстве стоимость топлива составляет до 50% себестоимости чугуна. Таким образом, уровень затрат кокса, как основного вида топлива в доменной печи, на 1 т чугуна – универсальный показатель эффективности и конкурентоспособности как доменного производства, так и всей металлургической области в целом.

В связи с этим в доменной технологии XXI века все активнее применяются различные топливные добавки, являющиеся заменителями дефицитного топлива – кокса. Массовому применению заменителей кокса способствует сокращение мировых запасов коксующихся углей, что приводит к ухудшению качества и повышению цен на металлургический кокс.

В таких условиях управление доменной плавкой – это искусство организации технологического процесса в доменной печи в конкретных условиях, обеспечивающего максимальную выплавку чугуна высокого качества при минимальных затратах материальных и трудовых ресурсов.

Новейшие технологии выплавки чугуна направлены на увеличение удельной производительности (до 2,5–3,5 т/(м<sup>3</sup>·сут)), сохранение дефицитных и дорого-

стоящих энергоносителей и замену их на пылеугольное топливо (ПУТ). До недавнего времени основным заменителем кокса на металлургических предприятиях являлся природный газ, который значительно дороже ПУТ. Необходимым условием для сокращения расхода кокса в доменных печах путем замены его пылеугольным топливом является улучшение его качества, в том числе по реакционной способности (CRI) и послереакционной прочности (CSR). Основным эффектом от применения измельченного угля заключается в непосредственной замене углерода кокса углеродом каменного угля. Уголь не содержит водород, и поэтому в отличие от углеводородов он не влияет на ход восстановительных процессов, однако при применении угля снижается температура в горне, и это ограничивает его расход [1]. Применение ПУТ приводит к повышению производительности печи в среднем на 1,5–2,0% и облегчает управление плавкой «снизу», что также повышает эффективность плавки.

На многих металлургических заводах Европы, Азии, Америки в дому вдувают ПУТ до 200–240 кг/т чугуна, а затраты кокса при этом снижены до 280–300 кг/т. При этом не используют природный газ и мазут. Для достижения таких показателей металлургическому заводу нужен кокс с показателями CRI менее 30%, а CSR более 65–70%. Зависимость удельного расхода ПУТ от горячей прочности кокса представлена на рис. 1, из которого видно, что увеличение расхода ПУТ свыше 300 кг/т чугуна будет возможно только при повышении горячей прочности кокса до 80–90%. Для получения доменного кокса с такими показателями качества нужно иметь высококачественный коксующийся уголь, количество которого недостаточно для нужд коксохимических предприятий. Поэтому для улучшения качественных показателей CSR и CRI доменного кокса используют различные способы и приемы, основанные как на составлении и подготовке угольной шихты для коксования, так и на варьировании условий и технологий коксования.

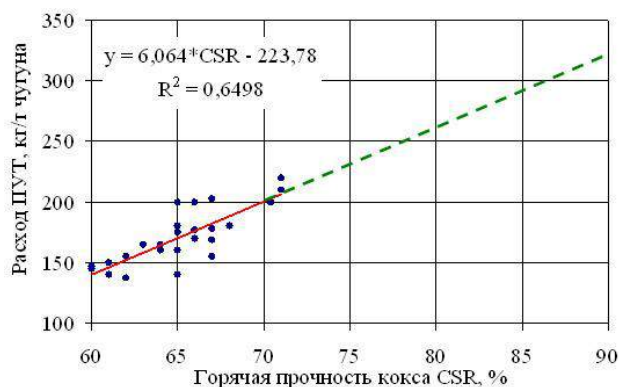


Рис. 1. Зависимость удельного расхода ПУТ от горячей прочности кокса: точки – экспериментальные значения по данным работы [2]; штриховая линия – прогноз

Для успешного внедрения технологии вдувания ПУТ в доменную плавку необходимо выполнить комплекс мероприятий:

- улучшить качество кокса по показателю CSR до 62% и более;
- снизить зольность шихты для коксования до 7,5%;
- обеспечить высокую стабильность показателей качества шихты для коксования;
- использовать для ПУТ угли с зольностью 6,0–8,5% и содержанием серы менее 1%;
- обеспечить стабильность качества показателей используемых для ПУТ углей;
- обеспечить стабильность качества компонентов железорудной шихты;
- уменьшить содержание мелочи в железорудном сырье до 3–5%;
- повысить температуру дутья до 1200–1250°C;
- увеличить содержание кислорода в дутье до 28–33%.

Соблюдение этих условий гарантирует получение высоких коэффициентов замены кокса при использовании ПУТ [3] (рис. 2 и 3). Однако эта зависимость может быть нарушена, если зольность ПУТ меньше зольности кокса, что может привести к повышению эффективности использования ПУТ с увеличением коэффициента замены кокса до 1,0.

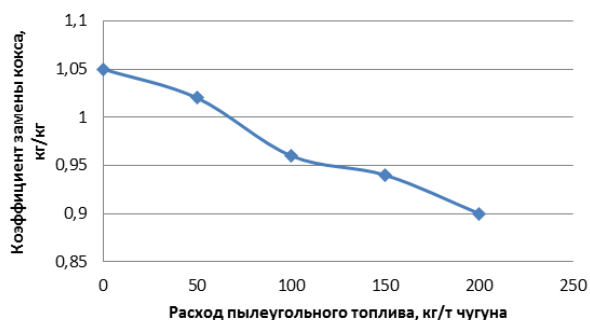


Рис. 2. Зависимость коэффициента замены кокса от расхода ПУТ

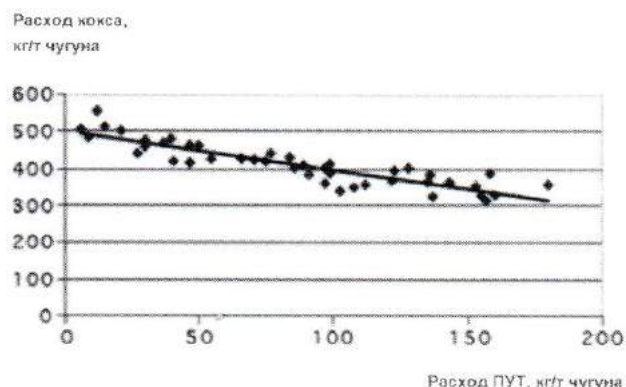


Рис. 3. Зависимость расхода кокса от расхода пылеугольного топлива

Требования к качеству кокса при применении ПУТ возрастают прежде всего в связи тем, что кокс является единственным твёрдым материалом ниже зоны когезии доменной печи и расходуется здесь с более медленной скоростью, т.е. подвергается более длительному воздействию высоких температур и веса столба шихты. В связи с этим кокс должен быть более прочным физически и устойчивым к химическому воздействию, чтобы обеспечить высокую газопроницаемость шихты.

Показатель прочности кокса после взаимодействия с углекислым газом (CSR) в значительной степени зависит от химического состава золы, который влияет на реакционную способность кокса. Коэффициент замены кокса пылеугольным топливом в доменной печи находится в функциональной зависимости от зольности ПУТ ( $A_{п}^d$ ) и кокса ( $A_{к}^d$ ):

$$K_{п} = \frac{A_{п}^d}{A_{к}^d} \quad (1)$$

где  $K_{п}$  – коэффициент замены кокса пылеугольным топливом;

- зольность пылеугольного топлива;
- зольность кокса.

Таким образом, эффективность использования ПУТ тем выше, чем меньше его зольность, что и является одним из главных требований, предъявляемых к углю для данной технологии. Производственный опыт показывает, что при коэффициенте замены кокса ПУТ, равным 1, повышение зольности ПУТ на 1% снижает производительность доменной печи на 1–3%. К тому же при повышении зольности ПУТ снижается коэффициент замены кокса пылеугольным топливом, определяющим эффективность данного вида топлива.

Еще одним требованием к технологии плавки [7] с ПУТ является то, чтобы общее содержание серы во вдуваемом угле не должно превышать его содержание в используемом коксе. При этом среднее содержание серы в высококачественном коксе составляет не более 0,85%.

Преимущества применения ПУТ в металлургии чугуна подтверждаются также следующими объективными данными [4–6]:

- расход ПУТ на 1 т чугуна достиг 170–290 кг, доля замены им кокса – 35–50%: в ряде стран ведутся работы по качественному совершенствованию данной технологии с целью повышения доли замены кокса ПУТ до 60–70%;

- на протяжении последних 30 лет практически все новые или реконструируемые доменные печи за рубежом строили в комплексе с современными пылеугольными установками;

- на производство 1 т кокса расходуется примерно 1,3 т угольной шихты, в том числе 20–40% коксующихся углей. Производство 1 т ПУТ требует 1,1 т угля. Коэффициент замены кокса ПУТ, зольностью 5–10%, составляет 0,8–1,1 кг/кг. Что позволяет значительно сократить затраты.

Также следует отметить, что капитальные затраты на строительство коксохимических батарей в три раза выше, чем на строительство пылеугольной установки равной мощности, при возможности использования для приготовления ПУТ высококачественных некоксующихся газовых углей.

Технология доменной плавки с вдуванием в горн ПГ, требующая ежегодно на её реализацию примерно 2,5 млрд м<sup>3</sup> ПГ, менее эффективна по сравнению с вдуванием ПУТ. Определяющими показателями, характеризующими преимущества ПУТ по сравнению с ПГ, являются возможность замены ПУТ в 2–3 раза большего количества кокса.

В условиях ОАО «ММК» наиболее приемлемыми вариантами печей, позволяющих производить кокс повышенного качества, удовлетворяющего основным требованиям для применения ПУТ в доменном производстве, являются:

1) коксовые батареи с установкой сухого тушения кокса (УСТК);

2) коксовые батареи с трамбованием угольной шихты.

Применение процесса сухого тушения кокса в технологии производства кокса в последние десятилетия во многих странах стало преобладающим. Это связано с тем, что данный процесс обладает рядом преимуществ по сравнению с мокрым тушением кокса:

- улучшение качества металлургического кокса по влаге, прочности, реакционной способности, гранулометрическому составу, позволяющее снизить его расход в доменном процессе на 3–5 %;

- повышение производительности на 4%;

- увеличение показателя М25 до 89%;

- уменьшение показателя М10 до 8,0%;

- утилизация тепла раскаленного кокса (до 50% от израсходованного на коксование), с последующим использованием полученного пара для выработки электроэнергии;

- сокращение вредных выбросов в атмосферу;

- снижение расхода кокса в доменных печах;

- возможность использования в шихтах для коксования увеличенного содержания слабоспекающихся углей с получением качественного металлургического кокса;

- увеличение производительности доменных печей.

Соотношение кокса, потушенного сухим методом, и мокрого на примере ОАО «ММК» и Череповецкого металлургического завода ОАО «Северсталь» представлено в табл. 1.

Таблица 1

Потушенные печи на УСТК, %

Период	ОАО «Северсталь»		ОАО «ММК»	
	Сухое тушение	Мокрое тушение	Сухое тушение	Мокрое тушение
2013 г.	67,31	32,68	16,2	83,8
2014 г.	66,66	33,33	16,1	83,9

Исследования показали, что улучшение качества потушенного сухим способом кокса происходит, в основном, из-за его изотермической выдержки в камере-накопителе УСТК, которая является обязательным элементом установки. В камере-накопителе продолжается процесс молекулярно-структурных превращений кокса. При этом действительная плотность кокса увеличивается, а удельное электросопротивление и реакционная способность снижаются, что соответствует требованиям к качеству доменного кокса. В табл. 2 представлены показатели качества кокса печей ОАО «ММК» КБ №9 с использованием сухого тушения кокса и КБ №3–4 мокрого тушения. На печи подается шихта одинакового качества и состава.

Таблица 2

Показатели качества кокса коксовых печей ОАО «ММК» №9 и 3–4

Параметры	3–4 батарея	9 батарея
М 25 %	87,6	89,2
М 10 %	8,6	8,0
Зола	12,7	12,6
Сера	0,45	0,41
Углерод	83,00	82,90
Влага	3,8	0,3
CRI	33,3	31,6
CSR	49,5	52,2
Содержание в металлургическом коксе класса +80 мм	23,3	19,2

Из приведенных данных видно, что качество кокса сухого тушения по всем показателям выше, а также он обладает большей равномерностью гранулометрического состава за счет снижения содержания крупных классов (более 80 мм).

Если рассматривать эффективность УСТК в пределах коксохимического завода, то она невелика, поскольку потери от угара кокса почти в 2 раза превы-

шают прибыль от реализации пара и электроэнергии от УСТК, однако если рассматривать эффективность УСТК в комплексе с металлургическим заводом, то прибыль от УСТК очевидна за счет экономии кокса в доменном производстве.

Второй способ повышения качества кокса заключается в применении загрузки трамбованием шихты. Данная технология более перспективна и выгодна, поскольку позволяет не только повысить качество кокса при применении стандартной шихты, но и значительно снизить себестоимость продукции за счет введения в шихту дешевых слабоспекающихся углей низкого качества (до 40%) без ухудшения качества производимого кокса.

Преимущества технологии загрузки трамбованием:

- снижение показателя M10 (<7%);
- увеличение показателя M25 (>90%);
- увеличение выхода доменного кокса на 4 %;
- увеличение производительности до 10–15 %

при одинаковом объеме печи за счет высокой плотности загрузки;

– единообразная насыпная мощность угольной загрузки по всей высоте коксовой печи;

– исключение нижней загрузки коксовой печи;

– возможность увеличения расхода ПУТ (пылеугольного топлива) на тонну чугуна;

– увеличение показателя CSR (>65%) и снижение параметра CRI (<30%);

– отсутствие контакта между дверью коксовой печи и угольным пирогом и, как следствие, меньше проблем с негерметичностью и блокированием дверей;

– может быть применена почти на каждой коксовой печи с верхней загрузкой, без нарушения текущей работы коксовой печи.

При использовании загрузки с трамбованием уголь трамбуется вне коксовой печи в отдельные «брикеты» (угольные брикеты), имеющие почти те же размеры, что и камера печи. Угольные брикеты имеют плотность до 1,15 т/м<sup>3</sup> (на основе сырого угля с 10% содержанием влаги), благодаря этому в печь грузится на 30% шихты больше, чем при загрузке измельченного угля, в системах с верхней загрузкой.

Для данной технологии загрузки коксывалкатель совмещен с устройством для трамбования угольной шихты – трамбовочно-загрузочно-валкующая машина (ТЗВМ). Для подачи шихты в камеру трамбовочного устройства предусматривается

наличие угольной башни, размещенной над путями ТЗВМ.

Процесс трамбования угольной шихты состоит в том, что шихта из угольных башен, находящихся над ТЗВМ, подается в ее трамбовочную камеру. В данной камере происходит послойное уплотнение шихты падающими молотками. Процесс уплотнения продолжается 3–4 мин (рис. 4), затем «угольный брикет» на поддоне, который является составной частью уплотнительной камеры, вдвигается в камеру коксования, поддон выдергивается из камеры коксования назад в трамбовочную камеру, дверь коксовой камеры запирается, и процесс коксования начинается. Основными технологическими параметрами процесса трамбования шихты, обеспечивающими нужные характеристики угольного пирога, являются: удельная работа трамбования, массовая доля в шихте углей разных марок, гранулометрический состав и влажность шихты.

Увеличение влажности трамбованной угольной шихты от 8 до 10% благоприятно влияет на плотность получаемого пирога; при превышении 10% прочностные характеристики угольного пирога понижаются. В связи с этим на заводах, применяющих трамбование, влажность шихты должна быть в пределах 8–10%.

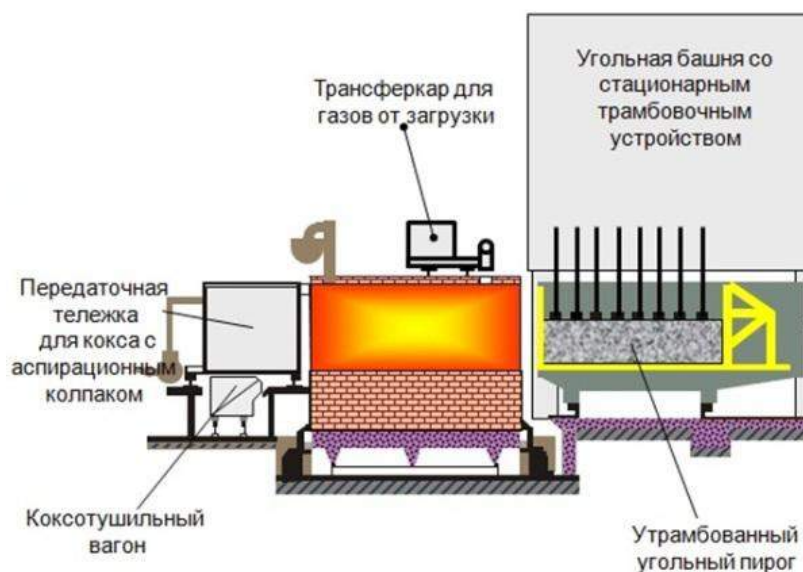


Рис. 4. Схема трамбования и загрузки трамбовки в печь [9]

Хорошей степенью измельчения шихты считается 90–92% содержания класса менее 3 мм. Для достижения хорошей трамбуемости шихты содержание в ней жестких газовых углей не должно превышать 60%.

На заводе TATA Steel [9] проведен анализ качества кокса по показателям M10 и CSR на печах с верхней загрузкой и загрузкой трамбования. Результаты представлены на рис. 5 и 6, из которых видно, что использование загрузки трамбованием приводит к значительному повышению качества кокса.



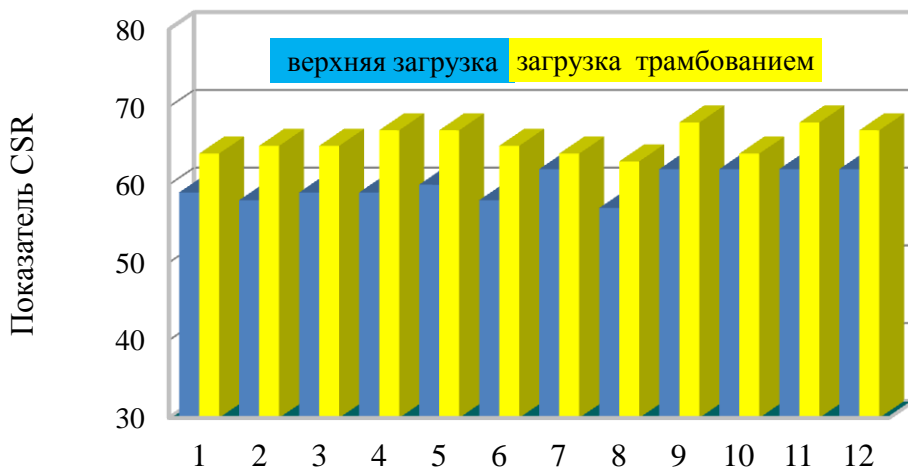


Рис. 5. Показатель CSR на печах с верхней загрузкой и загрузкой с трамбованием [9]

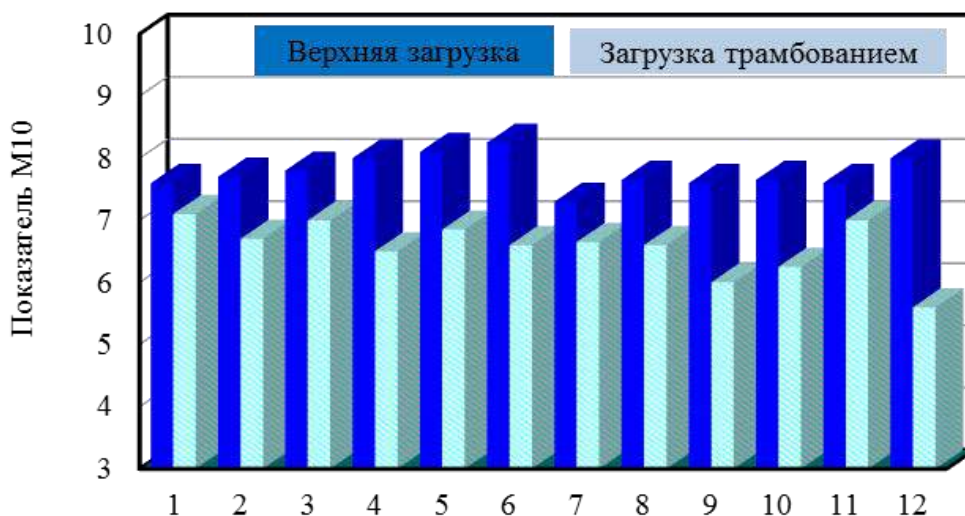


Рис. 6. Показатель M10 на печах с верхней загрузкой и загрузкой с трамбованием [9]

На заводе ОАО «Алчевсккокс» [10] была применена технология трамбования угольной шихты на коксовых батареях №9-бис и 10-бис с проектной мощностью 1 млн т в год. На печи № 10-бис также применяется сухое тушение кокса. Данные по качеству кокса приведены в табл. 3.

Сравнительная характеристика прогнозируемого качества кокса для печей, работающих по разным технологиям, представлена в табл. 4.

Таблица 3

Качество кокса коксовых батарей ОАО «Алчевсккокс» №9-бис и 10-бис, % [10]

Показатель качества	Батарея 9-бис	Батарея 10-бис
M25	89,7	91,7
M10	4,6	4,1
Влага	3,9	0,3
Зола	11,3	11,3
Сера	1,0	1,0

Таблица 4  
Прогнозируемые показатели качества кокса, %

Показатель качества	Коксовая батарея с нижним подводом и мокрым тушением	Коксовая батарея с нижним подводом и сухим тушением	Печи с трамбованием угольной шихты	Коксовая батарея с трамбованием угольной шихты и сухим тушением *
M25	87	89,0	92,0	93,5
M10	8,6	8,0	7,0	6,5
W	4,0	0,3	4,0	0,3
CSR	49,5	52,2	>62	>62
CRI	33,3	36,1	<30	<30

\*Для технологии трамбования с применением сухого тушения предлагается угольная шихта следующего состава: спекающиеся 45%; коксовые 21,6%; отошающие 33,4%.

Таким образом, из табл. 4 видно, что совместное применение трамбования шихты и сухого тушения позволяют получить кокс с более высокими прочностными характеристиками, отвечающими требованиям ведения доменного процесса с применением ПУТ.

Закключение

Проведен анализ работы коксовых печей с различными методами загрузки угольной шихты и тушения кокса, даны рекомендации о наиболее подходящем варианте для строительства современной коксовой батареи, работающей по новой технологии и позволяющей производить кокс повышенного качества, удовлетворяющего основным требованиям для применения ПУТ в доменном производстве в условиях ОАО «ММК», поскольку печной фонд уже морально и физически устарел.

Проанализированы результаты работы доменных печей и выявлены закономерности влияния качества кокса на его удельный расход в доменной печи при ведении плавки с применением пылеугольного топлива, также рекомендовано оптимальное количество вдуваемого ПУТ, обеспечивающее ровный ход печи при минимальных экономических затратах.

#### Список литературы

1. Некрасов З. И. Опыт применения природного газа в доменном производстве // Бюл. ЦНИИИЧМ. 1962. № 8.
2. Золотухин Ю. А., Андрейчиков Н. С., Куколев Я. Б. Требования к качеству кокса для доменных печей, работающих с различ-

ным удельным расходом пылеугольного топлива // Кокс и химия. 2009. № 3.

3. Ярошенко Ю.Г. Энергоэффективные и ресурсосберегающие технологии черной металлургии: учеб. пособие. Екатеринбург: ООО «УИПЦ» 2012. 670 с.
4. Ярошевский С. Л. Резервы эффективности комбинированного дутья в доменных цехах Украины // Познание процессов доменной плавки. Днепропетровск: Пороги, 2006. С. 366–378.
5. Савчук Н.А., Курунов И.Ф. Доменное производство на рубеже XXI века // Новости черной металлургии за рубежом. М.: ОАО «Черметинформация», 2000. Ч. II, прил. 5. 42 с.
6. Проблемы продления кампании доменной печи и освоения технологии вдувания ПУТ. Современные решения и практический опыт: материалы 2-й Междунар. конф. доменщиков. Днепропетровск, 2009.
7. Васильев Ю.С., Дроздник И.Д. Сырьевая база для технологии вдувания пылеугольного топлива в доменные печи заводов Украины // Труды междунар. науч.-техн. конференции «Пылеугольное топливо – альтернатива природному газу при выплавке чугуна». Донецк: УНИТЕХ, 2002.
8. Товаровский И.Г. Доменная плавка: монография. 2-е изд., доп. и уточ. Днепропетровск: Пороги, 2009.
9. Вегман Е.Ф., Жеребин Б.Н., Юсфин Ю.С. Металлургия чугуна: учебник для вузов / под ред. Ю.С. Юсфина. М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. 774 с.: ил.
10. Воденников С.А., Аносов В.Г., Лаптев Д.А. Анализ эффективности доменной плавки с заменой кокса пылеугольным топливом // Металлургия. 2012. Вып. 28.

#### Сведения об авторах

**Шаган Вера Александровна** – студентка магистратуры, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: [Verusik-1991@mail.ru](mailto:Verusik-1991@mail.ru)

**Макарова Ирина Владимировна** – канд. техн. наук, доц. кафедры МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: [m.irina1976@mail.ru](mailto:m.irina1976@mail.ru)

**Манашева Эльвира Мударисовна** – студентка магистратуры, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: [kadirova.elya@mail.ru](mailto:kadirova.elya@mail.ru)

**Байченко Светлана Александровна** – преподаватель спецдисциплин, ГАОУ СПО (ССУЗ) ЧО «Политехнический колледж». E-mail: [baichenko.svetlana@yandex.ru](mailto:baichenko.svetlana@yandex.ru)

**Кашапов Максим Максимович** – студент каф. МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: [russian-hangover@mail.ru](mailto:russian-hangover@mail.ru)

---

### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

#### PROSPECTS OF BLAST FURNACE PRODUCTION DEVELOPMENT

**Shagan Vera Aleksandrovna** – Magistracy Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [Verusik-1991@mail.ru](mailto:Verusik-1991@mail.ru)

**Makarova Irina Vladimirovna** – Ph.D. (Eng.), Assistant Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [m.irina1976@mail.ru](mailto:m.irina1976@mail.ru)

**Manasheva Elvira Mydarisovna** – Magistracy Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [kadirova.elya@mail.ru](mailto:kadirova.elya@mail.ru)

**Baichenko Svetlana Aleksandrovna** – Teacher of specialty disciplines, Polytechnic College. E-mail: [baichenko.svetlana@yandex.ru](mailto:baichenko.svetlana@yandex.ru)

**Kashapov Maxim Maximovich** – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [russian-hangover@mail.ru](mailto:russian-hangover@mail.ru)

**Abstract.** The way of increase the productivity of blast furnaces and reduce consumption of coke by pulverized coal injection are considered. The questions of influence the coke quality to coke consumption into the blast furnace are analyzed. The injection of dust coal fuel in large quantities into the blast furnace are increase the increase to coke quality are shown. The way of increase the coke quality by preliminary punning of coal charge are considered.

**Keywords:** coke, dust coal fuel, coke quality, punning, the productivity of blast furnace, coke consumption.



# МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА

УДК 669.1

Манашева Э.М., Дружков В.Г., Шаган В.А., Макарова И.В., Байченко С.А.

## СОВРЕМЕННЫЕ ЛЕТОЧНЫЕ МАССЫ ДЛЯ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ

**Аннотация.** Чугунная летка – наиболее уязвимое место доменной печи. Сохранность летки во время выпуска зависит от применяемых леточных масс. Одним из ключевых компонентов в современной леточной массе является нитрид кремния (ферросилиция). Леточные массы, содержащие нитрид кремния, показывают хорошие результаты. Но пока механизм влияния нитрида на свойства леточных масс не изучен.

Научно-техническая производственная фирма «ЭТАЛОН» разработала и освоила промышленную технологию производства СВС-нитрида ферросилиция NITRO-FESIL® TL, который представляет собой композицию, состоящую из нитрида кремния, силицидов железа и свободного железа. Важнейшей особенностью СВС-нитрида ферросилиция NITRO-FESIL® TL является то, что нитрид кремния в нем полностью состоит из β-фазы. Другим отличием нового огнеупора является его высокая чистота по примесям кислорода и водорода. В промышленном масштабе совместно с ОАО «ММК» и ЗАО «Металлургремонт» были проведены испытания леточных масс, содержащих нитрид ферросилиция NITRO-FESIL® TL. Масса была рекомендована к внедрению.

**Ключевые слова:** чугунная летка, масса леточная, самораспространяющийся высокотемпературный синтез (СВС), нитрид ферросилиция, β-нитрид кремния.

Горн является наиболее напряженным и ответственным элементом рабочего пространства доменной печи. Выпуск жидких продуктов плавки через чугунную летку является самой ответственной операцией при работах на горне. Основными размерами, характеризующими летку, являются длина и диаметр ее канала. Увеличение стойкости канала летки и его сохранность во время выпуска – актуальная проблема с точки зрения, безопасности работы и улучшения условий персонала, процессов вторичной десульфурации и увеличения срока эксплуатации печи и стабильности её работы в целом.

Леточная масса представляет собой смесь компонентов, предназначенных для закрытия канала чугунной летки. За последние два десятилетия значение леточной массы в доменном производстве сильно изменилось. Если раньше ее роль сводилась лишь к закупорке летки после выпуска чугуна и шлака, то в настоящее время леточная масса дополнительно позволяет защищать от разрушения внутреннее окололеточное пространство горна и управлять скоростью и продолжительностью выпуска, оптимизируя работу всей доменной печи и увеличивая срок ее эксплуатации. При этом сам расход леточной массы снизился.

Леточная масса выполняет три основных функции:

- а) забивка: позволяет забить летку для создания условий безопасной работы;
- б) канал: после вскрытия летки позволяет производить управляемый выпуск продукции плавки;
- в) защита: позволяет выполнить повторную футеровку кладки внутренней части печи в зоне летки.

Современная леточная масса должна обладать:

- высоким сопротивлением химической коррозии от эрозии шлаком;
- высоким сопротивлением эрозии, вызываемой шлаком и чугуном;
- высоким объёмным расширением при высоких температурах с сохранением сцепленной твердой структуры и высокой налипаемостью к стенкам.

В этом аспекте такая огнеупорная масса должна иметь следующие характеристики:

1. Уровень пластичности, обеспечивающий надежное закрытие летки.
2. Высокая объёмная стабильность во время нанесения.
3. Быстрое твердение по завершении закрытия летки.
4. Высокая объёмная стабильность и отсутствие разбрызгивания во время открытия и выпуска.

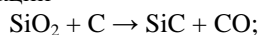
Ингредиенты современных леточных масс можно разделить на три основные группы:

- огнеупорные компоненты, к которым чаще всего относят крупнозернистые составляющие с размером частиц в пределах ~1–5 мм (корунд  $Al_2O_3$ , любые другие материалы, содержащие оксид алюминия, карбид кремния (SiC) и кокс). Данные компоненты слабо взаимодействуют и друг с другом, и с расплавом чугуна и шлака;

- связующие вещества. К ним относятся мелкозернистые компоненты огнеупорных материалов (огнеупорная глина, тонкие порошки карбида кремния и порошки, содержащие оксиды кремния и алюминия). Основная роль этих компонентов заключается в том, чтобы связать между собой крупнодисперсные составляющие и создать прочный каркас леточной массы. Происходит это как за счет механизма твердофаз-

© Манашева Э.М., Дружков В.Г., Шаган В.А., Макарова И.В., Байченко С.А., 2015

ного припекания мелких частиц друг к другу, так и за счет образования кристаллов вторичного карбида кремния по реакции



- пластификаторы – связующие, ответственные за придание необходимого уровня пластичности леточной массе (каменноугольная смола, Carbores и пр.). Масса должна не только равномерно заполнить канал легки, но и растечься по внутренней поверхности горна.

Также на сегодняшний день доказана положительная роль нитрида кремния в составе леточных масс, при этом вводят его обычно в виде нитрида ферросилиция. Применение таких леточных масс показывает хорошие результаты на большинстве доменных печей мира, но до сих пор нет точного представления о механизме влияния нитрида кремния на свойства масс [3–6].

Нитрид кремния – бескислородное тугоплавкое неорганическое соединение, имеющее широкое распространение в современной промышленности. Он сочетает в себе такие свойства, как высокая твердость, упругость и термопрочность, стойкость к агрессивным средам, а также низкая плотность [2]. Нитрид кремния не реагирует с расплавами Al, Pb, Sn, Zn, Bi, Cd, Cu, обладает низким температурным коэффициентом линейного расширения и превосходной стойкостью по отношению к чугунам и шлаку. С переходными металлами образует силициды, с оксидами металлов выше 1200°C – силикаты. Окисление нитрида кремния на воздухе начинается выше 900°C.

В металлургических тепловых агрегатах он применяется как высокоэффективный огнеупорный материал. В формованных огнеупорах нитрид кремния обычно используется как связующее карбида кремния. Композиционные огнеупоры SiC – Si<sub>3</sub>N<sub>4</sub> являются особо эффективными при футеровке доменных печей, алюминиевых электролизеров, мусоросжигательных и обжиговых печей, а также других высокотемпературных агрегатов. В неформованных огнеупорах он используется в виде нитрида ферросилиция как упрочняющая добавка леточных и набивных желобных масс для доменного производства, а также жаропрочных бетонов различного назначения [8].

Положительное упрочняющее воздействие нитрида ферросилиция в леточных массах базируется не только на высоких огнеупорных свойствах собственно нитрида кремния, но и на том, что в результате его взаимодействия с другими компонентами леточной массы образуются либо новые огнеупорные соединения (Si, C, AlN), либо легкоплавкие спекающие соединения (Fe<sub>3</sub>Si, FeSi, Fe), либо газообразные компоненты, создающие нейтральную атмосферу (N<sub>2</sub>, CO). Все они благоприятно влияют на качество леточной массы (табл. 1).

Кремний образует с азотом одно химическое соединение, существующее в двух кристаллических

модификациях: α- и β-Si<sub>3</sub>N<sub>4</sub>. Нитрид кремния α - модификации образуется при азотировании кремния при температуре ниже ~1400°C осаждением из газовой фазы по механизму «пар – жидкость – кристалл» (ПЖК), в то время как нитрид β-Si<sub>3</sub>N<sub>4</sub> формируется преимущественно при температуре свыше ~1450°C непосредственно кристаллизацией из жидкой фазы. Эти температуры не являются строго фиксированными и зависят от многих параметров процесса (давление азотсодержащей атмосферы, скорость нагрева, состав примесей). Важно отметить, что возможен только прямой переход α-фазы в β-фазу при повышении температуры. Обратное превращение β→α при снижении температуры никогда не было зафиксировано [1].

Таблица 1  
Механизм влияния нитрида ферросилиция [9]

Температура начала реакции, °C	Реакция
< 1000	$4\text{Fe} + 3\text{O}_2 (\text{H}_2\text{O}) \rightarrow 2\text{Fe}_2\text{O}_3$
1100	$\text{Fe}_2\text{O}_3 + 3\text{C} \rightarrow 2\text{Fe} + 3\text{CO}$
1200	$\text{Si}_3\text{N}_4 + 9\text{Fe} \rightarrow 3\text{Fe}_3\text{Si} + 2\text{N}_2$
1300	$\text{Si}_3\text{N}_4 + 3\text{Fe} \rightarrow 3\text{FeSi} + 2\text{N}_2$ ; $\text{FeSi} + \text{C} \rightarrow \text{Fe} + \text{SiC}$
1400	$\text{Si}_3\text{N}_4 + 3\text{Fe} + \text{C} \rightarrow 3\text{Fe}_3\text{Si} + 2\text{N}_2 + 2\text{SiC}$ ; $\text{Si}_3\text{N}_4 + 9\text{Fe} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{C} \rightarrow$ $\rightarrow \text{AlN} + 3\text{Fe}_3\text{Si} + 2\text{N}_2 + 3\text{CO}$

Для получения формованных и неформованных огнеупоров, предназначенных для высокотемпературных металлургических объектов, более эффективным является применение фазы β-Si<sub>3</sub>N<sub>4</sub>, так как данная модификация термически более устойчива и не претерпевает фазовых превращений при высоких температурах эксплуатации. Особенно эффективны огнеупоры на основе β-нитрида кремния при частой смене теплового режима эксплуатации металлургического агрегата при резком перепаде температуры. Кроме того, огнеупорные материалы на основе β-фазы обладают более высокой коррозионной стойкостью и стойкостью к окислению. [5].

Специалистами ООО НТПФ «Эталон» (г. Магнитогорск) был разработан способ производства нитрида ферросилиция NITRO-FESIL®, преимущественно состоящего из β-фазы, методом самораспространяющегося высокотемпературного синтеза (СВС), который реализован в настоящее время в промышленных масштабах [9]. Технология заключается в двухстадийном способе получения огнеупорного материала на основе бета-нитрида кремния β-Si<sub>3</sub>N<sub>4</sub> путем высокотемпературной обработки кремнийсодержащего порошкообразного сплава в атмосфере азотсодержащего газа при повышенном его давлении и включает:

- использование в качестве исходного сырья порошка ферросилиция, представляющего собой двухфазный сплав кремния с железом, состоящий из дис-

лицида железа  $FeSi_2$  и металлического кремния Si;

- смешивание упомянутого порошка исходного ферросилиция, размер частиц которого не превышает 2,0 мм, с порошком исходного огнеупорного материала, размер частиц которого не превышает 1,0 мм и температура плавления которого превышает температуру плавления исходного ферросилиция, по крайней мере, на 100°C;

- помещение полученной смеси в азотсодержащую атмосферу, содержащую не менее 97,5 об.% азота, давление в которой поддерживается в интервале 0,15–25,0 МПа;

- зажигание упомянутой смеси путем локального нагрева до температуры начала экзотермической реакции взаимодействия кремния с азотом;

- азотирование в двухстадийном режиме горения: последовательно в режиме послойного горения при температуре 1750–2250°C и далее в режиме объемного горения при температуре 2250–1250°C в течение времени, достаточном для превращения более 50% исходного кремния в нитрид кремния, не менее чем на 90% состоящем из нитрида бета-модификации  $\beta-Si_3N_4$ .

Важнейшей особенностью синтезируемого СВС-нитрида ферросилиция NITRO-FESIL® является то, что он не содержит свободного железа, а нитрид кремния представлен исключительно высокотемпературной  $\beta$ -модификацией. Другим отличием нового огнеупора по сравнению с «печным» аналогом является его высокая чистота по примесям кислорода и водорода (табл. 2).

Таблица 2

Сравнительный химический состав нитрида ферросилиция

Элемент	Массовая доля, %	
	Печной	СВС, НТПФ «Эталон»
Азот	30,1	30,5
Кислород	2,78	1,03
Водород	0,032	0,018
Железо	16,3	12,9 (в виде $FeSi$ , $FeSi_2$ )
Кремний	47,6	49,5
Фазовый состав нитрида кремния	$\alpha$ и $\beta - Si_3N_4$	$\beta - Si_3N_4$

Промышленное освоение новых леточных масс с нитридом ферросилиция марки NITRO-FESIL® было осуществлено совместными усилиями ООО «НТПФ «ЭТАЛОН» и ОАО «ММК». Исходя из объема доменных печей ОАО «ММК» и особенностей их эксплуатации были подобраны составы леточных масс для промышленных испытаний. Серией специальных экспериментов, проведенных совместно с огнеупорной лабораторией комбината, было определено, что оптимальная концентрация упрочняющей нитрид-кремниевой добавки NITRO-FESIL® TL – 7,5%. Свойства, достигаемые при этом, представлены в табл. 3 (после термообработки в восстановительной среде

при 1100°C).

Таблица 3

Свойства леточной массы, содержащей нитрид ферросилиция марки NITRO-FESIL® TL

Содержание NITRO-FESIL® TL	7,5%
Усадка	1,8–2,7%
Кажущаяся плотность	1,4–1,5 г/см <sup>3</sup>
Пористость	38,0–39,8%
Предел прочности на сжатие	8,6 – 12,2 Н/мм <sup>2</sup>

Леточные массы с нитридом ферросилиция марки NITROFESIL® TL прошли специальные испытания на доменной печи № 9 ОАО «ММК» объемом 2000 м<sup>3</sup>. На 23-х проконтролированных выпусках в широких пределах варьировалось количество налитого чугуна и количество шлаковых чаш, скорость и продолжительность выпуска и другие параметры (табл. 4).

Таблица 4

Результаты испытания леточной массы с нитридом ферросилиция марки NITRO-FESIL® TL

Показатели	Величина
Давление в печи	0,27 МПа
Диаметр бура	70 мм
Продолжительность выпуска	45–95 мин
Количество налитого чугуна	199–509 т
Скорость выпуска	2,7–9,2 т/мин
Количество шлаковых чаш	2,5–6,0 шт.
Содержание Si в чугуне	0,5–0,6%
Соотношение CaO/SiO <sub>2</sub>	0,98–1,07
Длина летки постоянная	2,2 м

По результатам испытаний состав леточной массы с нитридом ферросилиция был рекомендован к внедрению. В течение последних восьми лет ОАО «ММК» использует леточные и набивные желобные массы собственного производства с нитридом ферросилиция NITRO-FESIL®.

Как уже было сказано выше, нитрид кремния (ферросилиция) – незаменимый и обязательный компонент современных леточных масс, но механизм его влияния на свойства до сих пор не изучен, поэтому на кафедре металлургии черных металлов института металлургии машиностроения и материаловедения ФГБОУ ВПО МГТУ им. Г.И. Носова совместно с НТПФ «ЭТАЛОН» ведутся исследования, направленные на решение данного вопроса [10].

#### Список литературы

1. Андриевский Р.А., Спивак И.И. Нитрид кремния и материалы на его основе. М.: Металлургия, 1984. 136 с.
2. Андриевский Р.А. Нитрид кремния синтез и свойства // Успехи химии. 1995. Т.64. №4. С.311–329.
3. Бабарыкин Н.Н. Восстановление и плавление рудных материалов в доменной печи: курс лекций. Магнитогорск: МГМА, 1995. 164 с.

4. Metallurgiya chuguna / Е.Ф. Вегман, Б.Н. Жеребин [и др.]. М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. 774 с.
5. Влияние температуры на процесс азотирования кремния / В.Л. Новиков, В.Г. Аббакумов, Л.В. Мирошниченко, С.И. Романов // Огнеупоры. 1993. № 1. С. 14–17.
6. Основы теории и технологии доменной плавки / А.Н. Дмитриев, Н.С. Шумаков, Л.И. Леонтьев, О.П. Онорин. Екатеринбург: УрО РАН, 2005. 540 с.
7. Кащеев И.Д., Ладыгичев М.Г., Гусовский В.Л. Неформованные огнеупоры: учебник. В 2 т. Т. 2. Свойства и применение неформованных огнеупоров. М.: Теплоэнергетик, 2003. 397 с.
8. Кащеев И.Д. Свойства и применение огнеупоров. М.: Теплоэнергетик, 2004. 352 с.
9. Пат. 2490232 РФ, RU C04B. 35/584. Способ получения огнеупорного материала на основе бета-нитрида кремния / М.Х. Зиатдинов, И.М. Шатохин.
10. Шатохин И.М., Зиатдинов М.Х, Манашева Э.М. СВС-нитрид ферросилиция NITRO-FESIL® TL – новый огнеупорный компонент леточных масс для доменных печей // Новые огнеупоры. 2013. №9.

#### Сведения об авторах

**Манашева Эльвира Мударисовна** – студентка магистратуры, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: [kadirova.elya@mail.ru](mailto:kadirova.elya@mail.ru)

**Дружков Виталий Гаврилович** – канд. техн. наук, доц., институт металлургии, машиностроения и материалообработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

**Шаган Вера Александровна** – студентка магистратуры, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: [Verusik-1991@mail.ru](mailto:Verusik-1991@mail.ru)

**Макарова Ирина Владимировна** – канд. техн. наук, доц. кафедры МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: [m.irina1976@mail.ru](mailto:m.irina1976@mail.ru)

**Байченко Светлана Александровна** – преподаватель спецдисциплин ГАОУ СПО (ССУЗ) ЧО «Политехнический колледж». E-mail: [baichenko.svetlana@yandex.ru](mailto:baichenko.svetlana@yandex.ru)

---

### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

#### CONTEMPORARY TAP HOLE CLAY FOR BLAST FURNACES

**Manasheva Elvira Mydarisovna** – Magistracy Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [kadirova.elya@mail.ru](mailto:kadirova.elya@mail.ru)

**Druzhkov Vitaly Gavrilovich** – Ph. D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

**Shagan Vera Aleksandrovna** – Magistracy Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

**Makarova Irina Vladimirovna** – Ph. D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [m.irina1976@mail.ru](mailto:m.irina1976@mail.ru)

**Baichenko Svetlana Aleksandrovna** – Teacher of specialty disciplines, Polytechnic College. E-mail: [baichenko.svetlana@yandex.ru](mailto:baichenko.svetlana@yandex.ru)

**Abstract.** Tap hole is the most vulnerable place of the blast furnaces. Conservation of the tap hole during the release of pig iron depends from tap hole clay which apply. Ones of the most important of the tap hole clay component is ferrosilicon nitride. The tap hole clay with ferrosilicon nitride shows good results. But the mechanism of influence of ferrosilicon nitride on tap hole clay properties not teach yet.

Scientific and technical manufacturing company “ETALON” developed and mastered the manufacturing technology of SHTS ferrosilicon nitride NITRO-FESIL® TL production. Its composition consists of silicon nitrides, iron silicides and free iron. The most important characteristic of SHTS ferrosilicon nitride NITRO-FESIL® TL is silicon nitrides consists of  $\beta$ - phase. Also silicon nitrides is very pure from oxygen and hydrogen admixtures. The test of tap hole clay with ferrosilicon nitride NITRO-FESIL® TL were did by the joint-stock company “Magnitogorsk Iron and Steel Plant” and “Metallurgrepair”. The tap hole clay recommended to introduction.

**Keywords:** tap hole, tap hole clay, Self-propagating HighTemperature Synthesis (SHTS), ferrosilicon nitride,  $\beta$ -silicon nitride.



## ВЛИЯНИЕ ЗАГРУЖЕННОСТИ ПРИСТЕНОЧНОЙ ЗОНЫ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ ЖЕЛЕЗОРУДНЫМ СЫРЬЕМ НА ТЕПЛОВЫЕ НАГРУЗКИ СИСТЕМЫ ОХЛАЖДЕНИЯ

**Аннотация.** Исследовали действие матрицы загрузки на величину тепловых нагрузок системы охлаждения доменных печей № 4, 9 и 10 ОАО «ММК», оснащенных компактным БЗУ лоткового типа. В анализируемых периодах длительностью от 146 до 636 сут доля железорудного материала и кокса, поступающих на станции углового положения лотка № 9-11 матрицы загрузки, была в интервале соответственно от 24,0 до 57,2% и от 0 до 7% от их расхода. В результате установили, что уменьшение доли рудной части шихты в периферийной зоне печи на 1% от ее расхода сопровождалось снижением средней температуры холодильников шахты на 1,1<sup>0</sup>С.

**Ключевые слова:** доменная печь, режим загрузки, неофлюсованные окатыши, тепловые нагрузки, система охлаждения.

Использование неофлюсованных окатышей в шихте доменных печей ОАО «ММК» обусловлено недостаточной производительностью агломерационных машин. В среднем их доля в железорудной части шихты находится в интервале от 30 до 35% [1]. В периоды ремонта аглофабрик доля окатышей достигает 50% и выше. Длительное действие повышенной доли неофлюсованных окатышей отрицательно сказывается на стойкости гарнисажа и футеровки печи. Так, на доменных печах ОАО «ММК» в 1972 г. переход от офлюсованных доломитом окатышей к неофлюсованным привел к массовому выходу из строя холодильников шахты, распара и моратора [2, 3]. В этот же период еще быстрее изнашивались огнеупорная кладка и холодильники доменной печи № 4 ОАО «Носта» (ОХМК) при использовании в составе шихты неофлюсованных окатышей Лебединского месторождения [4].

В современных условиях работы доменных печей ОАО «ММК» при повышении доли окатышей наблюдаются такие же проблемы, как и 40 лет назад. Например, увеличение доли окатышей на доменной печи № 2 ОАО «ММК» до 60% обеспечило ускоренное удаление цинковой настлы, располагавшейся в верхней части шахты, но и привело к преждевременному выходу из строя холодильников моратора.

Исследователи указывают разные причины ускоренного износа кладки печи и преждевременного выхода из строя холодильников. К ним относятся:

- растянутая зона шлакообразования;
- повышенная напряженность работы печи;
- повышенное боковое давление шихты на футеровку;
- отсутствие в технологии доменной плавки составляющих, направленных на формирование гарнисажа.

Формирование гарнисажа может обеспечиваться использованием дополнительных материалов [5,6],

воздействием на свойства имеющихся компонентов шихты [4,7] и воздействием на ход процессов вблизи футеровки. В компонентах шихты имеет существенное значение гранулометрический состав, холодная и горячая прочность агломерата [8,9], а в процессах – ход восстановления железа из оксидов по высоте печи [10].

В направлении понижения величины тепловых нагрузок системы охлаждения шахты, распара и заплечиков при использовании неофлюсованных окатышей может действовать работа печи на повышенном перепаде давления газов за счет увеличения давления горячего дутья [11–13], установление рационального режима загрузки шихтовых материалов в печь [14–15].

Опускание шихты в печи под действием силы тяжести, преодолевая силы, действующие в противоположном направлении (подъемная сила газового потока, силы трения и др.), предопределяет необходимость создания условий для уменьшения силы трения шихтовых материалов о футеровку печи, снижения вероятности формирования настлы в шахте, улучшения режима формирования гарнисажа. Повышение газопроницаемости периферийной зоны для этого увеличением доли кокса в ней, кроме снижения потерь газа в области противоточного движения твердых материалов и газов, обеспечивает создание периферийного коксового окна в зоне когезии, повышенный прогрев периферии горна печи, улучшенные условия для продвижения продуктов плавки к лёткам.

Таким образом, выявление оптимального распределения шихтовых материалов на колошнике доменной печи может решить проблему ускоренного износа кладки и системы охлаждения печи.

В связи с этим на доменных печах № 4, 9 и 10 ОАО «ММК», оснащенных компактным бесконусным загрузочным устройством лоткового типа, изучили влияние вида матрицы загрузки на изменение тепловых нагрузок системы охлаждения шахты. Среднее содержание окатышей в исследуемые периоды со-

ставляла 33%.

На доменных печах № 9 и 10 рассмотрели по два периода с максимальными и минимальными температурами холодильников шахты.

На доменной печи № 9 период № 1 охватывал 219 суток работы печи. Температуры холодильников изменялись в пределах от 21 до 35<sup>0</sup>С. Средняя температура составляла 28<sup>0</sup>С. Период 2 включал 195 суток работы печи. Параметры работы печи обеспечивали средние температуры холодильников шахты в интервале 50–95<sup>0</sup>С. Средняя температура была равна 61<sup>0</sup>С.

Содержание материалов, поступающих в колошниковое пространство печи со станций углового положения лотка по всем видам матриц, было следующим, %:

		кокс										
Номер станции		11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
Период № 1		0,0	0,4	4,7	13,5	15,8	18,9	18,0	17,3	6,7	4,6	0,0
Период № 2		0,0	0,0	0,0	12,9	16,2	22,6	19,3	19,3	6,5	3,2	0,0
		железорудные материалы										
Номер станции		11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
Период № 1		0,2	12,2	16,8	12,9	14,9	14,1	13,4	10,7	4,9	0,0	0,0
Период № 2		0,0	17,6	17,4	9,5	10,9	11,4	12,1	12,8	8,2	0,0	0,0

В периоде 2 по сравнению с периодом 1 наблюдали увеличение рудной нагрузки на периферии при понижении ее в зоне рудного гребня. Это обеспечили увеличением содержания рудной части шихты от 29,2 до 35,1%, поступающих на колошник со станций № 9–11 при понижении содержания кокса от 5,1 до 0%. На станциях № 6–8 углового положения лотка снижали рудную составляющую от 41,8 до 31,7% и увеличивали содержание кокса от 48,2 до 51,7%.

Содержание материалов, поступающих на поверхность засыпи со станций углового положения лотка доменной печи № 10 по всем видам матриц, было следующим, %:

		кокс										
Номер станции		11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
Период № 3		0,0	1,9	4,6	14,0	15,7	16,6	16,0	14,3	12,5	4,2	0,0
Период № 4		0,0	0,0	0,0	14,3	17,2	17,1	17,1	14,3	17,1	2,9	0,0
		железорудные материалы										
Номер станции		11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
Период № 3		0,4	12,9	16,0	13,1	13,3	12,7	15,3	12,8	3,4	0,0	0,0
Период № 4		0,1	18,2	16,1	9,6	10,4	8,6	15,7	15,7	5,6	0,0	0,0

В двух периодах на печи № 10 с температурами холодильников 45<sup>0</sup>С (358 сут) и 68<sup>0</sup>С (275 сут) содержание рудной составляющей, поступающей со станций № 9–11, увеличилась от 29,3 до 34,4%, содержание кокса уменьшилось от 6,6 до 0%. Это сопровождалось повышением средней температуры холодильников шахты от 45 до 68<sup>0</sup>С. Количество заглушенных холодильников увеличилось от 3 до 10 штук. В это

время рудная нагрузка в зоне рудного гребня (станции № 6–8) и центральной части печи (станции № 1–2) уменьшалась. Содержание рудной части шихты изменили от 39,1 до 28,6% и увеличили содержание кокса от 46,4 до 48,6%, который поступал в колошниковое пространство печи со станций № 6–8 углового положения лотка. Уменьшение содержания кокса, формирующего поверхность засыпи со станций № 1–2, составило 1,3%, от 4,2 до 2,9%. При этом рудная нагрузка увеличилась в кольцевой зоне колошника, соответствующей станциям № 3–5 углового положения лотка от 0,74 до 0,76, при увеличении содержания кокса от 42,8 до 48,6% и рудной части шихты от 31,5 до 37,1%.

На доменной печи № 4 изучили показатели стабильной работы печи за 425 сут. Интервал температур, равный 21–35<sup>0</sup>С, включал в себя 238 сут работы печи. При температурах от 50 до 95<sup>0</sup>С печь работала 113 сут.

Содержание материалов, поступающих на станции углового положения лотка по всем видам матриц, было следующим, %:

		кокс										
Номер станции		11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
Период № 5		0,0	0,1	3,9	10,2	12,2	14,4	15,2	15,4	13,5	15,1	0,0
Период № 6		0,0	0,0	4,9	10,9	12,6	7,4	9,0	11,0	21,9	22,3	0,0
		железорудные материалы										
Номер станции		11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
Период № 5		2,3	31,3	9,3	18,2	25,7	13,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Период № 6		27,2	30,0	0,0	0,0	42,8	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0

Повышению средних температур холодильников шахты печи от 29 до 59<sup>0</sup>С предшествовало увеличение содержания железорудного материала, поступающего в периферийную зону печи, со станций № 9–11, от 43 до 57,2% при увеличении содержания кокса от 4,0 до 4,9%. Рудная нагрузка в зоне рудного гребня (станции № 6–8) уменьшилась. Содержание кокса, поступающего в центральную часть печи со станций № 1–2, увеличилась от 15,1 до 22,3% при снижении ее со станций № 3–5 от 44,0 до 41,9%. Заглушенных холодильников в период повышенных температур не выявили против 3 случаев в периоде со средней температурой холодильников 29<sup>0</sup>С.

В центральной части печи (станции №1,2) снизили долю кокса от 4,6 до 3,2% при отсутствии в них железорудных материалов.

На печи № 10 повышение содержания железорудного материала, поступающего со станций 9–11 углового положения лотка от 24% (193 сут) до 35% (580 сут) сопровождалось ростом температур холодильников 1-го, 3-го и 4-го рядов соответственно от 44, 47, 44 до 62, 62, 49<sup>0</sup>С. Среднее увеличение температуры холодильников составило 12<sup>0</sup>С (рис. 1).



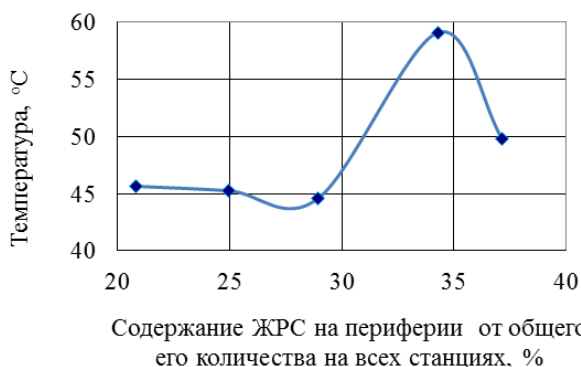


Рис. 1. Зависимость температуры холодильников шахты от доли железорудного сырья, приходящегося на станции № 9–11 углового положения лотка

Согласно рис. 1 при доле железорудного сырья (ЖРС), поступающего в колошниковое пространство печи со станций № 9–11 углового положения лотка, 20–30% от общего расхода температуры холодильников шахты изменялись незначительно. Существенное увеличение наблюдали при росте ее до 34%, когда был исключен кокс из периферийной зоны печи. Согласно рис. 2 максимум температур приходился на период, в котором пристеночная область печи загружалась одним железорудным сырьем.

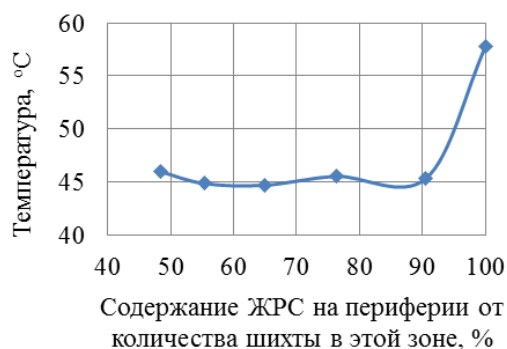


Рис. 2. Зависимость температуры холодильников шахты от доли железорудного сырья в шихте, формирующей периферийную зону со станций № 9–11

В последующем, несмотря на дальнейшее увеличение содержания железорудного сырья, поступающего на станции № 9–11 углового положения лотка, от 34 до 37% средняя температура холодильников шахты снизилась от 59,1 до 49,8<sup>0</sup>С, поскольку с агломератом в пристеночную зону печи поступал кокс. Увеличение содержания кокса в периферийной зоне печи от 0,27 (636 сут) до 16,14% (146 сут) сопровождалось понижением на 12<sup>0</sup>С средней температуры холодильников 1-го, 3-го и 4-го рядов. При этом в периоде с повышенными температурами 18 раз перекрывали подачу воды на различные части холодильников в шахте, распаре и заплечиках.

На доменной печи № 9 увеличение содержания рудной части шихты на станции № 9–11 от 26 (348 сут) до 35% (396 сут) сопровождалось повыше-

нием температуры 3-го и 4-го рядов холодильников соответственно от 47 и 32 до 49 и 37<sup>0</sup>С. Среднее увеличение температуры холодильников составило 11<sup>0</sup>С. Увеличение доли железорудного материала в периферийной зоне сопровождалось повышением количества заглушенных частей холодильников от 5 до 6 шт.

Рост содержания кокса в периферийной зоне печи от 0,13 (631 сут) до 16,14% (151 сут) сопровождался понижением средней температуры 3-го и 4-го рядов холодильников на 12<sup>0</sup>С и уменьшением числа заглушенных частей холодильников от 8 до 3 шт.

На доменной печи № 4 увеличение содержания рудной части шихты, поступающей на колошник со станций лотка № 9–11, от 42 до 58% сопровождалось увеличением температуры 1-го, 4-го рядов холодильников шахты соответственно от 18; 27 до 49; 52<sup>0</sup>С и понижением в районе 3-го ряда холодильников шахты от 42 до 40<sup>0</sup>С. Среднее увеличение температур холодильников шахты составило 18<sup>0</sup>С.

Таким образом, применительно к условиям работы доменных печей ОАО «ММК» установили рациональный режим загрузки материалов в печь, обеспечивающий уменьшение тепловых нагрузок на систему охлаждения печи. Выявили, что уменьшение содержания железорудной части шихты, поступающей в колошниковое пространство печи со станций № 9–11 углового положения лотка, на 1% от ее расхода по всем станциям сопровождалось снижением средней температуры холодильников шахты на 1,1<sup>0</sup>С.

#### Список литературы

1. Сибатуллин С.К., Харченко А.С. Выявление рациональной последовательности набора компонентов сырья в бункер БЗУ лоткового типа физическим моделированием // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2015. №3. С. 28–34.
2. Опыт применения неофлюсованных окатышей ССГОК в шихте доменных печей ММК / Новиков В.С., Бабарыкин Н.Н., Крюков Н.М. и др. // Производство чугуна. Свердловск: УПИ, 1976. С. 84 – 93.
3. Бабарыкин Н.Н., Горбунов Г.В., Марсуверский Б.А. Использование неофлюсованных окатышей для выплавки чугуна // Производство чугуна. Вып. 2. М.: Черметинформация, 1980. 19 с.
4. Исследование причин износа кладки и системы охлаждения доменной печи № 4 объемом 2000 м<sup>3</sup> ОХМК / Рогов М.В., Сибатуллин С.К., Гуляев Г.М. и др. // Бюл. НТИ. Черная металлургия. 1990. № 2. С. 53–54.
5. Терентьев А.В., Сибатуллин С.К., Мавров А.Л. Формирование титанистого гарнисажа в доменной печи // Изв. вузов. Черная металлургия. 2004. № 7. С. 15.
6. Формирование карбидного гарнисажа на футеровке горна доменной печи / Нефёдов С.Н., Терентьев В.Л., Сибатуллин С.К. и др. // Чёрные металлы. 2002. № 1. С. 5–7.
7. Горбунов Г.В., Бабарыкин Н.Н. Строение и состав гарнисажа доменных печей ММК // Производство чугуна. Свердловск: УПИ, 1980. С. 111–124.

8. Применение органических связующих компонентов в процессе агломерации железорудного сырья / Сибгатуллин С.К., Иванов А.В., Решетова И.В. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2010. № 4. С. 30–32.
9. Производство агломерата при снижении в шихте доли концентрации ССГПО и аглоруды Михайловского ГОКа в условиях ОАО «ММК» / Сибгатуллин С.К., Сенькин К.В., Гибадулин М.Ф., Гостенин В.А., Некеров В.Д. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2005. № 4 (12). С. 9–10.
10. Сибгатуллин С.К. Оптимальная степень прямого восстановления железа из оксидов // Сталь. 1997. № 4. С. 1–5.
11. Сибгатуллин С.К., Майорова Т.В. К расчету показателей хода доменного процесса при повышенном общем перепаде давления газов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2010. № 3. С. 16-18.
12. Сибгатуллин С.К., Майорова Т.В. Увеличение работы газового потока в доменной печи с повышением общего перепада давления по высоте // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2011. № 1. С. 14-16.
13. Сибгатуллин С.К., Майорова Т.В., Полинов А.А. О влиянии изменения параметров состояния газа на величину его работы в доменной печи // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. № 4. С. 34-37.
14. Сибгатуллин С.К., Теплых Е.О., Харченко А.С. Влияние последовательности загрузки компонентов шихты в бункер БЗУ на равномерность их поступления в колошниковое пространство доменной печи // Теория и технология металлургического производства. 2011. № 11. С. 12-16.
15. Сибгатуллин С.К., Харченко А.С. Использование коксового орешка на доменных печах. Магнитогорск, 2014.

#### Сведения об авторах

**Харченко Александр Сергеевич** – канд. техн. наук, доц. кафедры металлургии черных металлов, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-30. E-mail: [as.mgtu@mail.ru](mailto:as.mgtu@mail.ru)

**Харченко Елена Олеговна** – аспирант института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

**Сидоров Максим Вадимович** – магистрант института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

**Миникаев Самат Ринатович** – магистрант института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

**Сибгатуллина Маргарита Ильдаровна** – магистрант факультета стандартизации, химии и биотехнологии, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

**Семенюк Михаил Александрович** – старший мастер участка ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

---

#### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

#### THE EFFECT OF MATRIX OF DOWNLOAD ON HEAT LOADS OF THE COOLING SYSTEM OF THE BLAST FURNACES EQUIPPED WITH THE COMPACT BELL-LESS CHARGING DEVICE OF A GUTTER TYPE

**Kharchenko Alexander Sergeevich** – Ph.D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia. Phone: 8(3519) 29-84-30. E-mail: [as.mgtu@mail.ru](mailto:as.mgtu@mail.ru)

**Harchenko Elena Olegovna** – Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia. E-mail: [eo.mgtu@mail.ru](mailto:eo.mgtu@mail.ru)

**Sidorov Maksim Vadimovich** – Magistracy Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia.

**Minikaev Samat Rinatovich** – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia.

**Sibagatullina Margarita Ildarovna** – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Russia.

**Semenyuk Mikhail Alexandrovich** – Senior Foreman, Magnitogorsk Iron & Steel Works OJSC, Magnitogorsk, Russia.

**Annotation.** *The effect of matrix of download on the magnitude of the thermal loads of the cooling system of the blast furnaces number 4, 9 and 10 of OJSC "Magnitogorsk Iron & Steel Works", equipped with the compact bell-less charging device of a gutter type was investigated. During the analyzed periods lasting from 146 to 636 days the proportion of iron ore material and coke entering the station of the angular position of the tray № 9-11 of matrix of download was in the range from 24.0% to 57.2% and from 0% to 7% of their consumption respectively. As a result, we have found that a decrease in the proportion of the ore part of the charge in the peripheral zone of the furnace at 1% from its consumption was accompanied by a decrease of the average temperature of the refrigerators of the shaft by 1.1°C.*

**Keywords:** *blast furnace, non-fluxed pellets, increased the proportion of pellets, heat loads on the cooling system.*



## МЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ

УДК 621.74.047

Дидович С.В., Столяров А.М., Юречко Д.В.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РАЗНЫХ ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ СМЕСЕЙ  
В ПРОМЕЖУТОЧНЫХ КОВШАХ СОРТОВЫХ МНЛЗ

**Аннотация.** В работе приведены техническая характеристика и описание оборудования сортовой МНЛЗ, способов разлива стали открытой и закрытой струей, результаты опробования шлакообразующих смесей разного состава в промежуточных ковшах сортовых МНЛЗ. Рассмотрено влияние состава смесей на технологичность их использования и загрязненность литого металла неметаллическими включениями.

**Ключевые слова:** МНЛЗ, сортовая, промежуточный ковш, шлакообразующая смесь, состав, применение, литая заготовка, качество.

В электросталеплавильном цехе ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» эксплуатируются две сортовые МНЛЗ производства фирмы «VAI»

[1, 2]. Каждая машина имеет следующую техническую характеристику:

Тип машины	Радиальная
Количество ручьев, шт.	5
Годовая производительность, млн т заготовки	1
Базовый радиус, м	9
Вместимость сталеразливочного ковша, т	180
Вместимость промежуточного ковша, т	26 – 28
Расстояние между центрами ручьев, мм	1250
Размеры поперечного сечения отливаемых заготовок, мм	124×124, 120×150, 150×150, 152×170
Длина отливаемых заготовок, м	3,5 – 12,0
Скорость вытягивания заготовок из кристаллизатора, м/мин:	
124×124 мм	не более 4,4
120×150 мм	не более 3,6
150×150 мм	не более 3,1
152×170 мм	не более 2,7
Кристаллизатор:	Гильзовый, многоконусный «Diamold»
– высота, мм	900
– толщина хромового покрытия, мм	0,1
– контроль уровня металла	автоматический
– расход охлаждающей воды, м <sup>3</sup> /ч	72 – 138
Механизм качания:	Гидравлический «Динафлекс»
– амплитуда, мм	до 9
– частота, кач./мин	30 – 300
Затравка	Жесткая недеформируемая
Зона вторичного охлаждения:	Четыре участка
– первый участок (между роликами под кристаллизатором)	
– остальные три участка	водяное охлаждение
– длина ЗВО, м	водовоздушное охлаждение
Тянуще-правильное устройство	9,8
Порезка заготовок на мерные части	Клеть с 5 роликами
Охлаждение заготовок	Машины газовой резки
	Кантующий холодильник

© Дидович С.В., Столяров А.М., Юречко Д.В., 2015

Схема компоновки оборудования сортовой МНЛЗ приведена на рис. 1 [3].

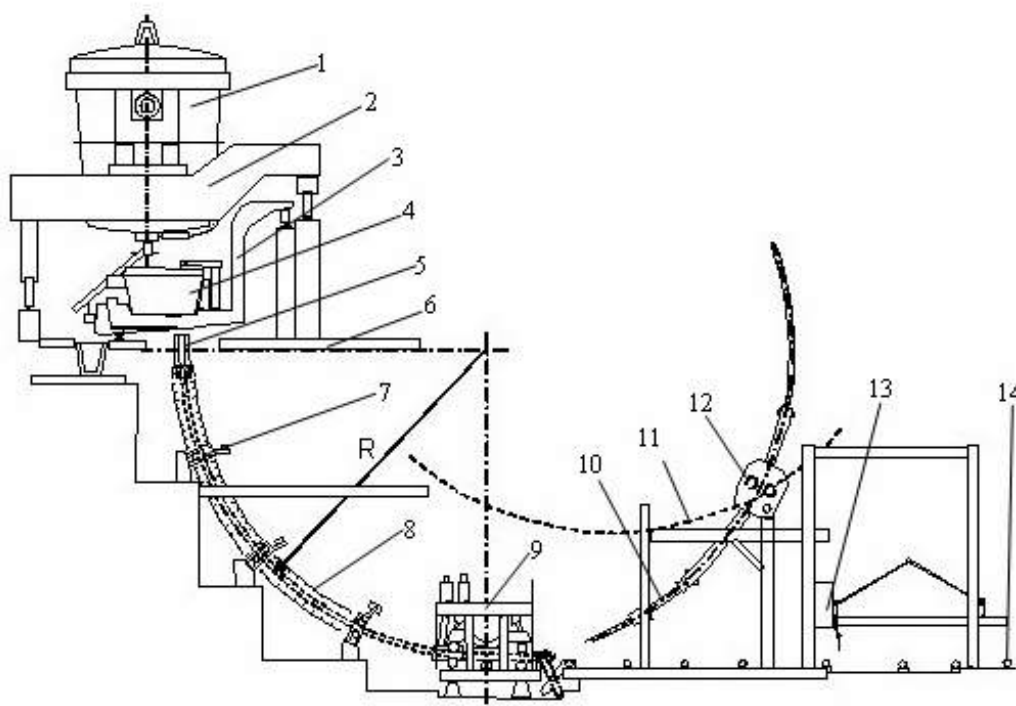


Рис. 1. Схема компоновки узлов сортовой МНЛЗ:

1 – сталевазливочный ковш; 2 – стэнд; 3 – тележка; 4 – промежуточный ковш; 5 – кристаллизатор; 6 – разливочная площадка; 7 – направляющие ролики; 8 – коллектор ЗВО; 9 – тянуще-правильная клеть; 10 – затравка; 11 – положение затравки при подготовке; 12 – манипулятор; 13 – газовая резка; 14 – рольганг

На сортовой МНЛЗ разливка стали возможна двумя способами: открытой или закрытой струей (рис. 2) [4, 5].

Разливка стали открытой струей применяется при отливке заготовок в основном небольшого сечения, предназначенных для производства проката строительной номенклатуры. При таком способе разливки в промежуточном ковше отсутствуют стопора для регулирования подачи металла в кристаллизаторы. Это осуществляется путем быстрой смены нижних разливочных стаканов с разным диаметром калиброванного отверстия. Открытой струей разливается углеродистая сталь с содержанием алюминия менее 0,006 %. В качестве смазки на стенки гильзы кристаллизатора подается растительное или синтетическое масло. Достоинствами данного способа являются его низкая себестоимость и высокая производительность, а главным недостатком – невысокое качество литого металла вследствие вторичного окисления и азотирования открытой струи металла (рис. 3) атмосферным воздухом.

При осуществлении разливки стали закрытой струей промежуточный ковш оборудуется стопорами, стойкость которых лимитирует длительность кампании проковша, составляющей до 8–10 ч. Жидкий металл из промежуточного ковша в кристаллизаторы подается под уровень металла и покровного шлака,

выполняющего роль смазки, через погружные стаканы с осевым отверстием. Такой способ разливки обладает более широкими возможностями для поддержания стабильного уровня жидкого металла в кристаллизаторе, гарантирующего отсутствие аварийных прорывов металла под кристаллизатором и высокое качество отливаемой заготовки. Закрытой струей разливается углеродистая сталь для производства корда, штамповочных металлоизделий с испытаниями на горячую и холодную осадку, вся легированная сталь.

В обоих способах разливки поверхность металла в промежуточном ковше должна быть покрыта шлаком [6], выполняющим несколько функций: тепловая изоляция металла; защита металла от контакта с атмосферным воздухом; ассимиляция всплывающих неметаллических включений; минимальное разрушающее воздействие на футеровку ковша, а при разливке закрытой струей и на стопоры. При разливке открытой струей именно стойкость футеровки промежуточного ковша лимитирует длительность его эксплуатации до ремонта.

В настоящей работе приведены результаты опробования нескольких составов шлакообразующих смесей в промежуточном ковше сортовой МНЛЗ при разливке углеродистой стали 492 плавов открытой струей. Химический состав четырех смесей представлен в табл. 1.

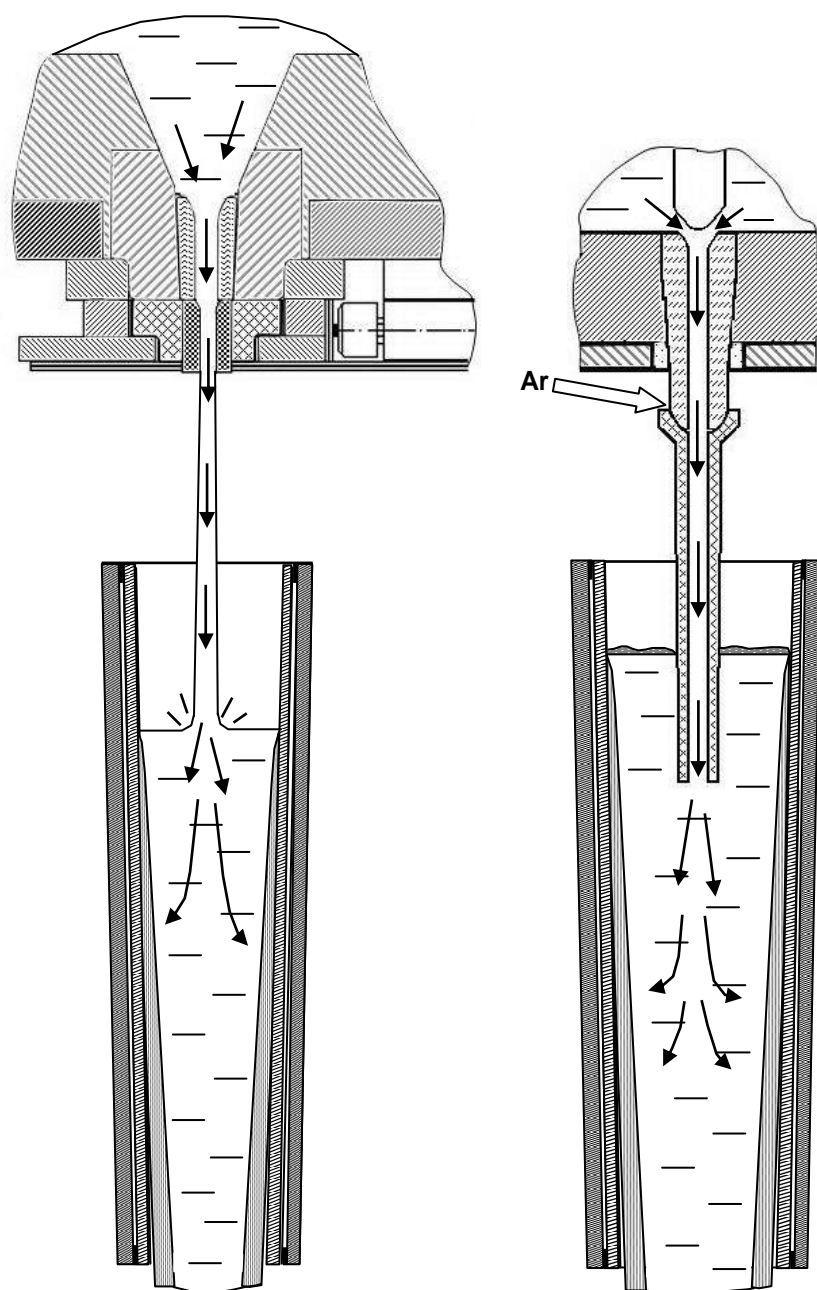


Рис. 2. Схема непрерывной разливки стали на сортовой МНЛЗ разными способами: открытой (слева) и закрытой (справа) струей



Рис. 3. Вид открытой струи при наполнении кристаллизатора сортовой МНЛЗ

Таблица 1  
Химический состав опробованных  
шлакообразующих смесей

Условное обозначение смеси	Содержание компонента в смеси, % по массе							
	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	F	C	K <sub>2</sub> O+Na <sub>2</sub> O	H <sub>2</sub> O
А	5,0	40,0	20	–	–	17,0	–	1,0
Б	35,0	35,0	12,0	≤ 5,0	–	10,0	3,0	1,0
В	38,0–42,0	38,0–42,0	6,0–8,0	≤ 5,5	–	9,0–11,0	2,0–4,0	1,0
Г	–	80,0	0,5	–	–	10,0	–	1,0

Анализ приведенных данных свидетельствует о том, что смеси А и Г являлись по своим свойствам кислыми (смесь Г – на основе рисовой лузги), а смеси Б и В были основными с величиной основности около единицы.

Все материалы не содержат фтора, что позволяет уменьшить их себестоимость и снизить агрессивное воздействие шлака, образующегося после расплавления смеси, на футеровку промежуточного ковша. Однако такие ШОС используются в основном только при отливке на МНЛЗ непрерывнолитых заготовок, имеющих небольшие размеры поперечного сечения. Как уже отмечалось ранее, при разливке открытой струей в стали должно содержаться небольшое количество растворенного алюминия, что гарантирует отсутствие алюминатов, которые плохо усваиваются вязкими бесфтористыми шлаками. При разливке же закрытой струей содержание алюминия в металле не ограничивается и для успешной ассимиляции образующихся неметаллических включений желательнее иметь более жидкоподвижные шлаки, для чего в их состав вводится до 3–4% фтора [7, 8]. Отсутствие фтора в шлакообразующих смесях частично компенсируется высоким содержанием углерода. При его окислении образуется монооксид углерода, при выделении которого возможно снижение вязкости наведенного шлака. Повышенное содержание углерода в смеси ведет к науглероживанию разливаемого металла, поэтому под такими смесями лучше разливать средне- и высокоуглеродистый металл.

Оценка эффективности использования шлакообразующих смесей разного состава производилась по следующим показателям [9]:

- состояние поверхности шлакового расплава в промежуточном ковше (качественная оценка);
- удельный расход смеси;
- величина снижения температуры металла в промежуточном ковше в процессе разливки металла одной плавки;
- максимальная стойкость футеровки промежуточного ковша;

- уровень загрязненности отлитого металла неметаллическими включениями по степени развития дефекта макроструктуры «Краевые точечные загрязнения» (изучено около 300 печечных темплетов сечением 150×150 мм).  
Результаты оценки приведены в табл. 2 и на рис. 4.

Таблица 2  
Сравнительные данные применения  
шлакообразующих смесей разного состава

Условное обозначение смеси	Состояние поверхности шлака	Удельный расход смеси, кг/т	Перепад температуры металла, °С	Максимальная стойкость футеровки ковша, ч
А	Гомогенное	0,22	6	45
Б	Гетерогенное	0,27	8	40
В	Гомогенное	0,29	8	35
Г	Гетерогенное	0,20	4	43

Из представленных данных следует, что при использовании шлакообразующих смесей Б и В с основными свойствами удельные расходы материалов оказались выше по сравнению с кислыми смесями А и Г. При этом величина снижения температуры металла в промежуточном ковше была более высокой, что свидетельствует о меньшей теплоизолирующей способности покровного шлака. Агрессивное же воздействие на футеровку ковша шлака, полученного после расплавления этих смесей, оказалось значительно выше, особенно смеси В (минимальная стойкость футеровки).

Значительно меньшее разрушающее воздействие на футеровку промежуточного ковша, более высокие теплоизолирующие свойства и меньший удельный расход отмечены при применении смесей А и Г с кислыми свойствами. По этим показателям смесь Г продемонстрировала наилучшие показатели, однако при ее использовании отмечено гетерогенное состояние поверхности шлакового расплава из-за наличия не проплавленных участков. Главным недостатком такой смеси является очень низкая ассимилирующая способность шлака, получаемого в промежуточном ковше. Подтверждением этого явилась самая высокая загрязненность отлитого металла неметаллическими включениями – средняя степень развития дефекта «Краевые точечные загрязнения» получилась наибольшей и равной 1,7 балла (см. рис. 4).

Из четырех опробованных шлакообразующих смесей лучшие результаты по результатам оценки качества макроструктуры литого металла были получены при использовании в промежуточном ковше сортовой МНЛЗ смеси А. Следует отметить, что полученные результаты являются предварительными и требуют дополнительной проверки на широком сорimente разливаемой стали.

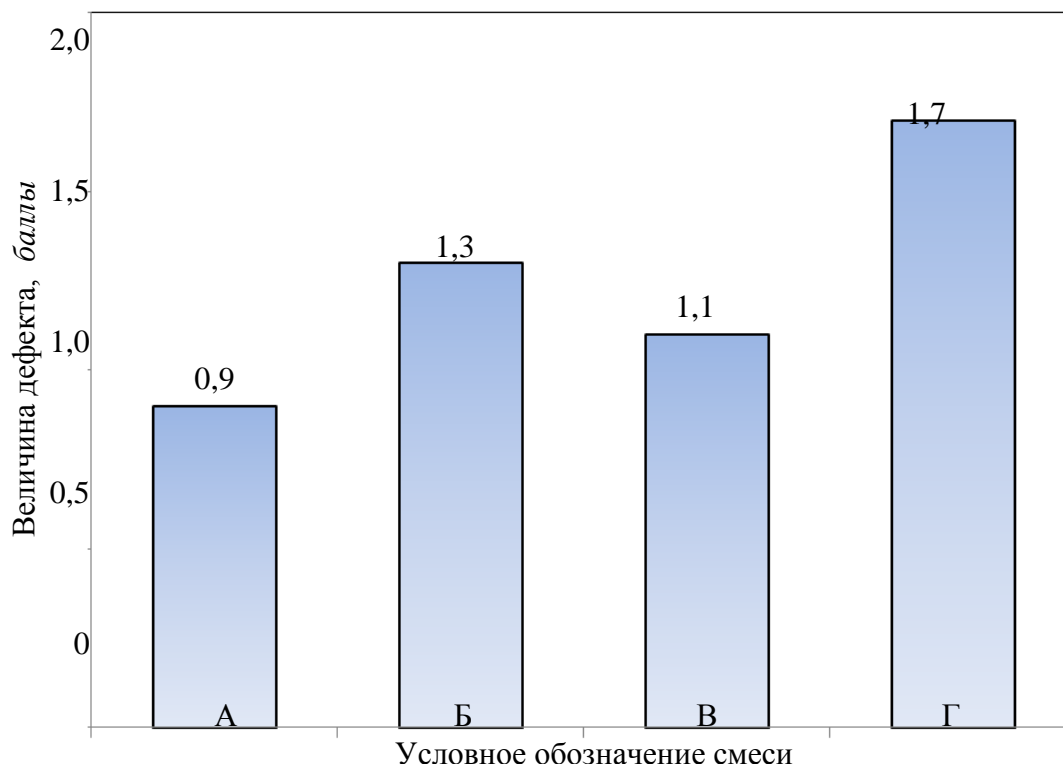


Рис. 4. Усредненные данные по степени развития дефекта «Краевые точечные загрязнения» в сортовой заготовке, отлитой под разными смесями в промежуточном ковше МНЛЗ

#### Список литературы

1. Итоги двухлетней эксплуатации сортовых МНЛЗ в ОАО «ММК» / В.Ф. Дьяченко, Д.В. Юречко, А.Б. Великий и др. // *Сталь*. 2007. №2. С. 45–47.
2. Столяров А.М., Великий А.Б., Юречко Д.В. Повышение эффективности разливки стали на высокопроизводительных сортовых МНЛЗ. Магнитогорск: МГТУ, 2009. 126 с.
3. Столяров А.М., Селиванов В.Н. Непрерывная разливка стали. Ч. 1. Конструкция и оборудование МНЛЗ: учеб. пособие. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007. 154 с.
4. О способах воздействия на процесс формирования стальной непрерывнолитой заготовки / А.М. Столяров, Сомнат Басу, М.В. Потапова, С.В. Дидович // *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова*. 2014. №1 (45). С. 24–27.
5. Столяров А.М., Селиванов В.Н. Технология непрерывной разливки стали: учеб. пособие. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. 78 с.
6. Дидович С.В., Столяров А.М., Юречко Д.В. Опробование шлакообразующих смесей различного состава в кристаллизаторах МНЛЗ криволинейного типа с вертикальным участком // *Теория и технология металлургического производства*. 2015. №1(16). С. 48–53.
7. Шевченко Е.А., Столяров А.М., Шаповалов А.Н. Изучение качества слябовой заготовки, отлитой на криволинейной МНЛЗ с вертикальным участком // *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова*. 2013. №1 (41). С. 27–30.
8. Подбор шлакообразующей смеси для промежуточного ковша современной слябовой МНЛЗ / С.В. Дидович, А.М. Столяров, Е.П. Лозовский, Д.В. Юречко // *Литейные процессы: межрегион. сб. науч. тр. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова*, 2014. Вып.13. С. 164–169.
9. Лейтес А.В. Защита стали в процессе непрерывной разливки. М.: Металлургия, 1984. 200 с.

#### Сведения об авторах

**Дидович Сергей Владимирович** – аспирант кафедры металлургии черных металлов института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mchm@magtu.ru

**Столяров Александр Михайлович** – д-р техн. наук, проф. института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mchm@magtu.ru

**Юречко Дмитрий Валентинович** – канд. техн. наук, ведущий специалист ДКК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

## INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

## USE OF VARIOUS SLAG FORMING MIXTURES IN LONG PRODUCTS CASTER TUNDISHES

**Sergey Didovich** – Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [mchm@magtu.ru](mailto:mchm@magtu.ru)

**Aleksander Stolyarov** – D. Sc. (Eng.), Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [mchm@magtu.ru](mailto:mchm@magtu.ru)

**Dmitry Yurechko** – Ph. D. (Eng.), Leading Specialist DKK "Magnitogorsk Iron & Steel Works".

**Abstract.** The report shows specifications and description of the equipment of a long products caster, open and closed types of casting, test results regarding slag forming mixtures of various composition used in long products caster tundishes. Likewise, the report shows studies of the influence of mixture composition on their adaptability to use and the presence of non-metallic inclusions in cast product.

**Keywords:** caster, long products type, tundish, slag forming mixture, composition, application, billet, quality.



УДК 621.746.628.001.57

Дюльдина Э.В., Селиванов В.Н., Коротин А.В.

## ИЗУЧЕНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РАСПЛАВОВ ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ СМЕСЕЙ И ШЛАКОВ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ

**Аннотация.** В работе представлены результаты исследования физико-химических свойств шлака непрерывной разливки и шлакообразующих смесей для кристаллизатора и промежуточного ковша, в частности вязкость и плотность расплавов. Также отображено распределение основных элементов в расплаве, участвующих в формировании шлака. При помощи материального баланса определен примерный состав неметаллических включений.

**Ключевые слова:** непрерывная разливка стали, шлак, шлакообразующие смеси, промежуточный ковш, кристаллизатор.

Развитие непрерывной разливки стали происходит в направлении постоянного усложнения её технологии. При этом важная роль принадлежит использованию шлакообразующих смесей (ШОС) для защиты поверхности жидкого металла от охлаждения и окисления. Составы ШОС непрерывно совершенствуются с учетом сортамента металла, конструкции МНЛЗ и других факторов. Для получения эффективных составов смесей, прежде всего, необходимо изучение физико-химических свойств ШОС и шлаков, образующихся при их расплавлении.

Исследование проводили на стадии отработки технологии непрерывной разливки низколегированной трубной стали повышенной прочности в ОАО «ММК». Исследовали наиболее значимые в технологическом отношении физико-химические свойства (температуру ликвидуса, вязкость, плотность и поверхностное натяжение) расплавов шлакообразующих смесей и шлаков, формирующихся при их введении в промежуточный ковш (ПК) и кристаллизатор слябовой машины непрерывного литья заготовок. Химиче-

ский состав исследованных шлакообразующих смесей и шлаков приведен в таблице.

Химический состав и температура ликвидуса ( $t_l$ )  
шлакообразующих смесей и шлаков

Объект исследования	Содержание, масс. %								$t_l$ , °C
	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Na <sub>2</sub> O	F	MnO	FeO	
ШОС для ПК	32,3	33,4	13,5	4,9	3,0	1,0	0	1,2	1185
Шлак из ПК	31,4	23,6	21,9	8,6	0,4	1,3	3,7	0,9	1230
ШОС для кристаллизатора	32,2	28,0	6,8	1,2	6,0	5,3	3,9	1,6	985
Шлак из кристаллизатора	40,2	32,7	9,5	1,6	5,9	6,2	3,4	0,76	1150

По химическому составу шлаки и в промежуточном ковше, и в кристаллизаторе существенно отличаются от исходных шлакообразующих смесей [1]. Отличия вызваны, в основном, поступлением в шлак неметаллических включений из разливаемого металла [2]. Путем составления материального баланса процесса шлакообразования в кристаллизаторе было установлено, что неметаллические включения состоят из оксидов кальция (58,4%), кремния (26,9%) и алю-



миния (14,7%). Поступление в шлаковый расплав тугоплавких неметаллических включений повышает его температуру ликвидуса.

Распределение химических элементов по толщине пробы шлака изучали методом рентгеноструктурного анализа. Для этого от верха пробы по всей толщине шлифа выделили 23 области и сканированием определили средний химический состав по всему полю (дисперсионная среда). Одновременно определили объемную долю включений (дисперсную фазу) в каждой из этих областей. Результаты распределения основных элементов, входящих в дисперсную фазу (Ca, Si, Al), и углерода (C) представлены на рис. 1.

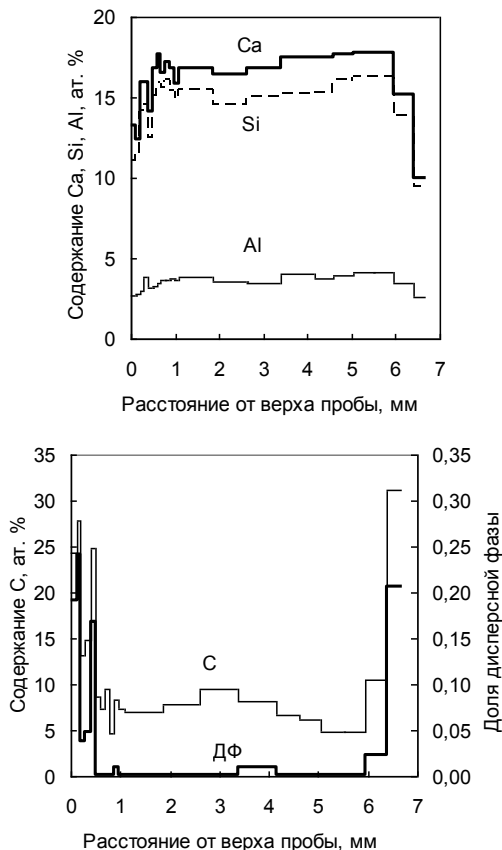


Рис. 1. Распределение элементов и дисперсной фазы (ДФ) по толщине пробы шлака

Как видно из данных рис. 1, содержание элементов в средней части пробы практически не меняется. Однако вверху и на нижнем участке пробы эти изменения существенны. При этом в слое толщиной около 1 мм в верхней и нижней частях пробы значительно понижается содержание основных структурообразующих элементов шлака – кальция, кремния и алюминия, но сильно возрастает содержание углерода. Видно, что характер изменения содержания элементов и изменение доли дисперсной фазы совпадают по внешнему виду.

Из 23 областей шлифа, по которым проводилось сканирование, 8 областей вообще не содержали дис-

персную фазу. Это позволило нам путем усреднения результатов анализа по этим областям определить химический состав дисперсионной среды, который в пересчете на оксиды приведен в таблице. По химическому составу дисперсионная среда была идентифицирована как мелилит [3].

Химический состав дисперсной фазы оценили только качественно, так как её частицы оказались слишком малы для сканирования. Установлено, что дисперсная фаза состоит из оксидов, карбидов и фторидов кальция, алюминия, магния, хрома. Следовательно, дисперсная фаза – это не ассимилированные шлаком неметаллические включения, а фаза, вновь образовавшаяся при охлаждении расплава [4].

Процесс образования двухфазной структуры жидкого шлака можно представить следующим образом. При охлаждении расплава происходит докристаллизационное структурообразование, при котором возникают анионные микрокомплексы, состоящие из связанных между собой кремнийкислородных тетраэдров. Вид связи тетраэдров в анионном комплексе определяется соотношением между количеством атомов кремния и кислорода в расплаве. Эти комплексы соединяются друг с другом катионами кальция и других элементов, имеющих размерное соответствие с катионом кальция. Так формируется дисперсионная среда расплава.

Атомы, не вошедшие в состав дисперсионной среды, образуют дисперсную фазу. Её химический состав может существенно меняться в зависимости от содержания в исходном расплаве элементов, не являющихся базовыми для дисперсионной среды.

Вязкость расплавов определяли вибрационным методом, а плотность и поверхностное натяжение – методом неподвижной капли [5]. Полученные температурные зависимости этих свойств расплавов приведены на рис. 2 и 3.

Как видно из рис. 1, качественно зависимость вязкости всех четырех расплавов от температуры одинакова. Все эти расплавы относятся к так называемым «коротким» шлакам, вязкость которых мало меняется при охлаждении в высокотемпературной области, но быстро возрастает после охлаждения до определенной температуры. Сравнение с данными таблицы показывает, что быстрое возрастание вязкости (участки кривых, близкие к вертикали) начинается при охлаждении расплавов ниже температуры ликвидуса, т.е. связано с началом их затвердевания.

Вязкость шлаков как промежуточного ковша, так и кристаллизатора больше вязкости шлакообразующих смесей, использованных для их наведения. Следовательно, поступление в расплав ШОС неметаллических включений из разливаемого металла повышает не только температуру ликвидуса расплава, но и его вязкость.

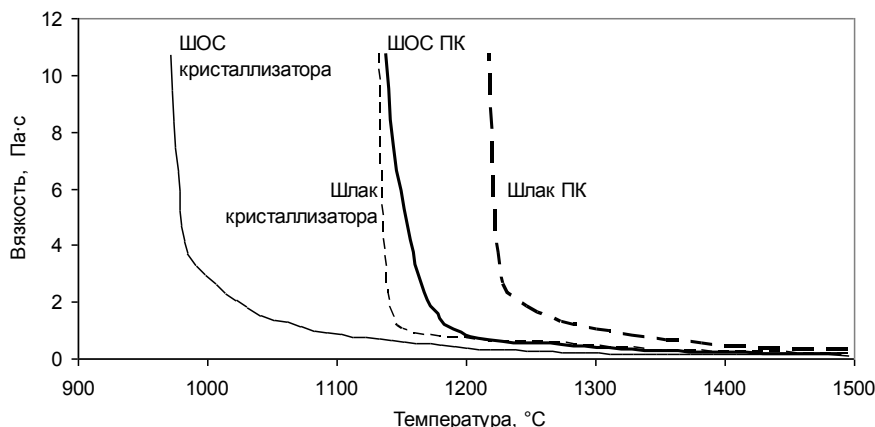


Рис. 2. Температурные зависимости вязкости шлаков и шлакообразующих смесей

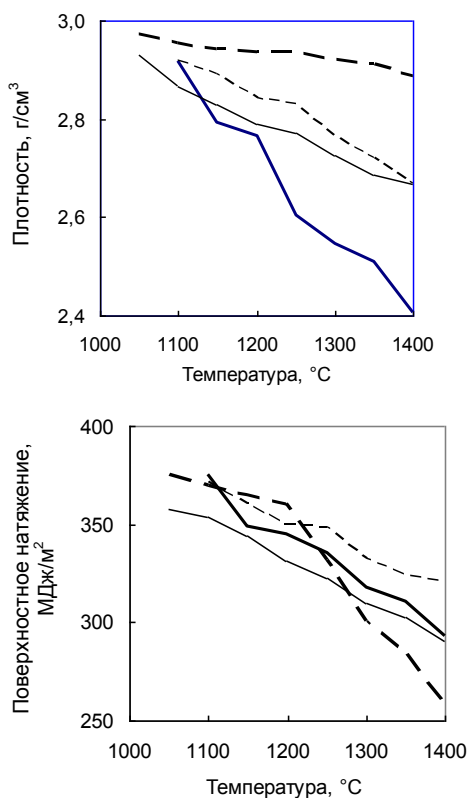


Рис. 3. Температурные зависимости плотности и поверхностного натяжения шлаков и шлакообразующих смесей (обозначения, как на рис. 1)

В высокотемпературной области (1200°C и более) вязкость расплавов обеих шлакообразующих смесей и шлака из кристаллизатора различаются мало, несмотря на существенные различия в их химическом составе. Вязкость же шлака из промежуточного ковша в 2–3 раза больше вязкости расплава исходной смеси при той же температуре.

Близость свойств расплавов шлака кристаллизатора и исходной шлакообразующей смеси и заметное различие их для промежуточного ковша просматривается и в результатах исследования плотности и поверхностного натяжения (см.рис.2). Можно считать, что шлак из кристаллизатора «наследует» свойства шлакообразующей смеси, а шлак из промежуточного ковша такое «наследование» теряет.

Причина этого явления, несомненно, состоит в поступлении разного количества неметаллических включений в расплавы шлакообразующих смесей. В кристаллизаторе шлак постоянно обновляется вследствие его расхода на смазку поверхности отливаемого слитка и периодического введения новых порций ШОС. За время кратковременного пребывания шлака в кристаллизаторе в него успевает поступить относительно небольшое количество неметаллических включений, что не оказывает существенного влияния на свойства расплава.

В промежуточном ковше шлак находится в течение нескольких часов. За это время он успевает ассимилировать значительное количество неметаллических включений, всплывших из разливаемой стали, и растворить в себе часть огнеупорной футеровки. В результате химический состав шлака изменяется настолько, что существенно меняется его структура и, как следствие, его физико-химические свойства.

**Список литературы**

1. Дюльдина Э.В., Коротин А.В., Рыбалко О.Ф. Изучение структуры затвердевших шлаков при непрерывной разливке стали // Литейные процессы: межрегион. сб. научн. трудов / под ред. В.М.Колокольцева. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И.Носова, 2011. Вып.10. С.90–95.
2. Коротин А.В., Дюльдина Э.В. Влияние футеровки промежуточного ковша МНЛЗ на шлакообразование // Энергетики и металлургии настоящему и будущему России: материалы 14-й Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и специалистов. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. С.165–168.
3. Дюльдина Э.В., Селиванов В.Н., Рыбалко О.Ф. Структура затвердевших шлаков промежуточного ковша при непрерывной разливке стали // Труды XIII Российской конференции «Строение и свойства металлических и шлаковых расплавов», Екатеринбург, 13-16 сентября 2011 г. Екатеринбург: ИМЕТ УрО РАН, 2011. Т.4. С.119–122.
4. Дюльдина Э.В., Селиванов В.Н., Лозовский Е.П. Формирование шлака в промежуточном ковше МНЛЗ // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2009. №4(28). С.26–29.

5. Физико-химические свойства расплавов шлакообразующих смесей, используемых при непрерывной разливке стали / Дюльдина

на Э.В., Селиванов В.Н., Истомин С.А. и др. // Расплавы. 2009. №6. С. 3–10.

#### Сведения об авторах

**Дюльдина Эльвира Владимировна** – канд. техн. наук, доц., проф. каф. ХТиФХ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (3519)298514. E-mail: [dev@magtu.ru](mailto:dev@magtu.ru)

**Селиванов Валентин Николаевич** – канд. техн. наук, доц., проф. кафедры МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (3519)298449. E-mail: [mcm@magtu.ru](mailto:mcm@magtu.ru)

**Коротин Андрей Викторович** – аспирант кафедры ХТиФХ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (3519)298514. E-mail: [saturn2112@yandex.ru](mailto:saturn2112@yandex.ru)

---

### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

#### STUDY OF PHYSICAL-CHEMICAL PROPERTIES OF MOLTEN SLAG MIXTURES AND SLAGS THE CONTINUOUS CASTING OF STEEL

**Dyuldina Elvira Vladimirovna** – Ph. D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: (3519)298514. E-mail: [dev@magtu.ru](mailto:dev@magtu.ru)

**Selivanov Valentin Nikolaevich** – Ph. D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: (3519)298449. E-mail: [mcm@magtu.ru](mailto:mcm@magtu.ru)

**Korotin Andrey Viktorovich** – Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: (3519)298514. E-mail: [saturn2112@yandex.ru](mailto:saturn2112@yandex.ru)

**Abstract.** *The paper presents the results of the study physico-chemical properties of slag for continuous casting and slag-forming mixtures in the mold and the tundish, in particular the viscosity and density of melts. Also mapped the distribution of the major elements in the melt involved in the formation of slag. Using a material balance determined approximate composition of non-metallic inclusions.*

**Keywords:** *continuous casting steel, slag, slag-forming mixture, tundish, crystallizer.*



УДК 621.746.5.047

Коротин А.В., Дюльдина Э.В.

#### СТРУКТУРНЫЕ ПРЕОБРАЗОВАНИЯ В ШЛАКАХ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКИ СТАЛИ ПРИ ИХ ЗАТВЕРДЕВАНИИ

**Аннотация.** *Представлены результаты исследования структуры и физико-химических свойств шлаков из промежуточного ковша и кристаллизатора МНЛЗ и шлакообразующих смесей, использованных для их наведения. Установлено, что шлаковые расплавы имеют двухфазную структуру типа эмульсии. Дисперсионная среда эмульсии – это алюмосиликаты кальция и магния, близкие по составу к природному минералу мелилиту, а дисперсная фаза состоит из оксидов и карбидов разных металлов. Так как доля дисперсной фазы невелика (около 4%), то свойства шлакового расплава определяются свойствами дисперсионной среды. Двухфазная структура жидкого шлака является результатом докристаллизационного структурообразования при охлаждении жидкого шлака.*

**Ключевые слова:** *сталь, непрерывная разливка, промежуточный ковш, кристаллизатор, шлакообразующие смеси, шлак, микроструктура.*

В промежуточный ковш и кристаллизатор машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) вводят шлакообразующие смеси (ШОС), при расплавлении которых образуется шлак, выполняющий важные технологические функции. В процессе непрерывной разливки стали состав шлака изменяется, что приводит к

повышению температуры его плавления, переходу в гетерогенное состояние и значительному ухудшению технологических свойств. Поэтому исследование структуры и физико-химических свойств как расплавов ШОС, так и образующихся шлаков является актуальной задачей, решение которой дает возможность оптимизировать состав шлакообразующих смесей и повысить эффективность их применения.

---

© Коротин А.В., Дюльдина Э.В., 2015

Материалы данного исследования получены при непрерывной разливке стали на слябовых МНЛЗ из 360-тонного сталеразливочного ковша. Основные сведения о разливке приведены в табл. 1, а содержание основных компонентов в шлакообразующих смесях и в получившихся при их использовании шлаках – в табл.2. Как видно из данных табл. 2, химический состав шлака заметно отличается от химического состава исходной шлакообразующей смеси. В проведенных ранее исследованиях [1,2] было показано, что основной причиной изменения состава шлакового расплава в процессе разливки является ассимиляция им всплывающих неметаллических включений.

Таблица 1  
Основные параметры проведения промышленных экспериментов

Условное обозначение ШОС	Место отбора пробы шлака	Разливаемая сталь	Расход ШОС, кг/т стали
ШОС А	Промежуточный ковш (ПК)	Х80	0,15
ШОС Б	Кристаллизатор	Х80	0,36
ШОС В	Кристаллизатор	08Ю	0,79

Таблица 2  
Химический состав шлакообразующих смесей и шлаков, полученных при их использовании

Образец	Содержание, %							
	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Na <sub>2</sub> O	MnO	F	C
ШОС А	32,3	33,4	13,5	4,8	3,0	–	1,0	1,0
Шлак А из ПК	31,4	23,6	21,9	8,6	2,4	3,7	1,3	Н.д.*
ШОС Б	32,2	28,0	6,8	1,0	6,0	–	5,3	4,5
Шлак Б из кристаллизатора	40,2	32,7	8,7	1,6	6,1	3,0	6,2	Н.д.*
ШОС В	37,0	35,4	4,1	2,8	3,3	–	8,6	7,6
Шлак В из кристаллизатора	40,2	35,2	6,5	3,1	3,7	2,3	8,3	Н.д.*

\* Н.д. – нет данных.

Различия в химическом составе больше проявляются при сравнении шлакообразующей смеси А и шлака из промежуточного ковша. Это связано с тем, что, в отличие от кристаллизатора, шлак в промежуточном ковше не обновляется в процессе разливки всей серии плавов и в нем в значительном количестве накапливаются всплывающие неметаллические включения и растворившиеся огнеупорные материалы футеровки.

Шлакообразующие смеси А и Б, а также шлаки, полученные при их применении, были использованы для изучения физико-химических свойств расплавов. Шлак, полученный при применении ШОС В, использовали для исследования его структуры. В технологическом плане наиболее важными физико-химическими свойствами расплавов являются вязкость и температура начала затвердевания. Исследование [3] показало, что все четыре расплава относятся к так называемым «коротким» шлакам, вязкость которых начинает быстро возрастать после охлаждения до некоторой температуры.

Известно, что быстрое увеличение вязкости жидких шлаков связано с началом их затвердевания. До начала затвердевания вязкость расплавов с изменением температуры менялась слабо и вязкость шлаков в 2–2,5 раза оказалась выше вязкости расплавов шлакообразующих смесей, которые были использованы для их наведения. Совершенно очевидно, что причиной более высокой вязкости шлаков является поступление в них в процессе разливки довольно тугоплавких оксидов алюминия, кремния и марганца, а при разливке низколегированной стали также оксидов других металлов.

Определить температуру, при которой начинается затвердевание расплава по виду кривых зависимости вязкости от температуры довольно трудно. Однако она довольно четко определяется по кривым, отражающим динамику изменения температуры при исследовании вязкости расплавов (рис. 1). В высокотемпературной области (1250°С и более) кривые охлаждения всех четырех расплавов практически совпадают. В области температур ниже 1250°С линии охлаждения расплавов начинают расходиться. Уменьшение скорости охлаждения указывает на начало затвердевания расплава с выделением скрытой теплоты кристаллизации. Точки излома линий охлаждения позволяют определить температуру начала затвердевания каждого из исследуемых расплавов, данные о которой приведены в табл.3.

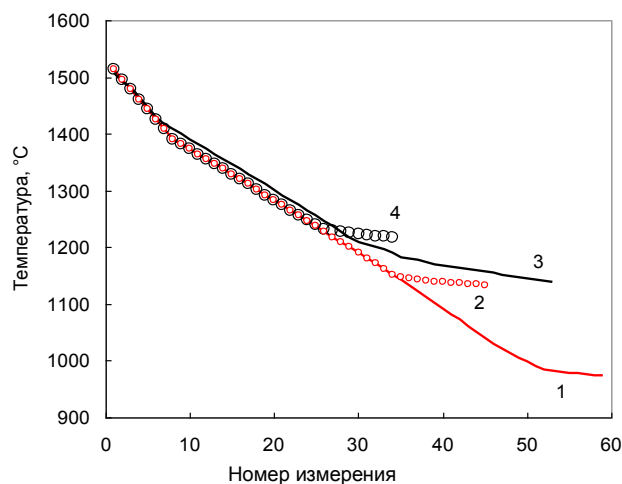


Рис. 1. Динамика изменения температуры при изучении вязкости расплавов ШОС и шлаков: 1 – ШОС Б; 2 – шлак из кристаллизатора; 3 – ШОС А; 4 – шлак промежуточного ковша

В верхней части каждой линии на рис. 1 четко видны две точки излома. Совершенно очевидно, что эти точки излома соответствует некоторым изменениям в структуре расплавов. Уменьшение скорости охлаждения дает основание предположить, что появление этих точек излома также связано с выделением новой фазы, но эта фаза находится в жидком состоянии. Данные о температуре начала выделения второй жидкой фазы также приведены в табл. 3.

Таблица 3  
Некоторые параметры расплавов ШОС и шлаков

Расплав	Температура, °С		Плотность при 20 °С, г/см <sup>3</sup>
	начала затвердевания	появления второй жидкой фазы	
ШОС А	1185	1430	–
Шлак А из промежуточного ковша	1230	1410	2,94
ШОС Б	985	1390	–
Шлак Б из кристаллизатора	1150	1390	2,85

Для проверки гипотезы о выделении второй жидкой фазы до начала затвердевания расплавов было проведено изучение микроструктуры быстро охлажденных шлаковых расплавов. Быстрое охлаждение достигалось сливом расплава на стальную плиту с получением шлаковой лепешки толщиной 5–8 мм. При таком охлаждении расплавы затвердевали, переходя в стеклообразное состояние и сохраняя ту микроструктуру, которую они имели, будучи жидкими.

Исследование микроструктуры показало, что все расплавы до начала затвердевания находились в двухфазном состоянии. Наиболее наглядно это со-

стояние выявилось при изучении микроструктуры шлака из кристаллизатора при использовании шлакообразующей смеси В (рис. 2).

Рис.2 показывает, что в шлаке присутствуют многочисленные темные сферические включения, которые большей частью располагаются вдоль верхней границы пробы. В средней части образца темных включений значительно меньше, а размеры их невелики – 0,01 мм и менее. Сферическая форма включений свидетельствует о том, что до затвердевания расплава они находились в жидком состоянии, а сам расплав структурно представлял собой эмульсию. Основа эмульсии (дисперсионная среда) выглядит как однородная светлая фаза, а дисперсные включения имеют темную окраску. Различие в цвете дает основание предположить, что оба компонента эмульсии существенно различаются по химическому составу.

Химический состав пробы шлака изучали с помощью сканирующего спектрального энергодисперсионного микроскопа-анализатора QUANTA. На рис. 3 показана микроструктура участка пробы шлака из кристаллизатора и карты распределения на нем основных элементов.

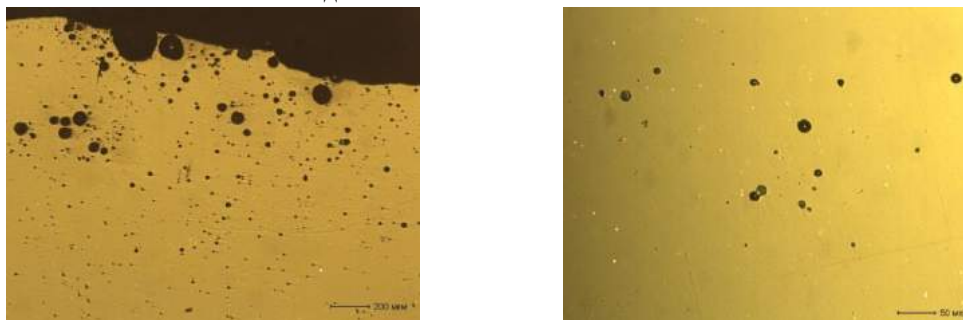


Рис. 2. Микроструктура шлака В из кристаллизатора в верхней (×50) и средней (×200) части пробы, полученной при сливе расплава на плиту

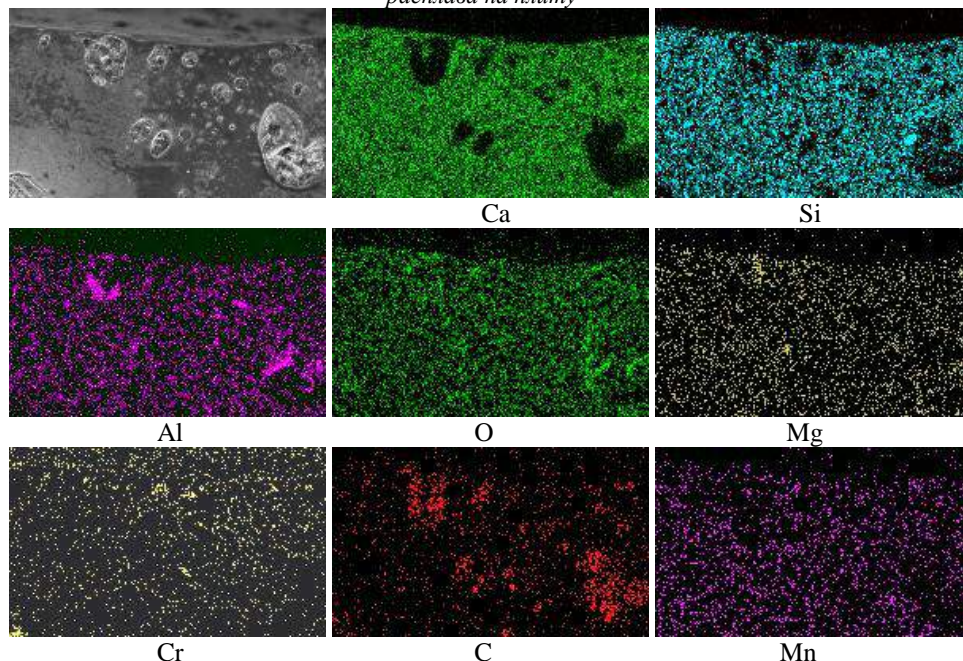


Рис. 3. Микроструктура участка верхней части пробы шлака В (вверху слева, ×100) и карты распределения в нем основных химических элементов

Из рис. 3 следует, что имеется определенное соответствие между микроструктурой шлака и распределением всех элементов, кроме магния и марганца, распределение которых практически не связано с микроструктурой. Включениям дисперсной фазы на фотографии образца соответствуют темные участки на картах распределения кальция и кремния и светлые участки на карте распределения углерода. В некоторых участках, соответствующих дисперсной фазе, наблюдается также повышенное содержание алюминия, кислорода и хрома. Анализ химического состава дисперсионной среды показал, что это алюмосиликат кальция, в котором присутствуют натрий, магний, марганец. По соотношению основных компонентов этот алюмосиликат близок к природному минералу мелилиту. Близость основной фазы шлаков к мелилиту косвенно подтверждает их плотность – около  $3 \text{ г/см}^3$  (см. табл.3).

Микроскоп-анализатор QUANTA, использованный при исследовании микроструктуры шлака, дает существенную погрешность в определении содержания элементов, имеющих атомную массу меньше, чем алюминий, поэтому идентифицировать дисперсную фазу по химическому составу не удалось. Можно лишь указать, что в ней находится почти весь углерод, а также наблюдается более высокое, по сравнению с дисперсионной средой, содержание кислорода, алюминия и хрома. Так как структурно свободный углерод в дисперсной фазе не обнаруживается, то можно предположить, что она состоит из оксидов и карбидов нескольких элементов, причем карбида кальция среди них нет.

Наличие фазы, богатой углеродом, было установлено и в проведенном ранее исследовании структуры затвердевших шлаков другого химического состава [4]. Однако объектом того исследования был кристаллизовавшийся шлак, поэтому предполагалось, что оксидно-карбидная фаза образуется в процессе кристаллизации шлакового расплава. Данное исследование показывает, что в шлаковом расплаве имеет место докристаллизационное структурообразование [5], результатом которого является превращение однородного расплава в шлаковую эмульсию.

Важным является вопрос о причинах и механизме появления в расплаве шлакообразующей смеси второй жидкой фазы. Вообще говоря, она может образоваться как в результате выделения жидкой фазы из охлаждающегося шлакового расплава, так и в результате поступления в шлак неметаллических включений, всплывающих из металла во время разливки и не успевших в нем раствориться. Однако нет оснований считать, что дисперсная фаза шлака – это всплывшие при разливке неметаллические включения. Ранее было установлено [1,2], что в состав всплывающих не-

металлических включений входит оксид марганца, содержание которого составляет около 30%. А как следует из рис.3, марганца в дисперсной фазе не больше, чем в дисперсионной среде. Этот факт указывает на то, что дисперсная фаза образуется в результате распада охлаждающегося расплава на две несмешивающиеся жидкости. Известно, что такой процесс имеет место во многих шлаковых системах. Например, область существования двух жидких фаз имеется на диаграммах состояния систем  $\text{CaO-SiO}_2$ ,  $\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$  и многих других.

Исследование микроструктуры шлаков [3] показало, что доля дисперсной фазы в них невелика – не более 4%. Поэтому можно полагать, что физико-химические свойства шлака определяются свойствами его основы – дисперсионной среды. Как было сказано ранее, основой шлаков данного исследования являются алюмосиликаты кальция, близкие по составу к природному минералу мелилиту. Можно ожидать, что все шлаки с такой основой будут иметь и близкие физико-химические свойства. Однако близкие по химическому составу шлаки могут иметь разную структуру и существенно различающиеся свойства [6]. Поэтому одной из задач, решаемых в дальнейших исследованиях шлаковых расплавов, следует считать установление соответствия между химическим составом шлакового расплава, его структурой и комплексом физико-химических и технологических свойств.

#### Список литературы

1. Исследование шлакообразования в промежуточном ковше МНЛЗ / Дюльдина Э.В., Селиванов В.Н., Лозовский Е.П., Коротин А.В. // Изв. вузов. Черная металлургия. 2013. №5. С. 40–43.
2. Процессы формирования шлака и всплывания неметаллических включений в кристаллизаторе МНЛЗ / Юречко Д.В., Селиванов В.Н., Филиппов А.В. и др. // Черная металлургия. 2013. №10. С. 43–45.
3. Дюльдина Э.В., Селиванов В.Н. Микроструктура жидкого шлака в кристаллизаторе МНЛЗ // Труды XIV Российской конференции «Строение и свойства металлических и шлаковых расплавов». Екатеринбург: УрО РАН, 2015. С.198–200.
4. Затвердевание расплавов шлакообразующих смесей, используемых при непрерывной разливке стали / Селиванов В.Н., Дюльдина Э.В., Гельчинский Б.Р., Рыбалко О.Ф. // Расплавы. 2012. №4. С.10–18.
5. Пузанов В.П. Кобелев В.А. Введение в технологии металлургического структурообразования. Екатеринбург: УрО РАН, 2005. 501 с.
6. Физико-химические свойства расплавов шлакообразующих смесей, используемых при непрерывной разливке стали / Дюльдина Э.В., Селиванов В.Н., Лозовский Е.П. и др. // Расплавы. 2009. №6. С. 3–10.

#### Сведения об авторах

**Дюльдина Эльвира Владимировна** – канд. техн. наук, доц., проф. каф. ХТиФХ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Тел.: (3519)298514. E-mail: [dev@magtu.ru](mailto:dev@magtu.ru)

**Коротин Андрей Викторович** – аспирант кафедры ХТиФХ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (3519)298514. E-mail: [saturn2112@yandex.ru](mailto:saturn2112@yandex.ru)

---

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

**STRUCTURAL TRANSFORMATIONS IN SLAGS THE CONTINUOUS CASTING  
OF STEEL WHEN HARDENING**

**Dyuldina Elvira Vladimirovna** – Ph. D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: (3519)298514. E-mail: [dev@magtu.ru](mailto:dev@magtu.ru)

**Korotin Andrey Viktorovich** – Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: (3519)298514. E-mail: saturn2112@yandex.ru

**Abstract.** *Presents the results of investigation of structure and physico-chemical properties of slag from the tundish and the mould and slag-forming mixtures used for their guidance. It is established that slag melts have a biphasic structure of the emulsion. The dispersion medium of the emulsion is aluminosilicates of calcium and magnesium, similar in composition to the natural mineral of the melilite and the disperse phase consists of oxides and carbides of different metals. As the share of the dispersed phase is small (about 4 %), the properties of molten slag are determined by the properties of the dispersion medium. Two-phase structure of the liquid slag is the result of cocrystallization of structure formation upon cooling a liquid slag.*

**Keywords:** *steel, continuous casting, tundish, mold, slag-forming mixture, slag, microstructure.*



# ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ

УДК 669.1

Вдовин К.Н., Шешуков О.Ю., Феоктистов Н.А., Метелкин А.А.

## ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТАВОВ ШЛАКОВ ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ ГАДФИЛЬДА\*

**Аннотация.** Определены причины износа огнеупоров в плавильных агрегатах, предложены способы увеличения их стойкости, показано, что оксиды магния хорошо могут защищать футеровку. Исследован новый материал (МША Фрадо-1) для проведения восстановительного периода при выплавке стали Гатфильда.

**Ключевые слова:** шлак, глинозем, электродуговая печь, флюорит, сталь.

На современных металлургических предприятиях приоритетной задачей является снижение удельных затрат на производство стали при сохранении высокого качества. При выплавке стали основное направление по снижению затрат можно осуществлять путем снижения затрат: на шлакообразующие материалы и огнеупорные материалы [1].

В электрических дуговых печах жидкая сталь не только соприкасается и взаимодействует с огнеупорами, но и обрабатывается рафинировочным шлаком, что обеспечивает удаление серы, кислорода и неметаллических включений. Снизить удельные затраты на шлакообразующие материалы возможно за счет рационального наведения шлака или за счет использования более эффективных шлакообразующих материалов.

Снижать затраты за счет огнеупоров (покупка дешевых изделий) нецелесообразно, так как это может привести к их пониженной стойкости, а значит, и к потере производительности плавильного агрегата. Необходимо осуществлять комплексный подход к проблеме повышения качества металла и стойкости огнеупоров, т.е. оптимизировать условия не только наведения необходимого шлака, но и условий эксплуатации футеровки. Это естественно встречает определенные трудности. Например, использование дифференцированной футеровки на плавильных агрегатах усложняет задачу оптимизации технологического режима, поскольку шлаки взаимодействуют с разными типами огнеупоров по ходу плавки, обработки и разлива стали. При этом шлак проявляет как негативное воздействие на футеровку, так и позитивное – через возможность образования при определенных условиях защитного гарнисажа. Задача усложняется еще больше с учетом основной технологической

функции шлака – рафинирования металла и соответствующими требованиями к составу и его свойствам.

Таким образом, необходим взаимосвязанный подбор огнеупоров и шлаков с необходимыми свойствами и рациональным составом с учетом того, что в футеровке комплекса агрегатов плавильных и ковшевой обработки могут встретиться совершенно разные огнеупоры.

При выплавке стали 110Г13Л в электродуговой печи всегда есть необходимость в разжижении шлака. Для этого наиболее часто применяют плавиковый шпат, что приводит к существенным недостаткам:

- фторид кальция способствует разъеданию футеровки печи и стальной ванны;
- в условиях высоких температур происходит частичное испарение  $\text{CaF}_2$ , приводящее к серьезному ухудшению экологической обстановки.

Поэтому на современных предприятиях стараются заменить применение фторида кальция другими разжижающими добавками.

Обычно для растворения  $\text{CaO}$  в шлаке используют материалы на основе кремнезема и глинозема, которые образуют легкоплавкие эвтектики с оксидом кальция и тем самым снижают его температуру плавления. В качестве кремнеземсодержащей добавки используют ОКД (более 55,0% кремнезема, более 25,0% глинозема и более 5,0% оксидов кальция и магния) [2]. Однако использование такого типа материала для проведения рафинирующих процессов нецелесообразно, т.к. одним из важнейших условий достижения высокого значения коэффициента распределения серы, в период рафинирования, является снижение содержания  $\text{SiO}_2$  в шлаке [3], поэтому необходимо разрабатывать разжижающие шлак материалы на основе  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

Кроме того, сравнительный анализ износа футеровки и состава шлака, используемого для обработки металла, показал, что при различном содержании  $\text{MgO}$  в шлаке изменяется и скорость износа огнеупорных изделий (рис. 1) [4].

Подтверждением этого является минимальный

\* Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского научного фонда в рамках проекта №15-19-10020.  
© Вдовин К.Н., Шешуков О.Ю., Феоктистов Н.А., Метелкин А.А., 2015



износ огнеупоров в сталеразливочных ковшах, где содержание MgO в шлаке находилось в интервале от 7,5 до 9,0%.

Предел насыщения гомогенной составляющей по MgO находится в определенной области и имеет границы, которые зависят от содержания CaO, SiO<sub>2</sub> и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в составе шлака.

Для успешного проведения рафинирующих процессов необходимо высокое содержание CaO в шлаке. Поэтому целесообразно рассмотреть изменения предела насыщения гомогенной составляющей шлака по

MgO в зависимости от различного содержания CaO. На рис. 2 представлены границы насыщения шлака по MgO в зависимости от содержания оксидов CaO, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в следующих пределах: CaO от 40 до 55%, SiO<sub>2</sub> от 14 до 32% и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> от 4 до 27% [3].

Из данных, представленных на рис. 2, видно, что при замене SiO<sub>2</sub> на Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в гомогенной составляющей шлака предел насыщения шлака по MgO снижается и, как следствие, снижается агрессивность шлака к футеровке металлургических агрегатов.

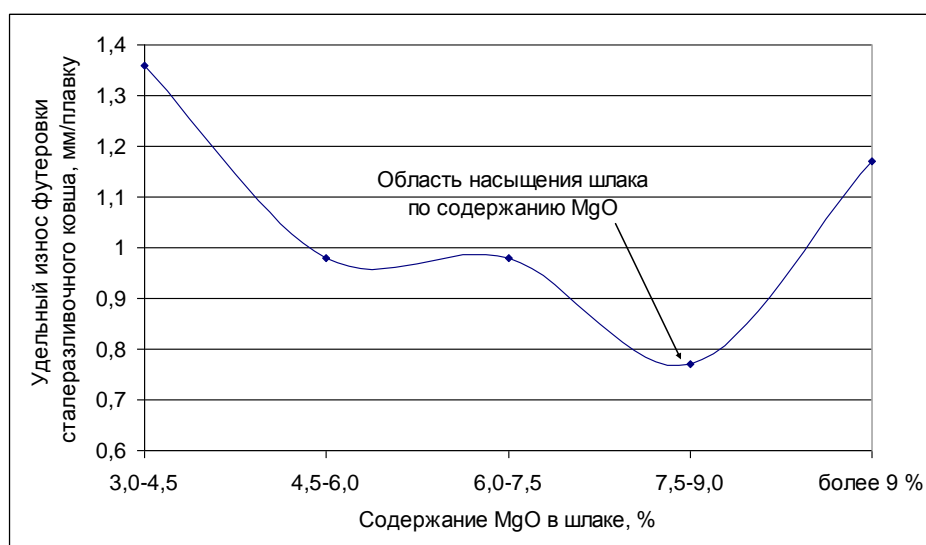


Рис. 1. Зависимость износа футеровки в стальковше от общего содержания MgO в шлаке

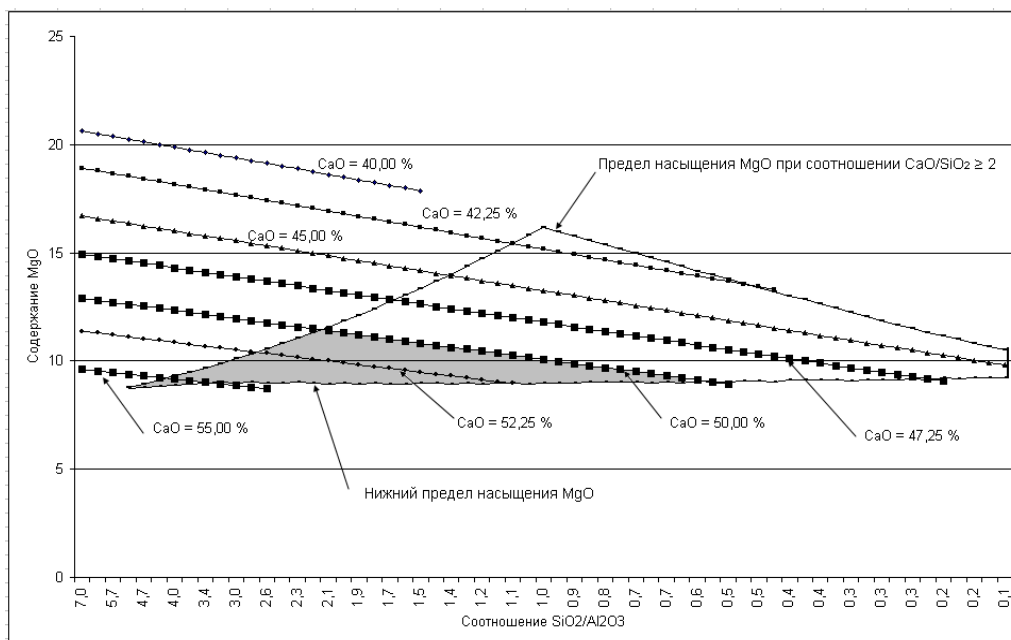


Рис. 2. Область рациональных содержаний CaO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, SiO<sub>2</sub> и MgO в гомогенной фазе сталеплавильного шлака

Поэтому рационально снижать вязкость шлака вводом в шлак глиноземсодержащих флюсов, а не снижением его основности. На рис. 2 темной областью выделены области содержания оксидов CaO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, SiO<sub>2</sub> и MgO в гомогенной фазе и содержанием CaO более 50%. По этим данным можно определить оптимальное количество в шлаке указанных оксидов. При наведении шлака необходимо стремиться попасть в данную область, т.к. это благоприятно отразится на рафинирующей способности шлака и снизит его агрессивное воздействие на футеровку.

Установив необходимый состав шлака, способствующий не только сберечь футеровку, но и обеспечить рафинирование металла, в литейном цехе ЗАО «Механоремонтный комплекс» ММК на электродуговой печи емкость шесть тонн провели исследование влияния нового материала («МША Фрадо-1» производства «Сеал и К» п. Монетный) на качество выплавляемой стали Гадфильда [5, 6].

На опытных плавках этот материал отдавался с расходом от 4 до 10 кг на тонну жидкой стали. Во время отдачи материала было зафиксировано следующее:

- на стали 110Г13Л при раскислении шлака начало реакции растворения материала было отмечено после повышения температуры расплава выше 1450°C. До достижения этой температуры материал осаживался на поверхность шлака. Далее при повышении температуры до температуры выпуска произошло усиление реакционной способности со вспениванием шлака, которое усиливалось при отдаче извести;

- при раскислении шлака материал показал удовлетворительную раскисляющую способность. После отдачи материала на поверхность шлака реакция растворения проходила на всей глубине шлака, о чем свидетельствовало умеренное бурление шлака. Ориентировочное время реакционной способности материала – не более 5 мин;

- на опытных плавках наведение восстановительного шлака проводили без подачи плавикового шпата. Наблюдали удовлетворительную жидкоподвижность и вязкость шлака;

- результаты раскислительной способности испытуемого материала представлены в табл. 1–3.

В результате проведенных экспериментов с применением нового глиноземсодержащего флюса получили следующее:

1. Испытанный материал показал хорошую раскисляющую способность. Среднее содержание оксида железа в восстановительном шлаке восстановительно-

го периода не превысило 3%. Хорошо восстановился оксид марганца (с 13,06 до 7,93%).

2. Жидкоподвижность и реакционная способность восстановительного шлака способствовали улучшению процесса десульфурации (в среднем до уровня 30%).

Таблица 1  
Результаты химического анализа шлака опытных плавков

Номер плавки	Марка стали	Химический состав шлака, %						
		CaO	SiO <sub>2</sub>	FeO	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	Основность
55307	110Г13Л	19,47	23,37	7,96	14,88	0,08	29,34	0,83
		28,17	23,60	1,11	15,34	0,08	21,36	1,19
55322	25Л	29,68	21,55	28,77	9,47	0,28	11,34	1,38
		39,88	26,28	1,37	19,18	0,08	2,73	1,52
62823	35Л	32,50	21,36	19,52	8,42	0,34	9,60	1,52
		49,11	20,09	4,08	10,96	0,11	4,56	2,44
62832	30Л	33,62	21,01	18,99	10,14	0,18	8,38	1,6
		38,39	19,51	4,93	20,64	0,09	4,74	1,97
62833	25Л	42,92	20,75	13,76	6,57	0,27	6,65	2,07
		46,58	20,62	2,47	12,08	0,12	6,26	2,26
Средне		31,64	21,61	17,80	9,90	0,23	13,06	1,46
		40,43	22,02	2,79	15,64	0,10	7,93	1,84

Таблица 2  
Результаты химического анализа сталей на опытных плавках

Плавка	Хим состав, %					
	C	Si	Mn	S	P	Al
55322	0,234	0,002	0,117	0,020	0,006	0,000
	0,271	0,400	0,880	<b>0,011</b>	0,012	0,001
62823	0,383	0,000	0,112	0,020	0,002	0,000
	0,351	0,400	0,800	<b>0,014</b>	0,009	0,000
62832	0,293	0,000	0,075	0,023	0,006	0,000
	0,287	0,390	0,700	<b>0,019</b>	0,011	0,001
62833	0,299	0,000	0,088	0,018	0,002	0,000
	0,264	0,390	0,770	<b>0,013</b>	0,008	0,000

Таблица 3  
Результаты усвоения легирующих элементов и степени десульфурации опытных плавков

Плавка	Масса завалки, кг	Расход ферросплавов, кг				Количество легирующего элемента в расплаве, %				Угар легирующих элементов, %		Степень десульфурации, %
		FeMn78	FeMn-Si18	FeSi65	SiCa	расчетное		фактическое		Mn	Si	
						Mn	Si	Mn	Si			
55322	5650	65		50		0,897	0,575	0,763	0,398	14,97	30,81	45,00
62823	24750		300	100		0,788	0,481	0,688	0,400	12,68	16,81	30,00
62832	25700		270		170	0,683	0,520	0,625	0,390	8,48	24,98	17,39
62833	24950		300	100	50	0,782	0,577	0,682	0,390	12,74	32,43	27,78
Среднее										12,22	26,26	30,04

3. Содержание оксида магния увеличилось в шлаке восстановительного периода с 9,9 до 15,64%, что будет способствовать увеличению стойкости футеровки печи.

4. Предварительный экономический эффект при замене АВК-65 на «МША Фрадо-1» без учета стойкости футеровки печи составит 1348,93 тыс. руб./год.

Список литературы

1. Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А., Пивоварова К.Г. Исследование физических свойств углеродистой стали для крупных отливок // Сталь. 2014. № 4. С. 34–36.
2. Пат. 2371483 РФ. Способ переработки ванадийсодержащих чугунов / А.А. Киричков В.А. Козлов, А.В. Кушнарев, В.М. Кулик, В.В. Петренев. 2006.
3. Производство стальных отливок: учебник для вузов / Козлов Л.Я., Колокольцев В.М., Вдовин К.Н. и др.; под ред. Л.Я. Козлова. М.: МИСиС, 3003. 352 с.
4. Повышение стойкости футеровки агрегатов внепечной обработки стали / А.А. Метелкин, О.Ю. Шешуков, И.В. Некрасов, О.И. Шевченко; М-во образования и науки РФ; ФГАОУ ВПО «УрФУ им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», Нижнетагил. технол. ин-т (фил.). Нижний Тагил: НТИ (филиал) УрФУ, 2015. 144 с.
5. Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А., Хабибуллин Р.Х. Технологический процесс производства броней из стали марки 110Г13Л в условиях ОАО «Ремонтно-механический завод» // Теория и технология металлургического производства. 2014. № 1. С.51–52.
6. Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А., Хабибуллин Р.Х. Совершенствование технологии производства литых броней из стали марки 110Г13Л для мельницы МПСИ-70х23 // Литейщик России. 2014. № 1. С.13–15.

Сведения об авторах

**Вдовин Константин Николаевич** – д-р техн. наук, проф., зав. каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (3519)29-84-19. E-mail: Vdovin@magtu.ru

**Шешуков Олег Юрьевич** – д-р техн. наук, проф. каф. металлургии стали и железа, ФГАОУ ВПО «УрФУ им. первого Президента России Б.Н.Ельцина».

**Феоктистов Николай Александрович** – канд. техн. наук, ст. преп. каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (3519)298419. E-mail: fna87@mail.ru

**Метелкин Анатолий Алексеевич** – канд. техн. наук, доц. каф. металлургические технологий НТИ (филиал, г. Нижний Тагил), ФГАОУ ВПО «УрФУ им. первого Президента России Б.Н.Ельцина».

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

THE STUDY OF COMPOSITIONS OF SLAGS IN THE SMELTING OF HADFIELD STEEL

**Vdovin Konstantin Nikolaevich** – D.Sc. (Eng.) Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: (3519)29-84-19. E-mail: [Vdovin@magtu.ru](mailto:Vdovin@magtu.ru).

**Sheshukov Oleg Yurievich** – D.Sc. (Eng.) Professor, Ural Federal University named after. the first President of Russia B.N. Yeltsin.

**Foektistov Nikolai Aleksandrovich** – Ph. D. (Eng.), Assistant Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: (3519)29-84-19. E-mail: [FNA87@mail.ru](mailto:FNA87@mail.ru)

**Metelkin Anatoliy Alekseevich** – Ph. D. (Eng.), Assistant Professor, Ural Federal University named after. the first President of Russia B. N. Yeltsin.

**Abstract.** Identify the causes of the wear of refractories in the melting units, the proposed means possible to increase their durability, it is shown that the oxides of magnesium, can well protect the lining. Research dovan new material (ISA, Prado-1) for the recovery period in the smelting of steel Hadfield.

**Keywords:** slag, alumina, arc furnace, fluorite, steel.



УДК 669.187.25

Бигеев В.А., Колесников Ю.А., Федянин А.Н., Потапова М.В., Писчаскина А.В., Абдрахманов Э.И.

**СБЛИЖЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В КИСЛОРОДНОМ КОНВЕРТЕРЕ И ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ**

**Аннотация.** В работе приведена оценка возможности установки агрегата Conarc, представляющего комбинацию конвертера и дуговой печи, вместо существующего подового двухванного агрегата в условиях ЭСПЦ ОАО «ММК».

**Ключевые слова:** агрегат Conarc, кислородный конвертер, ДСП.

На современном этапе развития черной металлургии сложилась базовая технология производства стали. Она включает три составные части: выплавка стали из предварительно подготовленных шихтовых материалов, основным из которых является жидкий чугун; ковшевая обработка жидкого металла газообразными, твердыми материалами и вакуумом; непрерывная разливка на машинах непрерывного литья заготовок. При этом сталь выплавляют в конвертерах (более 70% мирового производства) и электрических печах (преимущественно в дуговых печах переменного тока).

В конвертерах выплавка стали основана на окислительном рафинировании железоуглеродистого расплава технически чистым кислородом. Во время продувки в конвертерной ванне активно взаимодействуют кислородное дутье, находящиеся там металлические шихтовые материалы, футеровка и дополнительные реагенты в виде кусковых, порошковых, газообразных, а иногда и жидких материалов. В промышленных масштабах освоены различные варианты подачи кислородного дутья в конвертерную ванну: сверху, снизу, сбоку, комбинированно в различных сочетаниях с другими реагентами.

В дуговых электрических печах выплавка стали базируется на использовании в металлошихте твердых железосодержащих материалов: лом и отходы при производстве стали и металлообработке, продукты прямого восстановления железа и др. Продолжительность плавки определяется мощностью печного трансформатора и использованием альтернативных источников тепловой энергии. При этом наметилась тенденция к использованию в металлошихте жидкого чугуна, доля которого непрерывно растет. Это связано как с повышенными требованиями к качеству стали, так и с низким качеством и дороговизной металлического лома. Современные дуговые сталеплавильные печи (ДСП) вместимостью 70–250 т оснащены разборными водоохлаждаемыми стеновыми панелями и водоохлаждаемым сводом (рис. 1), трансформаторами с удельной мощностью 0,8–1,0 МВА/т, мощными топливно-кислородными горелками, продувочными кислородными фурмами и устройствами для вдувания углеродсодержащих материалов (рис. 2).

В результате совершенствования технологии производства стали роли конвертера и дуговой печи как агрегатов для выплавки стали сблизились. Многие технологические операции кислородного конвертера стали характерными для ДСП. Широкое развитие получило применение кислорода для продувки. С помощью одной или нескольких фурм удельная интенсивность его подачи достигает  $1,0\text{--}1,5 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{мин})$ . Это привело к существенному повышению скорости расплавления металлошихты и обезуглероживания, что позволило сократить продолжительность плавки до 40–60 мин, перерабатывать (при необходимости) значительное количество чугуна и твердого топлива, до-

бавляемого в шихту. Следует отметить заметную роль мощных топливно-кислородных горелок (ТКГ) для формирования нагрева шихты [5, 6].

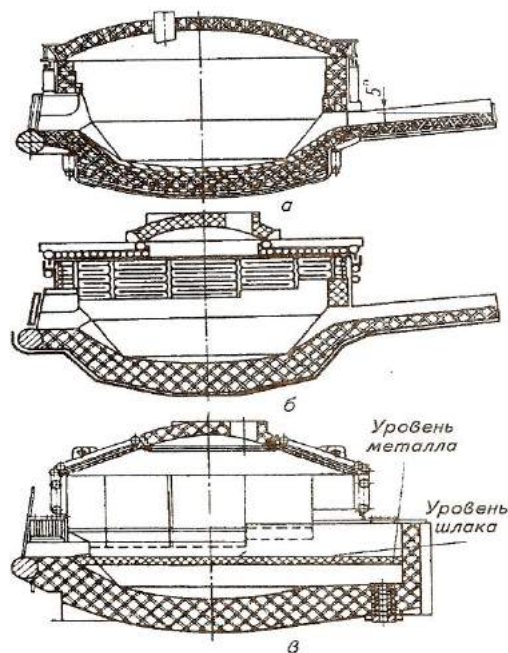


Рис. 1. Рабочее пространство ДСП с огнеупорной футеровкой (а) и с водоохлаждаемыми элементами (б и в)

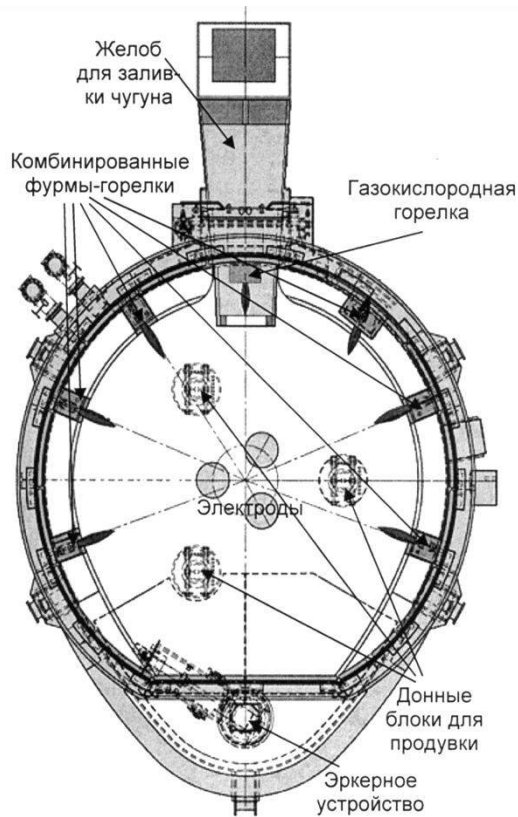


Рис. 2. Схема компоновки устройств рабочего пространства современной ДСП

Современные ДСП являются на сегодняшний день самыми мощными потребителями электрической энергии в промышленности. Мощность печного трансформатора достигла, по-видимому, предельных значений и составляет 150–300 МВА. Величина предельной мощности трансформатора определяется условиями его эксплуатации, поскольку трансформатор находится на рабочей площадке в непосредственной близости от печи. Трансформатор снабжен устройством регулирования вторичного напряжения под нагрузкой. Это устройство состоит из контактного переключателя числа витков обмотки трансформатора, поэтому имеет ограниченный ресурс работы. Современные ДСП снабжены также реактором с регулируемой индуктивностью [1, 7].

Рабочие ступени трансформатора и реактора задает контроллер управления электрическим режимом в зависимости от исходного состава загружаемой шихты и текущего момента технологического процесса. В момент выключения происходит рассеивание электромагнитной энергии, запасенной в индуктивных и емкостных элементах трансформатора и питающих линий. Этот процесс сопровождается коммутационными перенапряжениями, опасными для изоляции, особенно на высоковольтных вводах трансформатора.

Для того чтобы не допустить разрушительных последствий от коммутационных перенапряжений на первичной обмотке трансформатора, устанавливаются ограничители перенапряжений.

Стремление в максимальной степени использовать мощность трансформатора и увеличить токовое время работы печи привело к созданию серии конструкций двухкорпусных ДСП [2]. Двухкорпусная печь имеет две ванны: когда в одной идет расплавление металлосихты дугами, другая находится в режиме загрузки и подогрева шихты. Такая печь с одним источником питания может иметь два комплекта токоподвода и электродов отдельно для каждого из корпусов, что позволяет еще более сокращать бестоковое время работы печи. Двухкорпусная печь по сравнению с двумя печами той же емкости обеспечивает большую экономию капитальных затрат (минимум 35% без учета расходов на сооружение подстанции), а также сокращение продолжительности плавки на 40% и снижение расхода электроэнергии на 40–60 кВт·ч/т [3].

В 60-е годы прошлого века при переделе фосфористых чугунов в подовых агрегатах (стационарных и качающихся мартеновских печах) возникла идея объединения двух агрегатов для совместного решения задач окислительного рафинирования с меньшими энергетическими затратами. Появились тандем-печи, в которых обе печи использовались попеременно: то как рафинировочная, то как подогревательная. Когда в одной из печей находится жидкий металл, который продувается кислородом, то в соседней в это время – твердая шихта, прогрев которой осуществляется

путем дожигания СО в горячих дымовых газах, покидающих рафинировочную стадию процесса [4]. При переделе обычного чугуна эта идея была реализована в стационарных мартеновских печах, в которых рабочее пространство имеет две ванны с общим сводом, нет головок и регенеративных насадок. Использование тепла отходящих газов происходит не в регенераторах, а непосредственно в рабочем пространстве соседней камеры.

Технологический режим плавок основан на следующих положениях: равенство «холодного» (заправка, завалка, прогрев и заливка чугуна) и «горячего» (плавление и доводка) периодов в соседних ваннах; расход сыпучих материалов в завалку должен обеспечить минимальные их присадки в доводку; расход лома в завалку не меньше, чем в мартеновских печах. Для компенсации дефицита тепла в своде печи устанавливают стационарные горелки природного газа. В двухванном сталеплавильном агрегате основным шихтовым материалом служит жидкий чугун. Характер окислительных процессов приближается к кислородно-конвертерному с верхней подачей дутья с низкой интенсивностью продувки.

На современном этапе развития черной металлургии появилась возможность объединения технологических процессов выплавки стали в конвертерах и дуговых электрических печах. Комбинация конвертера и дугово печи в одном агрегате расширяет возможности использования разных шихтовых материалов, повышает производительность агрегатов, позволяет уменьшить расход электрической энергии, снизить потребляемую из электрической сети мощность, уменьшить влияние помех на сети и снизить затраты на электрооборудование.

Фирма Concast Standard AG (Швейцария) разработала процесс Arcon и для его осуществления двухкорпусной агрегат, состоящий из конвертера с верхней кислородной продувкой и одноэлектродной дуговой печи постоянного тока. Геометрия и размеры корпусов соответствуют характеристикам кислородных конвертеров. Агрегат Arcon имеет производительность 1,6 млн т/год. В качестве металлосихты используют жидкий чугун (40%), гранулированный чугун (5%) и горячебрикетированное губчатое железо (55%). Масса выпускаемой плавки 170 т (170 т стали выпускают каждые 46 мин). Цикл работы агрегата составляет 92 мин. Технология основана на использовании оставленного от предыдущей плавки жидкого расплава массой 50 т, т.е. емкость каждого корпуса 220 т жидкой стали [2]. При такой работе удельный расход электроэнергии составляет 225 кВт·ч, кислорода – 45 м<sup>3</sup>, электродов – 0,7 кг. Токовое время работы двухкорпусного агрегата достигает 95%.

Фирма Mannesmann Demag Metallurgy разработала конструкцию двухкорпусной печи переменного тока, подобную агрегату Arcon, назвав ее Conarc (Converter-arc-furnace). Часть кислорода (до 85%) вду-

вается через многосопловую верхнюю фурму с интенсивностью до 330 м<sup>3</sup>/мин. Расход электроэнергии составляет 187–244 кВт·ч/т (рис. 3).



Рис.3. Схема агрегата CONARC

На Магнитогорском металлургическом комбинате после реконструкции мартеновского цеха в электросталеплавильный (ЭСЦ) в работе остался один двухванный агрегат со средней массой плавки 186 т. Масса металлического лома в завалку составляет от 10 до 40% от массы металлошихты. Агломерат и железная руда в завалку не расходуются, что обеспечивает спокойное протекание плавки без выносов и выбросов металла и шлака из печи. Масса извести или известняка в завалку составляет 4–5% от массы металлошихты, что обеспечивает получение основности шлака перед выпуском не менее 2,3 без дополнительных присадок извести в доводку.

Расход кислорода на продувку и природного газа устанавливается в соответствии с инструкцией по тепловому режиму (см. таблицу).

Тепловой режим плавки в двухванном агрегате

Периоды плавки	Длительность периода, мин	Расход, тыс.м <sup>3</sup> /ч	
		природный газ	кислород
Выпуск и заправка	15	2,0	4,0
Закрытие летки	10	2,0	4,0
Завалка	20	2,0	0,0
Прогрев	10	2,0	4,0
Слив чугуна	10	0,0	4,0
Итого	1 ч 5 мин		
Плавление	45	0,0	9,0
Доводка	20	0,0	8,0
Итого	1 ч 5 мин		

#### Сведения об авторах

**Бигеев Вахит Абдрашитович** – д-р техн. наук, проф. кафедры МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-59. E-mail: v.bigeev11@yandex.ru

**Колесников Юрий Алексеевич** – канд. техн. наук, доц. кафедры МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-73. E-mail: mchm@magtu.ru

**Федянин Артем Николаевич** – аспирант кафедры МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-73. E-mail: mchm@magtu.ru

**Потапова Марина Васильевна** – канд. техн. наук, доц. кафедры МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: marina\_potapova8@mail.ru

Показатели работы двухвального сталеплавильного агрегата ОАО «ММК» свидетельствуют об эффективности используемого технологического процесса. Однако по-прежнему остается проблема экологичности производства из-за негерметичности рабочего пространства агрегата и активного взаимодействия продуктов его плавки с окружающей средой. Если вместо существующего подового двухвального агрегата установить агрегат Conarc, то предварительная оценка показывает: при мощности трансформатора 140 МВА и массы стали на выпуске 180 т с использованием 50% жидкого чугуна в металлошихте можно иметь продолжительность работы под током и при продувке кислородом около 25 мин каждой. При этом расход электроэнергии составит 220 кВт·ч/т, электродов – 1,4 кг/т, а кислорода около 40 м<sup>3</sup>/т. Годовая производительность такого агрегата может составить порядка 2,5 млн т.

#### Список литературы

1. Бигеев В.А., Столяров А.М., Валиахметов А.Х. Металлургические технологии в высокопроизводительном электросталеплавильном цехе: учеб. пособие. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2014. 308 с.
2. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. М.: Мир; ООО «Издательство АСТ», 2003. 528 с.
3. Рощин В.Е., Рощин А.В. Электрометаллургия и металлургия стали. Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2013. 572 с.
4. Металлургия стали / под ред. В.И. Явойского и Г.Н. Ойкса. М.: Металлургия, 1973. 816 с.
5. Опыт выплавки стали в сверхмощной дуговой печи с повышенным расходом твердого чугуна / Бигеев В.А., Валиахметов А.Х., Йенер Бурак, Федянин А.Н. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. №1. С. 15–19.
6. Расширение шихтовой базы плавки стали в дуговых электропечах / Никифоров Б.А., Бигеев В.А., Пантелеев А.В., Ушеров А.И. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. №1. С. 38 – 41.
7. Температурный режим шлака сверхмощной ДСП и технологические параметры плавки / Шешуков О.Ю., Некрасов И.В., Невидимов В.Н., Кузякин В.Г., Ушаков М.В. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2010. №1. С. 29–31.

**Писчаскина Алена Викторовна** – ассистент кафедры МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: [mchm@magtu.ru](mailto:mchm@magtu.ru)

**Абдрахманов Эмиль Илдарович** – студент кафедры МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: [abdrakhmanov.975@gmail.com](mailto:abdrakhmanov.975@gmail.com)

---

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

CONVERGENCE OF STEEL PRODUCTION TECHNOLOGIES  
IN OXYGEN CONVERTER AND ELECTRIC ARC FURNACE

**Bigeev Vakhit Abdrashitovich** – D.Sc. (Eng.), Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519) 29-85-59. E-mail: [y.bigeev11@yandex.ru](mailto:y.bigeev11@yandex.ru)

**Kolesnikov Yury Alekseevich** – Ph.D. (Eng.), Assistant Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519) 29-85-73. E-mail: [mchm@magtu.ru](mailto:mchm@magtu.ru)

**Fedyanin Artem Nikolaevich** – Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519) 29-85-73. E-mail: [mchm@magtu.ru](mailto:mchm@magtu.ru)

**Potapova Marina Vasilyevna** – Ph.D. (Eng.), Assistant Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [marina\\_potapova8@mail.ru](mailto:marina_potapova8@mail.ru)

**Pischaskina Alyona Viktorovna** – Teaching Assistant, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [mchm@magtu.ru](mailto:mchm@magtu.ru)

**Abdrakhmanov Emil Ildarovich** – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [abdrakhmanov.975@gmail.com](mailto:abdrakhmanov.975@gmail.com)

**Abstract.** The ability to install the unit Conarc, representing a combination of converter and electric arc furnace instead of the existing double-bath unit in a EAF plant, OJSC "MMK" is assessed in the paper.

**Keywords:** unit Conarc, oxygen converter, EAF.



УДК 669.184.244

Чангджианг Динг, Сонглин Ду

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА  
И КОНТРОЛЬ КАЧЕСТВА НА ДСП-110 В УСЛОВИЯХ ПРЕДПРИЯТИЯ  
«МАСТИЛЛ» (КИТАЙ)\*

**Аннотация.** В статье кратко описаны характеристики оборудования и технологии выплавки стали на ДСП-110 в условиях предприятия «Мастилл» (Китай). Технология была усовершенствована с целью повышения производительности оборудования. Несмотря на изменение технологии, производственный процесс остается стабильным, качество – контролируемым. Содержание элементов в металле обеспечивается в узком диапазоне: колебание концентрации углерода составляет  $\pm 0,01\%$ , содержание таких вредных примесей, как сера и фосфор контролируется в пределах 0,003 и 0,010% соответственно. Общее содержание кислорода в металле удерживается ниже  $15 \cdot 10^{-6}$ . Качество поверхности непрерывнолитой заготовки составляет 99,5%. Производственная практика показывает, что качество продукции достигло высокого уровня.

**Ключевые слова:** электросталеплавильный процесс, внедрение технологии, качество продукта, эффект контроля.

Введение

Компания «Специальные стали Мастилл» была основана в двенадцатую пятилетку (2011-2015 гг.). Она лидирует по производству рельсовых сталей, включая быстрорежущие, колесные и осевые. Технологии и оборудование для их производства были за-

имствованы из-за рубежа. Основное оборудование для линии непрерывной разливки было разработано и установлено несколькими компаниями: высокоомощная 110-тонная электродуговая печь была поставлена компанией SMS CONCAST; два агрегата «ковш-печь» и вакууматор типа RH (каждый вместимостью 120 тонн) устанавливались преимущественно компанией SMS MEVAC; МНЛЗ для отливки заготовок круглого сечения диаметром 300-600 мм была разработана SMS DEMAG. Линия получения непрерывнолитой заго-

---

\*Перевод Потаповой М.В.

© Чангджианг Динг, Сонглин Ду, 2015

товки была запущена в октябре 2011 года и к настоящему моменту достигла эффективного, бесперебойного производства благодаря максимальному использованию возможностей оборудования, инновациям процесса проектирования, оптимизации производственного процесса.

### 1. Характеристики процесса и оборудования

Процесс состоит из следующих этапов:

- выплавка полупродукта в 110-тонной высокопроизводительной ДСП;
- обработка металла на 120-тонной установке «ковш-печь»;
- вакуумирование на RH-вакууматере вместимостью 120 т;
- разливка стали на МНЛЗ.

Основные характеристики процесса выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки представлены ниже.

*Характеристики получения полупродукта в ДСП:* уникальная система электропитания, технология подачи жидкого чугуна, когерентные кислородные фурмы и пушки-инжекторы для распыления углерода, встроенные в водоохлаждаемые стены, технология вспенивания шлака и операции под флюсом, работа на «болоте» благодаря эркерному выпуску.

*Характеристики обработки металла на установке «ковш-печь»:* функция нагрева, точный контроль температуры и регулирование химического состава расплава; обеспечение однородности стали по температуре и химсоставу посредством продувки металла аргоном; повышение качества металла снижением содержания и изменением формы неметаллических включений; гибкая синхронизация работы ДСП и МНЛЗ и т.д.

*Характеристики процесса вакуумирования металла на установке циркуляционного типа (RH):* высокая способность дегазации и удаления включений благодаря быстрому достижению глубокого вакуума, микролегирование, обеспечение однородности и чистоты металла с помощью точной регулировки струи аргона и т.д.

*Характеристики процесса непрерывной разливки:* использование системы автоматического контроля, большая вместимость промежуточного ковша, технология трехточечного выпрямления, трехстадийное электромагнитное перемешивание и т.д.

## 2. Расширение сортамента продукции и контроль качества

### 2.1. Расширение сортамента выпускаемых марок стали

К концу 2013 года компания освоила производство более чем 100 специальных марок сталей, таких

как легированные конструкционные стали, подшипниковые стали, рессорно-пружинные, колесные, осевые стали, высококлассные холодноштампованные стали, незакаленные отпущенные стали, канатные стали, валковые стали, стали для механических и электрических роторов, тяжелые отливки и поковки, которые широко используются в национальных отраслях, таких как железнодорожная, энергетическая, машиностроительная, нефтегазовая, химическая, металлургическая, авиационная, кораблестроение, архитектура и т.д.

## 2.2. Контроль качества

### 2.2.1. Контроль химического состава

В соответствии с требованиями к химическому составу стали технология обеспечивает преимущества для регулирования содержания элементов в ДСП и установке «Печь-Ковш» путем рассмотрения качественного соотношения элементов расплавленной стали в системе показателей оценки эффективности; получение необходимого содержания элемента требует высокой точности взвешивания легирующего компонента согласно «трем шагам контроля химического состава металла» – достижению целей, микрорегулировке и точной настройке.

Содержание элементов в металле контролировалось в узком диапазоне для обеспечения стабильных свойств стали: колебания концентрации углерода составляют  $\pm 0,01\%$ , марганца и кремния –  $\pm 0,02\%$ . Колебания содержания углерода в продукте представлены на рис. 1. Требуемое содержание углерода – 0,5%.

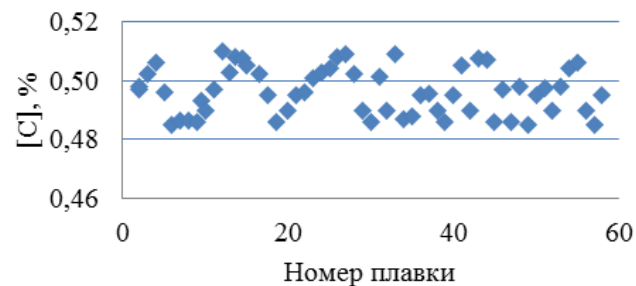


Рис. 1. Колебания содержания углерода в продукте

Фосфор и сера являются вредными примесями для большинства марок сталей. Их необходимо удерживать на низком уровне [1].

Изменение содержания фосфора в процессе выплавки стали в ДСП представлено на рис. 2.

Среднее содержание фосфора в металле на выпуске составляет 0,006%, при непрерывной разливке стали – менее 0,010%. Основные контрольные операции включают: использование 40–60% жидкого чугуна в завалку в ДСП, вспенивание шлака, имеющего высокую основность и окисленность, повышение дефосфорирующей способности шлака при использова-



нии всех преимуществ относительно низких температур периода плавления и окислительного периода [2,3]. Для сталей с ультранизким содержанием фосфора его концентрация на выпуске из ДСП может стабильно обеспечиваться ниже 0,004%, и в готовом продукте содержание фосфора не превысит 0,007%.

Как показано на рис. 3, рафинировочный шлак обладает хорошей десульфурирующей способностью, содержание серы может стабильно поддерживаться в пределах 0,006–0,008% в готовом продукте. Основные контрольные операции включают: наведение шлака соответствующего состава согласно требованиям для производства различных марок стали, определяющим количество шлака, жесткий контроль состава шлака во время обработки, продувку аргоном [4,5]. Изменение содержания серы в металле в течение всего производственного цикла представлено на рис. 3.

Изменение содержания кислорода в стали по периодам выплавки, внепечной обработке и разливке представлено на рис. 4.

Содержание кислорода, азота и водорода в стали – важный показатель ее чистоты и качества.

Статистически общее содержание кислорода в непрерывнолитой заготовке может не превышать  $15 \cdot 10^{-6}$  ppm, минимум может достигать  $8 \cdot 10^{-6}$  ppm. Низкое содержание кислорода в металле обычно обеспечивается следующими технологическими операциями: подача в шихту 40–60% жидкого чугуна; работа на «болоте»; раскисление стали алюминием на выпуске; присутствие в печи-ковше низкоокисленного шлака и присадки алюминия и карбида кальция (основность шлака следует поддерживать более чем 3,5, содержание  $Al_2O_3=20-28\%$ ,  $(FeO+MnO)<0,8\%$ ); глубокое раскисление стали в вакуумторе циркуляционного типа; защита струи металла во время разливки для предотвращения вторичного окисления.

Изменение содержания азота в металле на различных стадиях представлено на рис. 5.

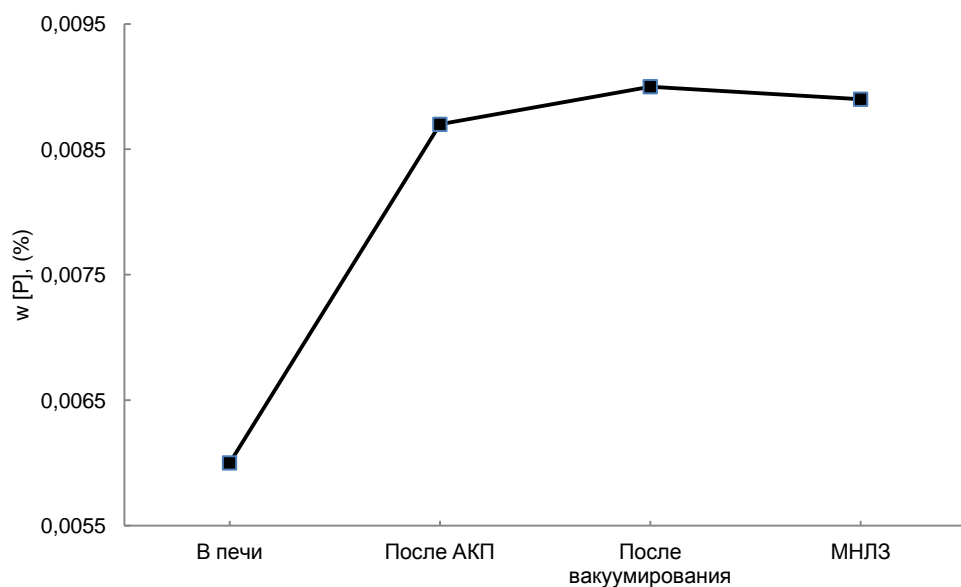


Рис. 2. Изменение содержания фосфора в процессе выплавки стали в ДСП

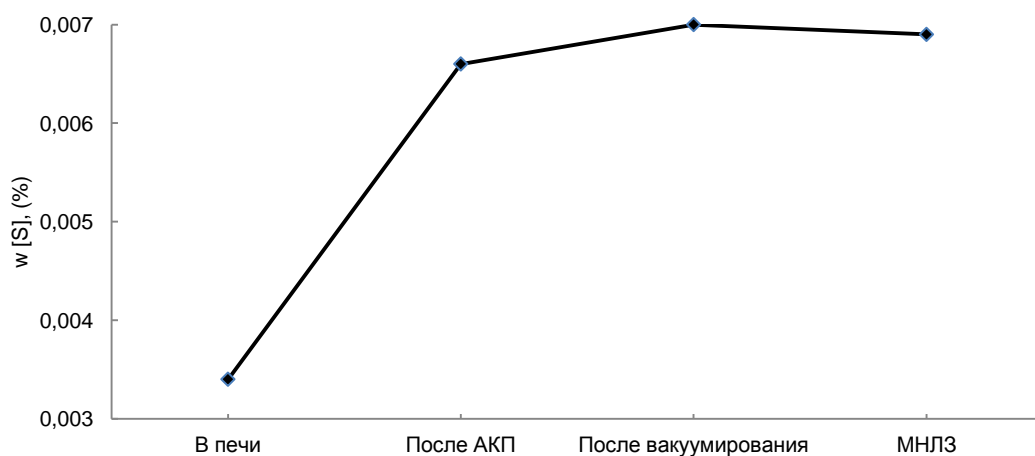


Рис. 3. Изменение содержания серы в металле

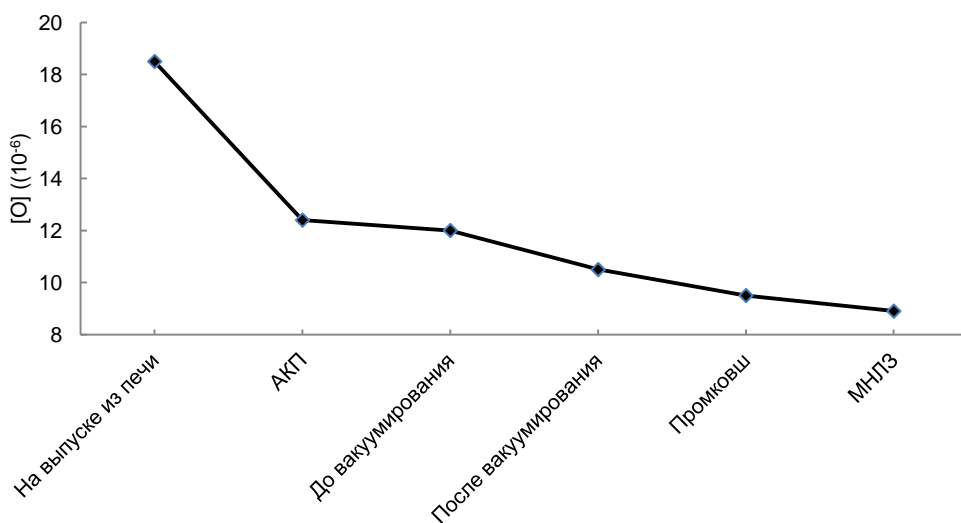


Рис. 4. Изменение содержания кислорода в стали

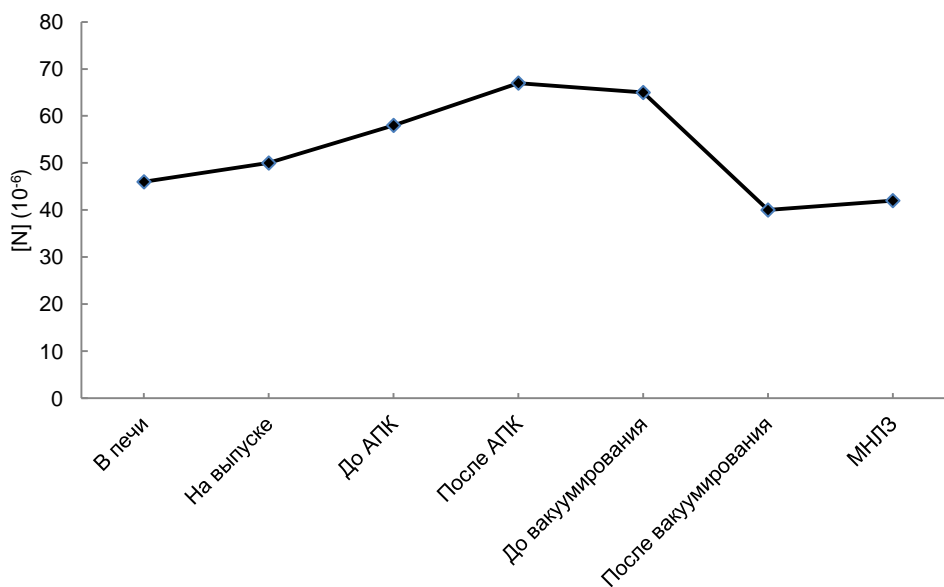


Рис. 5. Изменение содержания азота в металле на различных стадиях производства

Среднее содержание азота на выпуске из ДСП составляет  $46 \cdot 10^{-6}$  ppm, после обработки металла на установке «Печь-ковш» –  $65 \cdot 10^{-6}$  ppm, после дегазации в вакууматоре циркуляционного типа –  $40 \cdot 10^{-6}$  ppm и в непрерывнолитой заготовке –  $42 \cdot 10^{-6}$  ppm.

Частотное распределение встречающихся значений содержания водорода в металле представлено на рис. 6. Среднее содержание водорода после вакуумирования составляет  $0,6 \cdot 10^{-6}$  ppm. Начальное содержание водорода в стали может быть снижено при использовании ферросплавов и шлакообразующих материалов, подвергающихся предварительной сушке. При вакуумировании степень удаления водорода может достигать 80%.

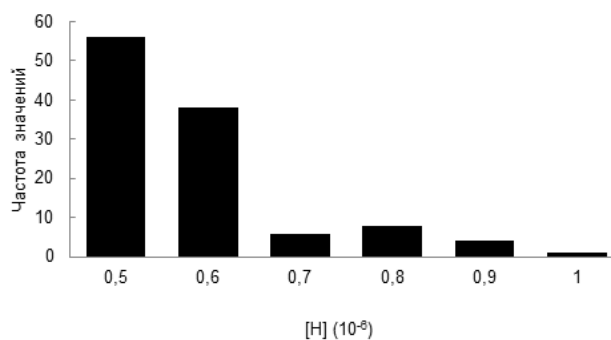


Рис. 6. Частотное распределение значений содержания водорода в металле

2.2.2. Контроль макроструктуры и неметаллических включений непрерывнолитой заготовки

Благодаря контролю концентрации кислорода в стали содержание включений класса А, В и D в стали ниже 1,0 каждого. Уровень качества макроструктуры непрерывнолитой заготовки составляет 99,5%.

Внутреннее качество непрерывнолитой заготовки было улучшено благодаря низкому перегреву металла и постоянному контролю скорости разлива. Осевая пористость заготовки ниже 1,5, общая пористость – ниже 1,0, точечная сегрегация – ниже 1,0.

#### Выводы

С тех пор, как компания «Специальные стали Мاستилл» начала свою деятельность, возможности оборудования каждого передела были реализованы на полную мощность. Процесс проектирования и производственный процесс продолжают оптимизироваться и, как результат, формируется система контроля каче-

ства через активное освоение инноваций и современной практики металлургического производства.

#### Список литературы

1. Jiang Guochang. Purity Steel and Secondary Refining Technology [M]. The first edition. Shanghai: the Science and Technology Press in Shanghai, 1996.
2. Zhai Baiqing Xu Taian. Analysis Reinforced Dephosphorization During Oxidizing Periodic Electric Arc Furnace [J]. Cfhi Technology, 2007 (01).
3. Xu Shizheng. Electric Furnace Steelmaking. Shenyang: The Northeast Industrial University Press. 1993.
4. Chen Yuefeng, Wang Yu. Effects of Ingredient of Refining Slag on Steel-Slag Sulphur Partition Ratio [J]. Special Steel. 2007.04.
5. Tao Xitao, XuZHICHENG. Research and Practice of White Foam Slag Fast Making Technology in LF [J]. Shandong Metallurgy, 2008.08.

---

#### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

#### 110T UHP EAF PROCESSES TECHNOLOGY INTEGRATION AND QUALITY CONTROL IN MASTEEL

**Abstract.** The equipment and process characteristics of 110t UHP EAF in masteel are described briefly in this paper. According to the component and product quality requirements, process design has been improved to make full use of equipment capacity. Through the integration of the process technology, production process is stable, the quality is controllable. The elements in the steel can be controlled within a narrow range, such as carbon content fluctuation is in  $\pm 0,01$  %. Harmful elements sulfur and phosphorus control within 0,003 % and 0,010 % respectively; Total oxygen content in steel stability controlled under  $15 \cdot 10^{-6}$  ppm; The qualification rate of casting blank macrostructure is as high as 99,5 %; Production practice shows that the product quality has reached the high level.

**Keywords:** EAF process, technology integration, quality of products, control effect.

# ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

УДК 658.6:621.74

Вдовин К.Н., Иванова В.А.

## ОЦЕНКА КАЧЕСТВА ЛИТЕЙНОГО КОКСА ПО ЗНАЧЕНИЯМ ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАЧЕСТВА

**Аннотация.** Рассмотрен вопрос оценки качества литейного кокса. Предложена собственная методика оценки качества кокса, учитывающая данные, поступающие на предприятие с сертификатом качества. Есть пример оценки качества кокса.

**Ключевые слова:** качество, кокс, чугун литейный, методика, сертификат.

Оценка качества любой продукции, в том числе литейного кокса, представляет собой процесс получения свидетельств степени соответствия количественных показателей качества продукции установленным требованиям к качеству этой продукции. Процесс получения таких свидетельств основывается на различных методах в зависимости от вида продукции. Например, в работе Г.Г. Азгольдова с сотрудниками, установлены два понятия в области оценки качества: «оценивание» и собственно «оценка». Под оцениванием понимается процесс, результатом которого является информация о качестве продукции с учетом всех его свойств. Оценка же представляет собой результат процесса оценивания. При этом процесс оценивания качества состоит из двух этапов:

- создание методики оценивания качества;
- применение методики оценивания качества.

В представленной работе под термином «оценка качества» литейного кокса понимается процесс получения степени соответствия количественных показателей качества литейного кокса установленным требованиям (рис. 1). На рис. 2 представлены возможные методы оценки качества литейного кокса.

Оценить качество литейного кокса можно путем наличия доказательства соответствия требованиям ГОСТ 3340-88 на литейный кокс [1]. Ими, как правило, является сертификат качества на партию литейного кокса, в котором содержатся значения показателей качества поставленной партии. Поскольку в нормативной документации обычно указаны лишь предельные значения показателей качества литейного кокса, то задача поставщиков не превышать эти значения [2–4]. Тем не менее кокс, соответствующий требованиям нормативной документации, может существенно отличаться от партии к партии, а также иметь низкое качество для выплавки чугуна. То есть имеющийся способ оценки качества литейного кокса может быть неэффективным.

Существует другой метод оценки качества, позволяющий присвоить литейному коксу уровни ка-

чества: отличное, хорошее, удовлетворительное и неудовлетворительное. Сущность метода заключается в оценке каждого показателя качества в сравнении с требованиями ГОСТ [1], а затем в получении комплексного показателя качества кокса. Недостатком этого метода является то, что показатели, определяемые по ГОСТ или ТУ, не охватывают все требования к качеству литейного кокса. Поэтому полученная оценка не может быть объективной.

Качество литейного кокса по ГОСТ 3340-88 определяется такими показателями, как массовая доля общей серы ( , %) – не более 0,6%; зольность ( , %) – не более 12%; массовая доля общей влаги в рабочем состоянии топлива ( , %) – не более 5%; показатель прочности (M40, %) – не менее 73%; массовая доля кусков размером менее нижнего предела, в том числе размером менее 40 мм (%) – не более 6%.

Значения показателей качества поставляемого литейного кокса, соответствующего требованиям указанного ГОСТ, не являются стабильными. Нами установлено по данным сорока шести сертификатов качества на литейный кокс марки КЛ-1, поставляемый от одного поставщика на предприятие Ярославской области в 2014 году, что массовая доля общей влаги варьировалась в течение года от 4,0 до 5%, зольность – от 9,9 до 12,0%, значение общей серы в коксе составляла от 0,42 до 0,48%, показатель прочности – от 73,0 до 73,6 % и массовая доля кусков менее 40 мм – от 5,5 до 5,9% [5, 6].

Колебание состава кокса, как составляющей шихты, приводит к нестабильности состава выплавляемого чугуна. Ранжирование кокса по показателям качества позволит обеспечить упорядочение свойств кокса при смене поставщика, складировании кокса в зависимости от его состава, а также вносить корректировки в расчет шихты, тем самым обеспечив постоянство состава шихты при выплавке чугуна.

По данной методике качество литейного кокса оценивается с присвоением ему уровня качества: отличное качество, хорошее качество, удовлетворительное качество и неудовлетворительное качество для кокса, несоответствующего установленным требова-

ниям хотя бы по одному показателю ГОСТ [1]. Причем для каждого уровня качества литейного кокса определим интервалы значений показателей качества.

Оценка качества литейного кокса легко реализуется с помощью алгоритма для программы Microsoft Excel и включает несколько этапов (рис. 3).

На первом этапе определяются с периодом выборки, например, берут один год. Затем вносят данные показателей качества литейного кокса из сертификатов в сводную таблицу Excel.

На следующем этапе определяют интервалы значений для каждого показателя литейного кокса хорошего качества. Для этого, используя рекомендации национального стандарта ГОСТ Р 50779.22-2005 (ИСО 2602:1980) и программы Microsoft Excel, определяют для каждого показателя качества кокса доверительный интервал для среднего значения (доверительная вероятность 95%, или 0,95). Полученные значения доверительного интервала  $x_{max}$  и  $x_{min}$  (табл. 1) будут соответствовать хорошему качеству кокса.

Зная интервалы значений для показателей, соответствующих хорошему качеству кокса, определяют интервалы значений для отличного и удовлетворительного качества. Значения показателей качества кокса, которые больше  $x_{max}$  (для показателя прочности  $M_{40}$  – меньше  $x_{min}$ ), соответствуют удов-

летворительному качеству. Значения показателей качества кокса, которые меньше  $x_{min}$  (для показателя прочности  $M_{40}$  – больше  $x_{max}$ ), соответствуют отличному качеству. Таким образом, определяют интервалы значений показателей качества литейного кокса для каждого уровня качества (табл. 2).

Далее определяются интервалы значений для каждого уровня качества литейного кокса с учетом всех показателей. Для этого необходимо определить значимость каждого показателя.

Коэффициенты значимости каждого показателя зависят от требований к чугуна и должны устанавливаться экспертным путем. Например, с учетом того, что основная роль кокса заключается в обеспечении необходимой температуры и химического состава чугуна, установим коэффициенты значимости для показателей качества кокса следующим образом (сумма коэффициентов значимости для всех показателей равна единице):

- массовая доля общей серы – 0,35%;
- зольность – 0,25%;
- массовая доля кусков размером менее нижнего предела, в том числе размером менее 40 мм – 0,15%;
- массовая доля общей влаги – 0,1%.

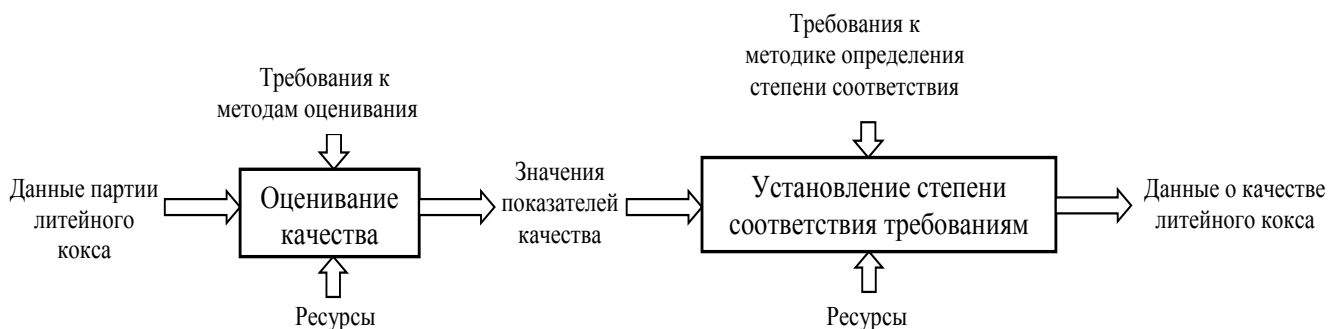


Рис. 1. Процесс оценки качества литейного кокса

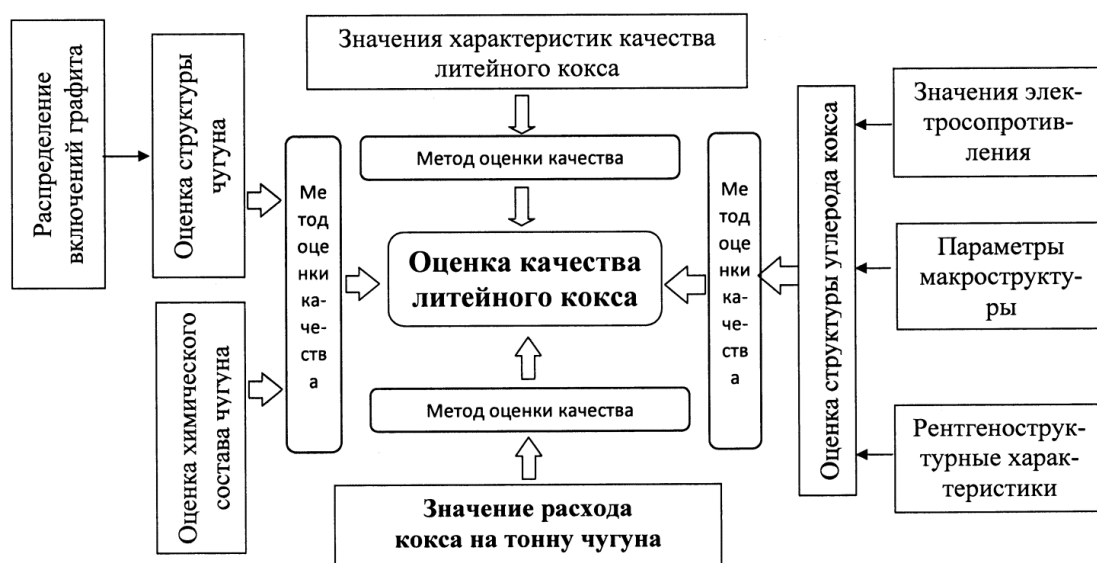


Рис. 2. Методология оценки качества литейного кокса

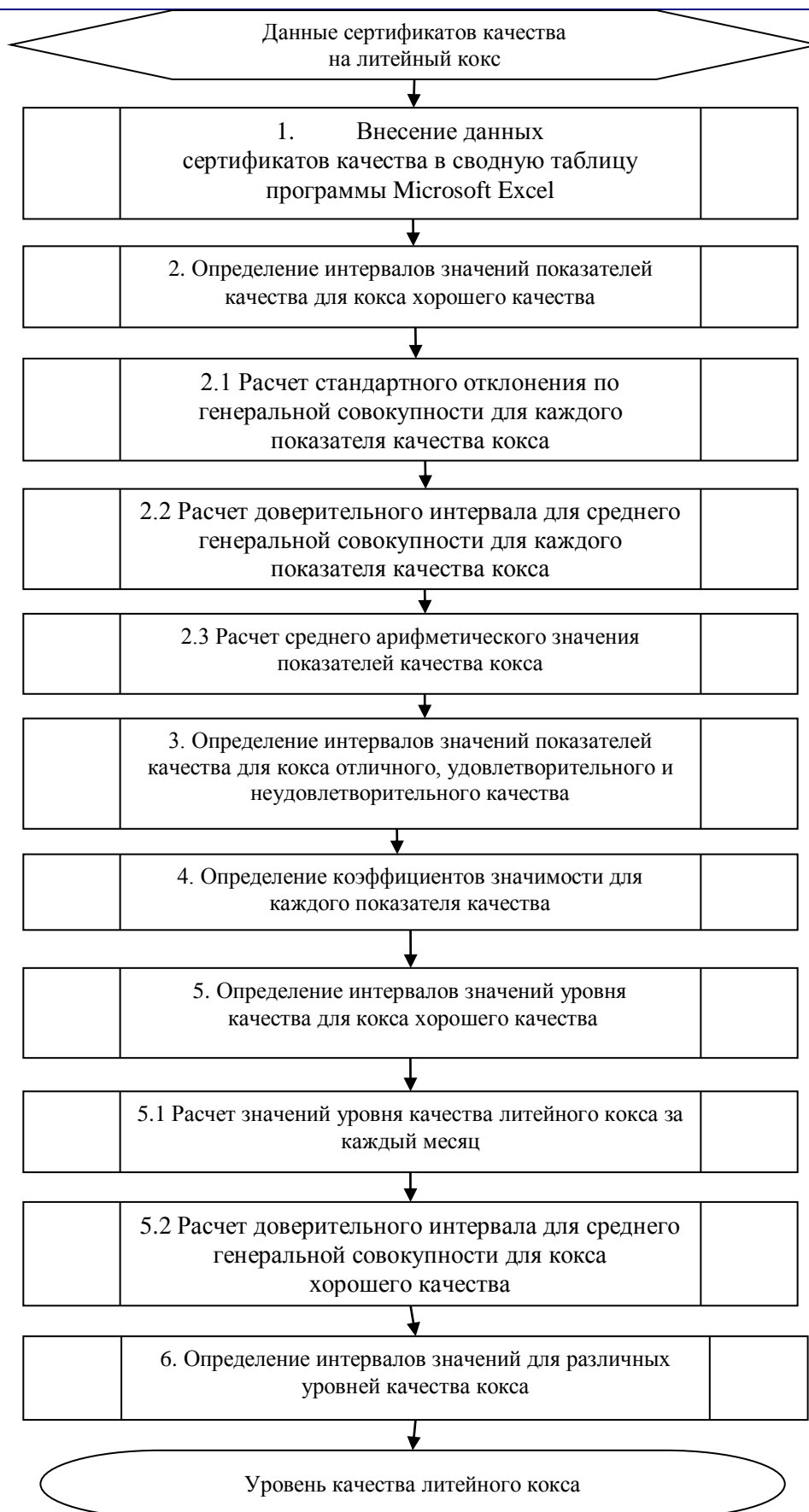


Рис. 3. Блок-схема оценки качества литейного кокса

Таблица 1

Значения расчетных коэффициентов и доверительного интервала для среднего значения показателей качества литейного кокса

Показатель качества литейного кокса	Объем выборки	Среднее арифметическое значений показателей качества	Стандартное отклонение	Значение доверительного интервала для среднего		
Массовая доля общей влаги в рабочем состоянии топлива, %	46	4,66	0,307	0,088	4,57	4,75
Зольность, %	46	11,15	0,626	0,181	10,97	11,33
Массовая доля общей серы, %	46	0,454	0,014	0,004	0,45	0,458
Показатель прочности M <sub>40</sub> , %	46	73,27	0,131	0,037	73,23	73,31
Массовая доля кусков размером менее нижнего предела, %, в том числе размером менее 40 мм	46	5,78	0,094	0,027	5,76	5,81

Таблица 2

Значения показателей для различных уровней качества литейного кокса

Показатели качества кокса	Уровень качества кокса			
	Отличное	Хорошее	Удовлетворительное	Неудовлетворительное
Массовая доля общей влаги, %	<4,6	4,6–4,8	4,9–5,0	>5,0
Зольность, %	<11,0	11,0–11,3	11,3–12,0	>12,0
Массовая доля общей серы, %	<0,45	0,45–0,46	0,47–0,60	>0,60
Показатель прочности M <sub>40</sub> , %	>73,3	73,2–73,3	73,1–73,0	<73,0
Массовая доля кусков размером менее нижнего предела, %, в том числе размером менее 40 мм	<5,8	5,8	5,9–6,0	>6,0

- показатель прочности M<sub>40</sub> – 0,15%.

Затем с учетом выбранных коэффициентов рассчитывается значение уровня качества литейного кокса (Y<sub>к</sub>) с учетом коэффициентов значимости за каждый месяц:

$$Y_k = Y_{KS} \cdot 0,35 + Y_{KA} \cdot 0,25 + Y_{KM40} \cdot 0,15 + Y_{KM<40} \cdot 0,15 + Y_{KW} \cdot 0,1,$$

где Y<sub>KS</sub> – среднее арифметическое значение показателей уровня качества кокса по массовой доле общей серы ( );

Y<sub>KA</sub> – среднее арифметическое значение показателей уровня качества кокса по зольности ( );

Y<sub>KM40</sub> – среднее арифметическое значение показателей уровня качества кокса по показателю прочности (M<sub>40</sub>);

Y<sub>KM<40</sub> – среднее арифметическое значение показателей уровня качества кокса по массовой доле кусков размером менее нижнего предела, %, в том числе размером менее 40 мм (условное обозначение M<sub><40</sub>);

Y<sub>KW</sub> – среднее арифметическое значение показателей уровня качества кокса по массовой доле общей влаги ( ).

Результаты расчетов показали, что в январе 2009 года уровень качества поставляемого на предприятие литейного кокса составил 4,65; в феврале – 4,60; апреле – 4,80; мае – 3,90; июне – 3,75; июле – 3,30; августе – 3,80; сентябре – 3,40; октябре – 3,50; ноябре – 3,85; декабре – 3,45.

Далее, используя рекомендации национального стандарта ГОСТ Р 50779.22-2005 (ИСО 2602:1980) и программу Microsoft Excel, определяется интервал значений для кокса хорошего качества, соответствующий доверительному интервалу для среднего значения (вероятность принимается 95%).

По результатам расчетов кокс хорошего качества имеет интервал значений уровня качества от 3,55 до 4,27. Он будет иметь отличное качество, если расчетное значение уровня качества литейного кокса Y<sub>к</sub> > 4,27; удовлетворительное – если Y<sub>к</sub> < 3,55.

Приведем пример оценки качества литейного кокса.

Данные сертификата качества на партию кокса содержат следующие значения показателей качества: массовая доля общей влаги – 4,3%; зольность – 10,5%; массовая доля общей серы – 0,45%; показатель прочности M<sub>40</sub> – 73,2%; массовая доля кусков размером менее нижнего предела, %, в том числе размером, менее 40 мм – 5,8.

Определим уровень качества поставляемого кокса для каждого показателя, используя данные табл. 2: массовая доля общей влаги – отличное качество; зольность – отличное качество; массовая доля общей серы – отличное качество; показатель прочности – удовлетворительное качество; массовая доля кусков размером, менее нижнего предела, %, в том числе размером, менее 40 мм – хорошее качество.

С учетом коэффициентов значимости для каждого показателя рассчитаем значение категории качества литейного кокса:

$$0,35 \cdot 5 + 0,25 \cdot 5 + 0,15 \cdot 3 + 0,15 \cdot 4 + 0,1 \cdot 5 = 4,55.$$

Сравниваем полученное значение категории качества кокса со значениями доверительного интервала (4,55 > 4,269) и получаем категорию качества литейного кокса – отличное.

Таким образом, проведенный анализ данных сертификатов качества поставляемого литейного кокса за определенный период, например за год, позволяет

установить интервалы значений для каждого уровня качества как для каждого показателя, так и для кокса в целом и тем самым оценить его качество (табл. 3).

Таблица 3

Качество литейного кокса, поставляемого на предприятие в 2014 году

Месяц	Уровень качества литейного кокса
Январь	Отличное
Февраль	Отличное
Апрель	Отличное
Май	Хорошее
Июнь	Хорошее
Июль	Удовлетворительное
Август	Хорошее
Сентябрь	Удовлетворительное
Октябрь	Удовлетворительное
Ноябрь	Хорошее
Декабрь	Удовлетворительное

#### Сведения об авторах

**Вдовин Константин Николаевич** – д-р техн. наук, проф., зав. каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (3519)29-84-19. E-mail: [Vdovin@magtu.ru](mailto:Vdovin@magtu.ru)

**Иванова Валерия Анатольевна** – канд. техн. наук., доц., зав. каф. технологии материалов, стандартизации и метрологии, Ярославский государственный технический университет. E-mail: [ivanova-waleriya@mail.ru](mailto:ivanova-waleriya@mail.ru)

### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

#### ASSESSMENT OF QUALITY OF FOUNDRY COKE BY THE VALUES OF QUALITY INDICATORS

**Vdovin Konstantin Nikolaevich** – D.Sc. (Eng.), Professor, Head of the department of Materials Science and foundry, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519)29-85-30. E-mail: [Vdovin@magtu.ru](mailto:Vdovin@magtu.ru)

**Ivanova Valery Aleksandrovna** – Ph. D. (Eng.), Associate Professor, Head of the Department of materials technology, standardization and Metrology, Yaroslavl State Technical University.

**Abstract.** *The question of assessing the quality of foundry coke. Proposed the technique of an estimation of quality of coke, taking into account the data coming into the enterprise with the quality certificate. There is an example of assessing the quality of coke.*

**Keywords:** *quality, coke, iron foundry, methodology, certificate.*



УДК 621.743.42

Фирстов А.П.

## СУШКА ПЕСЧАНО-МАСЛЯНЫХ СВЯЗУЮЩИХ

**Аннотация.** Оптимизация технологии получения отливок с применением песчано-масляных связующих позволит использовать в литейном производстве экологически чистые связующие, что обеспечит повышенное качество литья со значительной комфортностью производственного места рабочего.

**Ключевые слова:** стерневые смеси, песчано-масляные связующие, сиккатив, экологически чистое литье, комфортность.

© Фирстов А.П., 2015



Песчано-масляные связующие начинают все меньше применять в литейных цехах. Вместо масляных связующих используются их заменители (связующие П, ПТ, ГТФ, КО и др.), не содержащие в своем составе растительных масел. Данные связующие являются либо остатками переработки нефти (связующие П, УСК-1, КО) или сланцев (ГТФ), либо отходами бумажной промышленности (ЛСТ-А, талловое масло), либо их комбинациями (СП и СБ). Применение перечисленных связующих, в сравнении с растительными маслами, снижают комфортность производственного места рабочего. Песчано-масляные смеси позволяют достичь высокой прочности формочной смеси после сушки, негигроскопичны, смесь к оснастке не прилипает, имеют хорошую выбиваемость [1–3].

Помимо положительных черт есть недостатки. Недостатками песчано-масляных связующих являются необходимость длительной сушки, малая термостойкость, низкая прочность в сыром состоянии. Благодаря низкой сырой прочности и медленному высыханию песчано-масляные смеси чаще, чем другие смеси, требуют применения драйверов [4].

Отверждение масляных связующих происходит, в основном, при сушке. Продолжительность и температура сушки зависит от массы форм и вида растительного масла. Для масляных связующих данные параметры лежат в следующих пределах: продолжительность сушки стержней массой от 10 до 50 кг равна 1,5–5,0 ч при оптимальной температуре 200–250°C [5,6]. Введение определенных компонентов в смесь позволяет существенно ускорить этот процесс [7].

Чтобы формы или стержни, содержащие связующее на основе растительных масел, набирали прочность за время сушки, необходимо использовать сиккатив. Сиккатив является не менее важным компонентом смесей, чем само связующее, а с точки зрения управления процессом отверждения играет решающую роль.

Высыхание таких смесей – сложный химический процесс, который в отсутствие сиккатива протекает очень медленно. Последнее утверждение ка-

сается невысыхающих масел, таких как миндальное и касторовое масло.

Триглицериды составляют главную массу (до 95–98%) липидов, входящих в растительные масла. Они представляют собой сложный эфир глицерина и жирных кислот. Все триглицериды имеют одинаковую глицериновую часть и часть, состоящую из различных жирных кислот. Поэтому свойства триглицеридов будут обусловлены наличием тех или иных жирных кислот, входящих в состав триглицерида. Жирные кислоты — алифатические одноосновные карбоновые кислоты с открытой цепью. Они могут быть насыщенными, мононенасыщенными и полиненасыщенными.

Двойные углерод - углеродные связи (химически реакционные места в молекуле связующего) легко присоединяют кислород с образованием перекисей (рис.1).

Реакционная способность перекисей при комнатной температуре мала, и при их разложении часто восстанавливается двойная связь за счет отделения кислорода. Для того чтобы процесс пошел с образованием химически активного соединения, нужно добавить в связующее органические соли кобальта, марганца, циркония или других металлов, которые катализируют разложение перекисей с образованием свободных радикалов, например аллильных.

Активность образующихся аллильных свободных радикалов ( $\text{CH}_2=\text{CH}-\text{CH}_2\cdot$ ), если ее сравнивать с активностью других свободных радикалов, например винильной ( $\text{CH}_2=\text{CH}\cdot$ ), не очень велика, но она имеет гораздо большую реакционную способность перекисей.

Свободный аллильный радикал в перекисной форме (рис. 2,а) может реагировать со многими компонентами смеси, однако при встрече с другой двойной связью он образует новый свободный радикал большего размера, который (рис.2,б), в свою очередь, может продолжить стадию роста цепи в реакции окислительной полимеризации по реакции Дильса-Альдера и активизировать сушку масла за счет присутствия свободной связи [8,9].

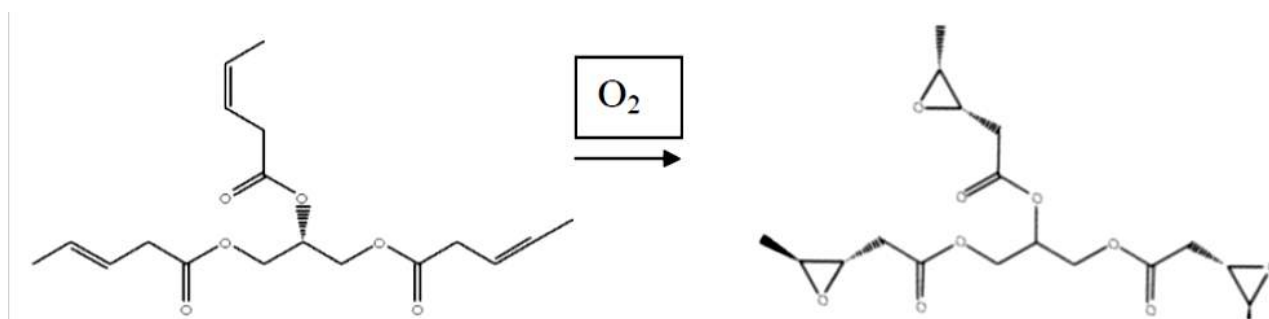


Рис.1. Окисление триглицерида масляной кислоты до перекиси

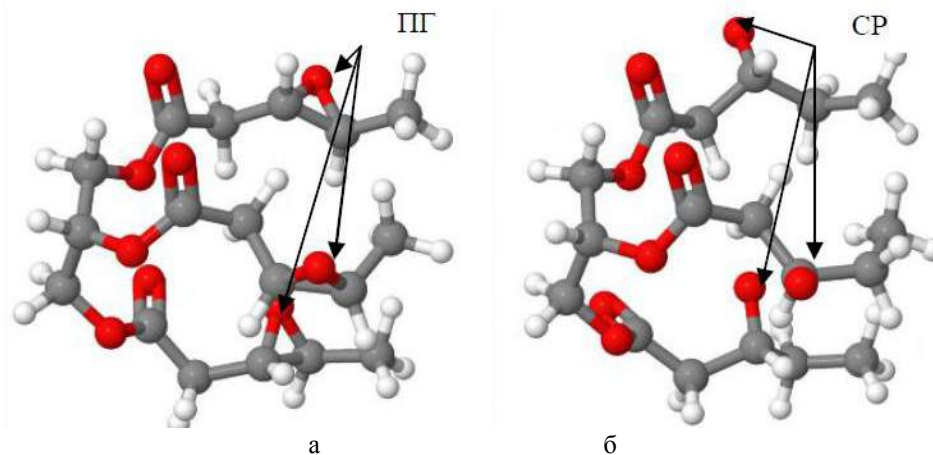


Рис.2. Объемная молекула триглицерида масляной кислоты: а – с перекисными группами (ПП); б – со свободными радикалами (СР), имеющими свободную связь

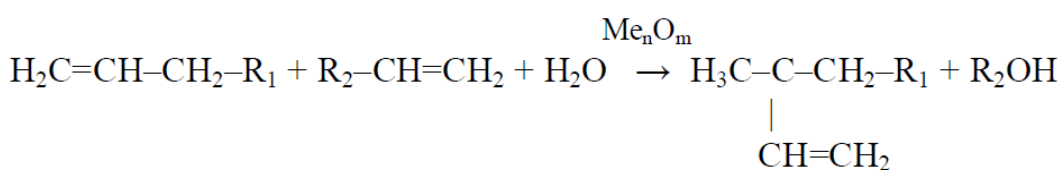


Рис.3. Окислительная полимеризация растительных масел

Сиккатив ведет себя как катализатор (Me<sub>n</sub>O<sub>m</sub>), способствуя переносу O<sub>2</sub> из перекиси [10].

В зависимости от типа сиккатива процесс отверждения начинается либо с формирования поверхностной пленки (кобальтовые сиккативы) либо на поверхности наполнителя, а затем распространяется по всей толщине связующего (свинцовые сиккативы). Соли марганца менее активны, чем кобальтовые, но они способствуют равномерному отверждению связующего по всему объему [11,12].

Скорость высыхания масляных связующих пропорциональна количеству вводимого сиккатива лишь до определенного предела. Если сиккатив вводится в количестве, превышающем оптимальное значение, скорость высыхания снова снижается. Следует учитывать, что действие сиккативов не прекращается и после отверждения. Активность сиккативов определяется главным образом типом металла и его концентрацией, которая составляет обычно 0,01–0,5% (в расчёте на массу масла) [13].

Работа проводилась в лаборатории ФЛЦ ОАО «ЕВРАЗ НТМК» на производственной формовочной смеси состава, приведенного в таблице, а опытные смеси №1 и 2 имели тот же состав, но с добавкой кобальтового сиккатива состава: кобальт уксуснокислый 12–15 в.ч., масло подсолнечное 100 в.ч., и марганцевого сиккатива (НФ-3) состава: нафтенат марганца 20–23 в.ч., масло подсолнечное 100 в.ч, в пропорции 1:1.

Продолжительность сушки опытной №1 и производственной смеси соответствовала стандарту предприятия (СТП) и равнялась 3 ч при температуре 200–220°С.

Режим сушки опытной формовочной смеси №2, при одинаковом содержании компонентов всех трех смесей, был следующим: 2,5 ч при температуре 180°С.

По ГОСТ 23409.0 – 25-78 определяли свойства формовочной смеси для стального литья. Результаты испытаний сведены в таблицу.

Состав и свойства стержневых смесей

Формовочная смесь	Состав, % по массе					Свойства смеси			
	Песок марки 4КЗО402	Глина	Оборотная смесь	Рапсовое: подсолнечное масло (3:1)	Сиккатив (от массы связующего)	Газопроницаемость, ед.	Влажность, %	Предел прочности, МПа	
								при сжатии во влажном состоянии	при растяжении в сухом состоянии
Производственная	40–45	0,2	50–55	2,0–3,0	-	60–70	4,0–5,0	0,006	0,26
Опытная №1	40–45	0,2	50–55	2,0–3,0	0,2	70	5,5–6,0	0,009	0,30
Опытная №2	40–45	0,2	50–55	2,0–3,0	0,2	70	5,5–6,0	0,01	0,38

Из полученных данных видно что, вводя в состав смесей сиккатив, можно добиться повышения прочностных свойств без снижения времени и температуры сушки.

Дальнейшая оптимизация процесса отверждения масляного связующего, связанная со снижением параметров сушки, позволяет выйти не только на повышение прочности стержневых смесей, но и даст экономии энергозатрат на сушку и снижение времени технологического процесса.

#### Список литературы

1. Гуляев Б.Б., Корнюшкин О.А., Кузин А.В. Формовочные процессы. Л.: Машиностроение. Ленингр. отд-ние, 1987. 264 с.
2. Литейное производство / под ред. И.Б. Куманина. М.: Машиностроение, 1971. 320 с.
3. Жуковский С.С. Прочность литейной формы. М.: Машиностроение, 1989. 288 с.
4. Чудаков Е.А. Машиностроение. Энциклопедический справочник. Разд. 3. М., 1947. Т. 6. С. 374.
5. Цветное литье: справочник / Галдин Н.М., Чернега Д. Ф, Иванчук Д. Ф. и др. М.: Машиностроение, 1989. 512 с.
6. Остапенко Н., Кроповицкий Н. Технология металлов: учебник для ПТУ. М.: Высш. шк., 1970. 344 с.
7. Емельянова А.П. Технология литейной формы: учебник для техникумов цветной металлургии. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Машиностроение, 1986. 224 с.
8. Де Вульф Р., Янг В. Химия алкенов: пер. с англ. Л., 1969. 409 с.
9. Смит В.А., Дильман А.Д. Основы современного органического синтеза: учеб. пособие. М.: БИНОМ, Лаборатория знаний, 2009. 750 с.
10. Головкин Н.А., Перкель Р.Л. Анализ свободных жирных кислот в природных жирах методом газо-жидкостной хроматографии / «Труды ВНИИЖ». 1970. Вып. 27. С. 85 – 92.
11. Виннер А.В. Материалы масляной живописи. М.: Сварог и К, 2000. 480 с.
12. Тинус К.Т. Пластификаторы. М.; Л.: Химия, 1964. 915 с.
13. Шайбер И.Н. Химия и технология искусственных смол. М.; Л.: Госхимиздат, 1949. 595 с.

#### Сведения об авторе

**Фирстов Александр Петрович** – канд. техн. наук, доц. кафедры «Металлургические технологии», Нижнетагильский технологический институт, филиал Уральского федерального университета, г. Нижний Тагил. E-mail: [first55@mail.ru](mailto:first55@mail.ru)

---

#### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

#### DRYING OF OIL-SAND BINDERS

**Firstov Alexander** – Ph. D. (Eng.), Associate Professor Nizhny Tagil Technological Institute, branch Ural Federal University, Nizhny Tagil. E-mail: [first55@mail.ru](mailto:first55@mail.ru)

**Abstract.** Optimization of technology for production of castings with the use of oil-sand binder will be used in eco-friendly foundry binder, which will provide high quality casting with considerable comfort industrial work places.

**Keywords:** stubble mixture of oil-sand binder, desiccant, eco-friendly casting, the comfort.



# ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.771.08:620.179.16

Лисовская М.А., Савченко Ю.И.

## УСТАНОВКА УЛЬТРАЗВУКОВОГО И ВИХРЕТОКОВОГО КОНТРОЛЯ РАБОЧИХ ВАЛКОВ ИЗ СТАЛИ МАРОК 9Х И 9Х2МФ, ИЗГОТОВЛЕННЫХ МЕТОДОМ ЭШП

**Аннотация.** В работе представлена разработанная и изготовленная в лаборатории неразрушающего контроля (кафедра физики, МГТУ) автоматизированная установка ультразвукового и вихретокового контроля рабочих валков, изготовленных методом ЭШП. Данная установка позволяет выявлять как поверхностные, так и внутренние дефекты в валках. Внедрение установки на металлургические заводы позволяет осуществлять контроль при изготовлении, входной контроль, то есть первичную паспортизацию валков, а также проводить мониторинг в процессе эксплуатации для своевременно обнаружения дефектов и отслеживания их развития.

**Ключевые слова:** рабочий валок, электрошлаковый переплав, неразрушающий контроль, ультразвуковой контроль, вихретоковый контроль, автоматизированная установка, качество.

Рабочие валки – это основной инструмент прокатного производства, обеспечивающий надлежащее качество готового проката. Бесперебойная работа мощного прокатного стана и получение высококачественной продукции в значительной степени зависит от качества валков. Стойкость валков – основной параметр, определяющий качество и существенно влияющий на себестоимость готовой продукции [1].

В настоящее время большинство валков списывается в лом по среднестатистическим показателям стойкости или из-за неустраняемых дефектов, не достигая полной выработки. На рис. 1 приведена диаграмма причин внепланового списания рабочих валков на различных заводах РФ, где наглядно показано, что основная причина вывода их из эксплуатации – это поверхностные дефекты [2]. По результатам статистического исследования в цехе ленты холодного проката ОАО «ММКЗ» основной причиной выхода из строя рабочих валков из стали марок 9Х, 9Х1 является отслоение и выкрошка (96%) [3].

Дефекты, приводящие к преждевременному разрушению валков, можно разделить на три группы: конструкционные, производственные и эксплуатационные [4].

Конструкционные дефекты приводят к массовым разрушениям валков, причина которых кроется в их конструктивных недостатках в виде несоответствия материала или условий эксплуатации.

Производственные дефекты (плавления и литья, термической и механической обработок) возникают в результате нарушения технологического процесса при изготовлении валков.

Эксплуатационные дефекты зарождаются или развиваются при эксплуатации валков. Основная причина дефектов этой группы – нарушение технологии прокатки.

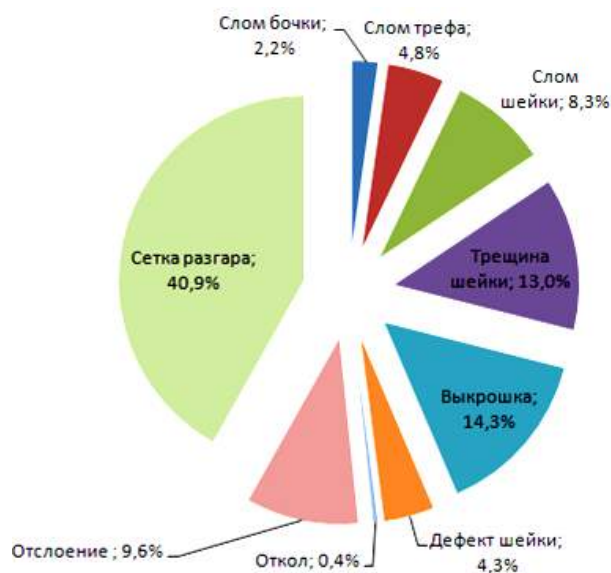


Рис. 1. Причины списания рабочих валков

Производство валков методом электрошлакового переплава (ЭШП) – это технология утилизации отработанных и дефектных валков в качестве электродов для переплава. Проведенные сравнительные испытания новых и переплавленных валков показали, что их свойства и стойкость практически не отличаются, а стоимость валка после ЭШП в три раза ниже [5, 6]. У валков, изготовленных методом ЭШП, практически отсутствуют дефекты плавки и литья, такие как неметаллические включения, флокены, пористость, плены, ликвация, раковины, что приводит к повышению плотности, однородности структуры и равномерности свойств металла [7, 8]. Тем не менее после термических и механических обработок валка необходимо осуществлять неразрушающий контроль (НК) по-

верхности для обнаружения производственных дефектов [9].

При неразрушающем контроле валков сталкиваются с двумя основными проблемами: методическими и аппаратными [3].

Методические проблемы заключаются в том, что в существующих нормативных документах по контролю стальных опорных и рабочих валков не предусматривается обнаружение поверхностных и подповерхностных дефектов, не регламентированы процедуры вихретокового, магнитного и визуально-измерительных методов неразрушающего контроля (МНК). Кроме того, в действующих нормативных документах одни и те же положения трактуются по-разному, что приводит к разногласиям между изготовителями и потребителями валков.

В таблице приведены МНК, рекомендуемые для контроля прокатных валков [10].

МНК для контроля прокатных валков

Вид контроля	Ручной НК		Автоматизированный НК	
	поверхностные дефекты	внутренние дефекты	поверхностные дефекты	внутренние дефекты
Визуально-измерительный	+	--	+	--
Вихретоковый	+	--	++	--
Ультразвуковой (акустический)	++*	++	-	++
Магнитопорошковый (магнитный)	+	--	-	--
Капиллярный (проникающими веществами)	+	--	--	--

Примечание. Значками указана эффективность применения метода: ++ хорошая; + удовлетворительная; - неудовлетворительная; -- непригодная.

\* Для обнаружения поверхностных дефектов применяются поверхностные волны.

Из представленных в таблице материалов следует, что ни один методов неразрушающего контроля не являются универсальными. Каждый из них может быть использован наиболее эффективно для обнаружения определенных дефектов в валках, и для повышения качества и надежности контроля необходимо применять комплексный контроль, то есть два или несколько различных МНК.

Обзор современных установок для неразрушающего контроля валков свидетельствует об отсутствии универсальных установок [11, 12]. Каждая настроена, во-первых, на определенный тип отливки, размер и материал валков; во-вторых, на обнаружение конкретного вида дефектов; в-третьих, как уже упоминалось, требует разработки нормативно-технической документации и специальной методики контроля. Следовательно, аппаратная проблема не может быть решена только с помощью закупки соответствующего оборудования (установки).

При разработке установки НК валков были выбраны два МНК: ультразвуковой (УЗК) и вихретоковый (ВТ), что позволило обнаруживать в валках как внутренние, так и поверхностные дефекты. Оба метода могут быть реализованы в автоматическом режиме, что позволяет осуществлять контроль качества валков в процессе изготовления, при вводе в производство – входной контроль, а также проводить эксплуатационный контроль.

Объект контроля – рабочие валки станов холодной прокатки диаметром бочки 200 мм и длиной 400 мм из стали марок 9Х, 9Х2МФ, изготавливаемых методом ЭШП.

Для обнаружения дефектов в рабочих валках в лаборатории НК кафедры физики была разработана, сконструирована и изготовлена установка, схема которой приведена на рис. 2 [13, 14]. В ней осуществляется вращение валка вокруг своей оси и осевое перемещение датчика вдоль оси. Состоит установка из станины, на которой расположен двигатель с редуктором 2, и блока шестерен, передающих вращение на валок 3. Валок лежит на четырех роликах 1, находящихся попарно на двух опорных валах, и совершает вращение вокруг своей оси с постоянной скоростью.

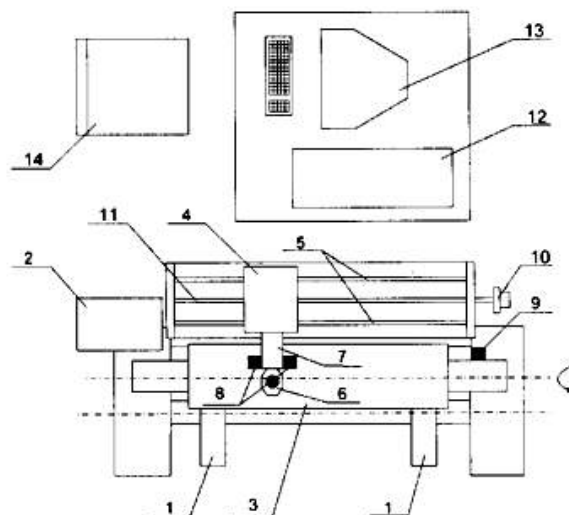


Рис. 2. Установка НК валков:

- 1 – ролик опорный; 2 – привод валка; 3 – валок;
- 4 – каретка; 5 – направляющие штанги; 6 – серьга, с УЗК (или вихретоковым) преобразователем; 7 – рычаг;
- 8 – левый и правый концевые выключатели;
- 9 – датчик числа оборотов валка; 10 – датчик начала движения; 11 – винт перемещения; 12 – системный блок с ультразвуковой платой (для УЗК сканирования);
- 13 – монитор; 14 – место оператора

На станине расположены винт перемещения 11 и направляющие штанги 5, по которым перемещается каретка 4. На винт перемещения прикреплен датчик начала движения 10. Датчик (УЗК или ВТ) крепится в серьге 6 на каретке 4. Положение каретки относи-

тельно валка контролируется концевыми выключателями 8 и датчиком числа оборотов 9. В процессе сканирования каретка вместе с преобразователем перемещается параллельно вращающемуся валку с постоянной скоростью. В результате датчик описывает по поверхности валка витки с постоянным шагом 5 мм.

Ультразвуковое сканирование валка осуществляется с помощью преобразователя фирмы «PANAMETRICS» V309 5 МГц, подключенного к плате ультразвукового дефектоскопа PCUS-10. Процессом управляет персональный компьютер. Частота вращения валка и скорость движения каретки стабилизированы и их значения введены в программу, которая в процессе сканирования рассчитывает положение каретки относительно валка и угол его поворота. Для синхронизации измерений с вращением валка используется датчик начала движения. Процесс записи сигналов с ультразвуковой платы PCUS-10 начинается с момента срабатывания датчика вращения валка и отключения левого концевого выключателя и заканчивается при срабатывании правого выключателя. По завершению процесса на экран монитора выводится «карта валка» с указанием местоположения и размеров дефектов.

Для вихретокового сканирования применяется дефектоскоп «Конастанта ВД1», который предназначен для выявления поверхностных дефектов. Сканирование проводится аналогично ультразвуковому,

результаты передаются на компьютер, где обрабатываются и выдаются также в виде «карты валка».

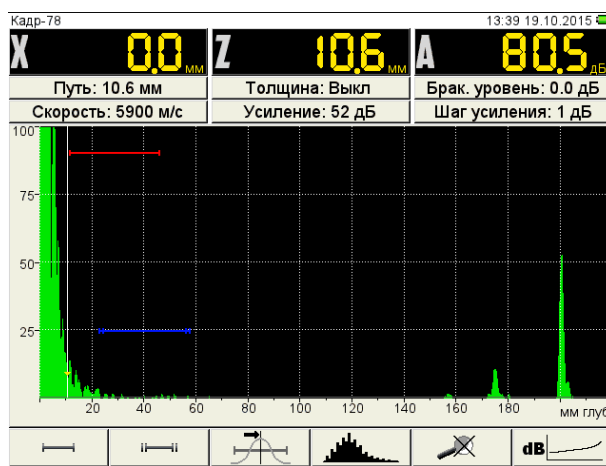
По полученным «картам валка» делается заключение о его годности. Если валок оказался забракован, то для детального исследования обнаруженных дефектов применяется ручной контроль с использованием ультразвукового дефектоскопа А1212, результатом которого будет отправление валка на утилизацию или на устранение дефектов с помощью механической обработки.

Таким образом, разработана и изготовлена установка для автоматического контроля рабочих валков. Написана инструкция о порядке настройки и работы на установке и форма отчетов результатов контроля. Установка НК валков позволяет обнаруживать поверхностные и внутренние дефекты, которые могут привести к поломке валка, либо к браку продукции. Благодаря непрерывному сканированию всей поверхности валка осуществляется контроль всего его объема.

Применение автоматизированной установки НК валков на металлургических заводах позволяет проводить контроль при изготовлении, первичную паспортизацию валков (контроль до начала эксплуатации), а также проводить мониторинг в процессе эксплуатации для своевременного обнаружения дефектов и отслеживания их развития. Все это приводит к уменьшению количества аварийных ситуаций, связанных с разрушением валков.



а



б

Рис. 3. Установка НК прокатных валков в ручном режиме:  
а – общий вид; б – вид экрана прибора

#### Список литературы

1. Прокатные валки / К.Н. Вдовин, Р.Х. Гималетдинов, В.М. Колокольцев и др. Магнитогорск: МГТУ, 2005. 540 с.
2. Самедов Я.Ю. Проблемы неразрушающего контроля прокатных валков // Дефектоскопия. 2008. №4. С. 3–10.
3. Давыдов А.В. Неразрушающий контроль качества прокатных валков // Журнал научных публикаций аспирантов и докторантов. Курск, 2009. Вып. 8. С. 131–132.
4. Физические методы контроля. Дефекты продукции. Контроль качества продукции: учеб. пособие / Савченко Ю.И., Рыскужина И.В., Мишенева Н.И., Шефер О.Ю., Вострокнутова О.Н. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. 48 с.
5. Освоение производства рабочих валков станов холодной прокатки методом электрошлакового переплава / Вдовин К.Н., Вершигора С.М., Адамчук С.В., Семенова О.В. // Теория и тех-

- нология металлургического производства. Магнитогорск: МГТУ, 2004. Вып. 4. С.130–133.
6. Вдовин К.Н., Лисовская М.А. Производство стальных валков методом ЭШП и магнитный мониторинг их качества // Металлургические процессы и оборудование. 2013. № 3 (33). С. 33–40.
  7. Башнин Ю.А. Влияние способа выплавки на структуру и свойства стали для производства прокатных валков // Сталь. 1984. № 10. С. 65–69.
  8. Белевский Л.С., Исмагилов Р.Р. Пути повышения служебных свойств валков станов холодной прокатки // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. № 1. 2012. С. 56–60.
  9. Вдовин К.Н., Лисовская М.А. Магнитный мониторинг рабочих валков при искусственном старении // Теория и технология металлургического производства. 2014. № 2 (15). С.91–95.
  10. Самедов Я.Ю. Особенности НК прокатных валков // В мире НК. Март, 2011. № 1 (51). С. 30–31.
  11. Савченко Ю.И., Лисовская М.А., Рыскужина И.В. Обзор современных автоматизированных установок для неразрушающего контроля валков // Физика и физические методы неразрушающего контроля: сб. науч. тр.; под ред. Ю.И. Савченко. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. С. 69–74.
  12. Патент на полезную модель 119119 RUS. Установка ультразвукового контроля крупногабаритных изделий/ Вдовин К.Н., Егорова Л.Г., Армизонов В.А., Лисовская М.А. 27.03.2012.
  13. Давыдов А.В. Методика оценки качества прокатных валков при помощи установки ультразвуковой диагностики // Журнал научных публикаций аспирантов и докторантов. Курск, 2009. Вып. 10. С. 104–106.
  14. Ультразвуковая установка для измерения акустических свойств с помощью ЭМАП / Савченко Ю.И., Рыскужина И.В., Лисовская М.А., Вострокнутова О.Н. // Автоматизированные технологии и производства. 2012. №4. С.35–40.

#### Сведения об авторах

**Лисовская Мария Александровна** – ст. преп. кафедры физики, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». Тел.: (3519) 29 84 70. E-mail: [lisovskaya.maria@yandex.ru](mailto:lisovskaya.maria@yandex.ru)

**Савченко Юрий Иванович** – канд. физ.-мат. наук, доц., зав. каф. физики, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». Тел.: (3519) 29 84 42. E-mail: [sav@magtu.ru](mailto:sav@magtu.ru)

---

#### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

#### INSTALLATION OF ULTRASONIC AND EDDY CURRENT TESTING OF WORK ROLLS (STEEL GRADES 9CR (9X1) AND 9CR2MOP (9X2MΦ)) PRODUCED BY ESR

**Lisovskaya Maria Aleksandrovna** – Assistant Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: (3519) 29 84 70. E-mail: [lisovskaya.maria@yandex.ru](mailto:lisovskaya.maria@yandex.ru)

**Savchenko Yuriy Ivanovich** – Ph. D. (Physical and Mathematical), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: (3519) 29 84 42. E-mail: [sav@magtu.ru](mailto:sav@magtu.ru)

**Abstract.** *The article presents the developed and manufactured in the laboratory of nondestructive testing (Department of Physics, Nosov Magnitogorsk State Technical University) automated installation of ultrasonic and eddy current testing of the work rolls, produced by ESR. This installation allows detecting both surface and internal defects in the rolls. Implementation of the installation at the steel mills allows performing manufacture control and inspection test, that is the primary certification of the rolls, as well as monitoring during operation for the timely detection of defects and tracking their development.*

**Keywords:** *work roll, electro slag remelting, nondestructive testing, ultrasonic testing, eddy current testing, automated installation, quality.*



# РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 666.762.16

Избембетов Д.Д., Амангельдиев Н.М., Зупаров Н.С.

## РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ОГНЕУПОРНЫХ ИЗДЕЛИЙ ИЗ РУКАВНОЙ ПЫЛИ И ШЛАКОВ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОГО ФЕРРОХРОМА

**Аннотация.** В статье рассмотрена утилизация отходов производства феррохрома в условиях Актюбинского завода ферросплавов. В качестве рекомендаций предлагается изготовление огнеупорных изделий из рукавной пыли и шлаков производства высокоуглеродистого феррохрома. Описана технология производства огнеупорных кирпичей в условиях ПЦ №1 АЗФ и достигнутые результаты.

**Ключевые слова:** пыль газоочистки, шлак, высокоуглеродистый феррохром, огнеупор, жидкое стекло.

Утилизация и переработка металлургических пылей и шламов является актуальной темой, которой посвящен ряд исследований [1–4]. В данной работе предлагается вариант утилизации отходов ферросплавного производства, в частности феррохрома.

На Актюбинском заводе ферросплавов в вакуумно-термическом отделении ОПЦ №3 производят огнеупорный кирпич из шлака высокоуглеродистого феррохрома. Для производства данного кирпича используют размолотый шлак, который смешивают с жидким стеклом, используемым в качестве связующего, и прессуют на прессе СМ 1085А. Далее производят его сушку в печи при температуре 500°C в течение 16 ч. Эти огнеупорные кирпичи используются для собственных нужд завода в плавильном цехе №1 для футеровки ковшей и печных лотков. Производство огнеупорного кирпича из шлака высокоуглеродистого феррохрома позволяет сократить потребление покупного шамотного кирпича.

Для проверки возможности применения рукавной пыли с газоочистки ПЦ №1 при изготовлении огнеупорных материалов была проведена серия опытов по получению огнеупорных изделий в условиях лаборатории НИЦ АЗФ. Использовалась рукавная пыль, химический состав которой представлен в табл. 1.

Таблица 1  
Химический состав рукавной пыли газоочистки ПЦ №1

Химический состав, %								
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	C	S	P	FeO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	MgO	CaO
17,33	4,02	0,18	0,018	5,16	6,15	13,54	44,86	0,18

В качестве связующего использовалось жидкое стекло, которое подавалось в смеситель в количестве 5% от массы пыли. Смешивание компонентов производилось непосредственно в смесительной машине С2Р-800-НУР. Смешение осуществлялось в течение

10 мин. Далее использовался лабораторный испытательный пресс ИП-1000 с пресс-формой размерами рабочего пространства 100x100 мм и высотой 49 мм. Перед прессованием пыль в пресс-форме предварительно уплотнялась вручную. Прессование осуществлялось до усилия 375 кН. Высота получаемых образцов находилась в пределах 27–30 мм. Были получены 6 образцов. Сразу после прессования было проведено испытание на прочность сырых образцов. Прочность замерялась на испытательном прессе РВ-1000. Испытания показали прочность в пределах 49,43–54,52 кгс/см<sup>2</sup>.

Полученные образцы были разделены на две группы по три штуки в каждой. Первая группа была высушена в сушильном шкафу при температуре 300°C, с выдержкой в течение двух часов с последующим естественным охлаждением до комнатной температуры. Вторая группа изделий была подвергнута термообработке при температуре 1000°C, длительность нагрева 2 ч и выдержка в течение двух часов. Внешний вид образцов представлен на рис. 1.

Первый образец выдержал форму внешне без дефектов и трещин, цвет серый. Образец из второй группы выдержал форму, внешняя часть покрыта порами, цвет бледно-жёлтый.

После термической обработки образцы из обеих групп также были испытаны на прочность.

Все три образца из первой группы при максимальном воздействии усилия на них не разрушились. При превышении порога в 190 кгс/см<sup>2</sup> пресс автоматически отключился, образцы не деформировались.

Образцы из второй группы разрушились при нагрузках, находящихся в пределах 99,62–105,84 кгс/см<sup>2</sup>.

После термообработки образцов из второй группы на поверхности плиты термической печи наблюдалась расплавленная серая пористая масса, представляющая собой жидкое стекло, что подтвердилось последующим химическим анализом.





а



б

Рис. 1. Образец из рукавной пыли газоочисток ПЦ №1, подверженный сушке при температуре 300°C (а) и при температуре 1000°C (б)

Следующий эксперимент проводился без использования жидкого стекла. В качестве связующего применялась вода в количестве 5% от массы пыли. Условия смешивания и прессования повторяют предыдущий эксперимент. В данном эксперименте сушка проводилась при температуре 180°C в течение двух часов с последующим обжигом при температуре 1000°C и выдержкой в печи 2 ч. Внешний вид образца представлен на рис. 2.



Рис. 2. Образец, полученный из рукавной пыли на водном связующем с термообработкой при температуре 1000°C

Образец выдержал форму, плотный, без пор, цвет светло-коричневый, покрыт трещинами. Появление трещин связано с неотработанностью режима нагрева и охлаждения.

Данная группа образцов также была подвержена испытанию на прочность. Были получены следующие результаты:

- высушенный кирпич при температуре 180°C не разрушился;

- обожженный кирпич при температуре 1000°C выдержал нагрузку до 136–146,6 кгс/см<sup>2</sup>.

После этой серии лабораторных опытов была установлена принципиальная возможность упрочнения изделий без использования жидкого стекла. Поэтому было выработано направление по изготовлению огнеупорных кирпичей взамен ФШБК на водной основе с использованием рукавной пыли.

Для выполнения промышленных испытаний огнеупоров на футеровке ковшей и лотке печи №39 ПЦ №1 была составлена программа и технологическое распоряжение по промышленному опробованию огнеупорных кирпичей из рукавной пыли газоочисток ПЦ №1 взамен этих же изделий из молотого шлака высокоуглеродистого феррохрома на жидкостекольной связке (кирпич ФШБК).

Изготовление огнеупорных кирпичей осуществлялось на участке производства ФШБК вакуумно-термического отделения (ВТО) плавильного цеха №1. В качестве сырьевых материалов для изготовления кирпичей использовали шлак от производства высокоуглеродистого феррохрома и рукавную пыль газоочисток плавильного цеха №1.

Шлак предварительно подвергали помолу в шаровой мельнице до фракции 0–1 мм. Связующим компонентом служила техническая вода взамен жидкого стекла.

Химический состав использованных материалов представлен в табл. 2.

Таблица 2

Химический состав компонентов смеси для изготовления огнеупорного кирпича

Материал	Химический состав, %							
	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	SiO <sub>2</sub>	C	S
Пыль	18,65	0,63	35,01	6,04	6,66	14,38	7,43	1,29
Шлак	7,90	0,53	43,37	17,94	1,83	25,76	0,83	0,23

Рабочая смесь подготавливалась в смесительной машине С2Р-800-НУР с последующей добавкой связующего материала (воды), прессование осуществлялось на прессе СМ1085А. Смесь состояла из 50% молотого шлака и 50% рукавной пыли, расход воды составил 5–7% от сухой массы смеси. На одну загрузку подавалось 350 кг молотого шлака и 350 кг рукавной пыли.

В ходе работы производилось изменение некоторых параметров, таких как количество подаваемой воды, времени смешения, высоты камеры стола прес-

са и крупности фракции молотого шлака.

Первоначально длительность сухого и влажного перемешивания составляла 30 мин каждая, высота камеры стола пресса составляла 112 мм. Полученные кирпичи имели массу в пределах 4,4–4,6 кг, на боковой поверхности наблюдались продольные трещины.

При замешивании следующей порции смеси время сухого и влажного смешивания сократили до 20 мин каждого. Высота камеры была уменьшена до 96 мм. Масса получаемых кирпичей составила 4,1–4,2 кг, количество изделий с трещинами уменьшилось.

При очередном смешивании время сухого смешивания составило 15 мин, влажного 10 мин, количество воды увеличено до 8%, высота камеры стола пресса уменьшена до 90 мм. Масса кирпичей колебалась от 3,8 до 4,0 кг. Количество кирпичей с трещинами было минимальным. По данной рецептуре была проработана ещё одна смена и изготовлено 650 кирпичей.

В процессе смешивания наблюдался нагрев смеси в сухом и во влажном состоянии с сильным выделением пара за счёт трения между частицами массы и шнеком смесителя, что приводило к высыханию массы. Произошло увеличение трения из-за мелкодисперсности частиц (<0,063 мм). Вследствие этого во время прессования не происходило схватывание массы, кирпичи расслаивались и трескались.

В последующую смену расход воды был увеличен в первом смешении до 9%, во втором до 13%. Кирпичи из первой партии смеси получились неудовлетворительными на отдельных образцах, происходило продольное расслаивание кирпича и образование трещин. Увеличение содержания влаги до 13% позволило компенсировать потери на испарение, что стабилизировало процесс и позволило получить кирпичи без трещин и расслоений. За смену было изготовлено 350 кирпичей.

В вечернюю смену с 18:00 ч поддоны с кирпичами были помещены в сушильную печь. Сушку осуществляли при температуре 200–300°C, время выдержки кирпичей в печи составило 15 ч.

По завершении процесса сушки и остывания были отобраны образцы кирпича для испытания их на прочность при сжатии. Также для сравнения были отобраны кирпичи марки ФШБК, изготовленные по принятой технологии (сушка при 500°C), и кирпич ФШБК, высушенный при температурах 200–300°C. Испытания проводились в условиях строительной лаборатории ДГОК (г. Хромтау) на прессе ИП-1000. Результаты испытаний представлены в табл. 3.

Как видно из табл. 3, результаты испытаний имеют неоднозначный характер. Широкий предел по прочности объясняется настройкой технологии и под-

Таблица 3

Результаты испытания на прочность опытной партии огнеупорных кирпичей из рукавной пыли и шлака высокоуглеродистого феррохрома (опытный образец) и обычного кирпича ФШБК (сравнительный образец)

Вариант технологии	Масса кирпича, кг	Размеры образцов, см	Площадь сечения, см <sup>2</sup>	Результаты испытаний	
				Показание манометра, кгс	Предел прочности при сжатии кгс/см <sup>2</sup>
Опытный	3,1–3,9	12x8x10–12x12,5x10	96–150	5100–84252	35–690
Обычный	4,2–4,6	12x10x10–12x12x10	111–144	45900–96900	347–769

бором влажности смеси. Необходимо отметить: во-первых, используемая смесительная машина не даёт возможности добиться оптимальной влажности смеси, влияющей на процесс прессования и схватывания частиц смеси между собой; во-вторых, испытаниями на прочность установлено, что при должной настройке технологии изготовления существует возможность получения высокопрочных кирпичей с значениями прочности до 690 кгс/см<sup>2</sup>.

В табл. 3 также представлены результаты испытаний стандартных кирпичей ФШБК с разными температурными режимами сушки, которые показывают некоторое снижение прочности образцов, высушенных при более низкой температуре (200–300°C). Что касается опытных кирпичей, здесь среднее значение прочности ниже, чем у ФШБК. Однако, как показывает практика, такой показатель прочности опытных кирпичей более чем достаточен для использования их при футеровке. Например, для шамота, традиционно используемого в металлургии, среднее значение прочности составляет менее 390 кгс/см<sup>2</sup>.

Несмотря на столь высокие показатели прочности ФШБК, технология его производства обладает рядом недостатков, а именно длительностью и высокой температурой процесса упрочняющей сушки. При этом главным недостатком является применение в качестве связующего жидкого стекла, затраты на которое в себестоимости готовой продукции составляют более 58%.

Испытания огнеупорных кирпичей были проведены на ковшах печи №39. Футеровка ковша (№ 3-3) выполнена следующим образом:

Первый слой (замена ФШБК) выполняли из опытных кирпичей. Кирпичи устанавливались вертикально с затиркой швов огнеупорной глиной. Второй слой (рабочий) выкладывался из шамотного кирпича марки ШБ-5 с аналогичной затиркой швов глиной. В общей сложности на футеровку ковша было израсходовано 240 шт. опытного и 230 шт. шамотного кирпича. По завершении футеровки ковша подвергли огневой сушке в течение 1,5–2 ч.

Эксплуатацию ковша начали с плавки № 390350. После выпуска и разливки расплава при визуальном осмотре футеровка не подверглась разрушению под воздействием тепловой нагрузки и химической эрозии. Было принято решение продолжить эксплуатацию данного ковша до полного износа рабочего слоя футеровки. На выпуск плавки № 390352 шамотные кирпичи носка ковша были заменены опытными кирпичами. Носок ковша поверх кирпичей заправлялся песком. После разливки металла было проверено состояние кирпичей носка ковша, проверка показала, что разрушения и размывания кирпичей не произошло. В этом состоянии ковш использовался в общей сложности на 9 плавках, после которых требовалась замена рабочего слоя футеровки. После перефутеровки рабочего слоя ковш использовался ещё в течение трех плавков. На третьей плавке было замечено покраснение кожуха ковша под носком. Это связано с тем, что при выкладке шамотного слоя в этом районе было допущено нарушение целостности футеровки, зазор между кирпичами составлял 30 мм, вследствие этого произошло проникновение расплава во внутренний слой футеровки. Эксплуатация ковша 3-3 с футеровкой из опытного кирпича была приостановлена.

Дальнейшее испытание опытного кирпича осуществлялось на футеровке ковша № 3-6 в аналогичных условиях, что и ковш № 3-3. Необходимо отметить, что рабочий (шамотный) слой футеровки в среднем по данным цеха изнашивается в течение 8 плавков и под выпуск расплава обычно ковши чередуют. В нашем же случае были моменты, когда под выпуск непрерывно использовался экспериментальный ковш (№3-3), футеровка ковша выдержала 9 выпусков, что соразмерно с текущими показателями.

В следующий опытный период рабочий слой футеровки ковша №3-6 выдержал 17 выпусков, слой из опытного кирпича не разрушился, общее количество расплава, разлитого с помощью экспериментального ковша, составило 67,2 т. Это говорит о том, что кирпичи, изготовленные из смеси шлака и пыли газоочистки ПЦ №1, в полной мере могут заменить кирпичи марки ФШБК, используемые в настоящее время.

Дополнительно для определения взаимодействия опытного огнеупорного кирпича с металлическим и шлаковым расплавом и возможности использования его при футеровке летки печи № 39 был проведён очередной эксперимент. После планового профилактического ремонта лоток печи № 39 зафутеровали в два слоя, нижний слой был выложен из шамотного кирпича, верхний – рабочий слой из опытного кирпича. Футеровка верхнего слоя оставалась в рабочем состоянии в течение трех смен, при этом было проведено 8 выпусков металла и шлака. При обычной схеме футерования летки печи футеровка выдерживает до 10 выпусков с учетом того, что оба слоя выкладываются шамотным кирпичом. В этом случае имеется принципиальная возможность по замене импортного дорогостоящего шамотного кирпича на экспериментальный кирпич из рукавной пыли и шлака ПЦ №1,

что, естественно, отразится на себестоимости выпускаемой продукции. С другой стороны, этот факт еще раз подтверждает возможность полной замены кирпича марки ФШБК на огнеупоры из пыли газоочистки при футеровке ковшей.

Технология производства огнеупорного кирпича после этих испытаний и приобретения смешивающих бегунов была принята в производство на постоянной основе. Состав смеси – 50% молотого шлака производства высокоуглеродистого феррохрома до фракции 0–1 мм, 50% рукавной пыли от системы газоочистки плавильного цеха №1. Сушка после прессования 150–300°C. Размеры кирпичей 230x115x65. Основными свойствами огнеупорных изделий являются:

- пористость открытая 21%;
- водопоглощение 6,5%;
- плотность 2,74 г/см<sup>3</sup>;
- предел прочности при сжатии 18 Н/мм<sup>2</sup>;
- огнеупорность >1770 °С.

Себестоимость производства ниже закупочной цены стандартного шамотного кирпича марки ШБ-5 в 5–8 раз. Чистая прибыль от реализации проекта – 150 долл. США на одной тонне. Рынки сбыта на территории РК и стран СНГ – литейные цеха, заводы черной и цветной металлургии, теплоагрегаты ТЭЦ, строительная индустрия (печь обжига цемента, керамзита), котельные печи.

#### Список литературы

1. Переработка мелкозернистых отходов металлургического производства с получением гранулированного чугуна и извлечением цинка / Панишев Н.В., Бигеев В.А., Черняев А.А., Пантелеев А.В. // Теория и технология металлургического производства. 2014. № 2(15). С. 101–105.
2. Панишев Н.В., Бигеев В.А., Черняев А.А. Переработка мелкозернистых отходов металлургического производства с получением гранулированного чугуна и извлечением цинка // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №4. С. 26–29.
3. Бигеев В.А., Черняев А.А., Пантелеев А.В. Исследование двухстадийного способа переработки пылей и шламов с помощью математических моделей // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. №3. С. 48–52.
4. Металлизация доменных шламов с удалением цинка / Никифоров Б.А., Бигеев В.А., Сибгатуллин С.К., Панишев Н.В., Ушеров А.И., Пантелеев А.В. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2005. №2. С. 23–25.
5. Лапкина Ю.В., Никулина Л.Б. Свойства и способы переработки шлаков углеродистого феррохрома // Сталь. 1976. №6. С. 522–524.
6. Чебуков М.Ф., Пьячев В.А., Мейке В.Е. Изучение возможности использования феррохромового шлака в качестве сырья для производства портландцемента // Труды Уральского НИИ чер. мет. 1973. Т.17. С. 136–143.
7. Шевченко В.Ф. Состояние переработки, утилизации и классификации отходов ферросплавного производства // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2002. №6.

8. Лапкина Ю.В., Грабеклис А.А., Сучильников С.И. Исследование новых способов переработки и использования шлаков ферросплавного производства // Комплексная переработка и полное использование шлаков черной металлургии и перевод металлургических предприятий на работу без шлаковых отвалов. 1971. С.49–55.
9. Невский Р.А., Бабенко В.Т., Лапкина Ю.В. О состоянии переработки шлаков ферросплавного производства и перспективах перевода предприятий на работу без шлаковых отвалов // Комплексная переработка и полное использование шлаков черной металлургии и перевод металлургических предприятий на работу без шлаковых отвалов. 1971. С.40–44.
10. Разработка технологии комплексной переработки отвальных шлаков ферросплавного производства / Смирнов Л.А., Сорокин Ю.В., Демин Б.Л. и др. // Сталь. 2008. №6.
11. Применение феррохромового шлака для упрочнения формовочной песчаной смеси с применением силиката натрия в качестве связующего. Ferro-chrome slag as hardener for sodium silicate bonded sand. Sin-Tiababu S, K., Sinha S. K., Rao G, N. «NML Techn. J.», 1977, 19, № 3-4, 58-60 (англ.).

#### Сведения об авторах

**Избембетов Джубатхан Джумаханович** – канд. техн. наук, проф. кафедры металлургии черных металлов, Актюбинский региональный государственный университет им. К.Жубанова, г.Актобе, Республика Казахстан. Тел.: 8(7132)54-06-19. E-mail: info@arsu.kz

**Амангельдиев Нурлан Маратович** – магистрант каф. металлургии черных металлов института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: nurik-9393@mail.ru

**Зупаров Нурсултан Сандыбаевич** – магистрант каф. металлургии черных металлов института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: [nursik.007@mail.ru](mailto:nursik.007@mail.ru)

---

### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

#### DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY FOR PRODUCTION OF REFRACTORY PRODUCTS FROM THE HOSE FUME AND HIGH-CARBON FERROCHROME SLAGS

**Izbembetov Dzhubathan Dzhumahanovich** – Ph.D., Professor, Zhubanov Aktobe Regional State University, Aktobe, Kazakhstan. Phone: 8(7132)54-06-19. E-mail: info@arsu.kz

**Amangeldiyev Nurlan Maratovich** – Undergraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [nurik-9393@mail.ru](mailto:nurik-9393@mail.ru)

**Zuparov Nursultan Sandybaevich** – Undergraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [nursik.007@mail.ru](mailto:nursik.007@mail.ru)

**Abstract.** Disposal of waste ferrochrome production in the conditions of the Aktobe ferroalloys plant. The manufacturing of refractory products is recommended from bag hose fume and dross of the production of high-carbon ferrochrome. The technology for production of refractory bricks in the melt department №1 Aktobe ferroalloys factory and the results achieved.

**Keywords:** dust scrubbing, dross, high-carbon ferrochrome, refractory, liquid glass.



УДК 669.292.3 : 669.054.82

Махоткина Е.С., Шубина М.В.

#### ШЛАКИ ПРОЦЕССА ПРЯМОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА КАК ИСТОЧНИК ПОЛУЧЕНИЯ ВАНАДИЯ И ТИТАНА

**Аннотация.** В связи с образованием значительного количества отходов в виде шлака с существенным содержанием дорогостоящих и промышленно-востребованных металлов актуальной является задача использования вторичных ресурсов для получения ценных компонентов. В статье рассмотрена возможность извлечения ванадия и титана из шлаков прямого восстановления железа из титаномагнетитов.

Проанализировано влияние на степень извлечения температуры обжига, добавки окислителей, вида и количества щелочных добавок, температуры и длительности выщелачивания. Исследованы реагенты, позволяющие получать растворимые

мые соединения титана в результате спекания с ними шлака и последующего выщелачивания, а также способы выщелачивания шлака кислотами.

Наибольшая степень извлечения ванадия (31%) получена в результате обжига шлака со щелочной добавкой  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  в соотношении 1:1 при температуре 930–950°C в течение 1 ч 50 мин с дальнейшим водным выщелачиванием. Применение окислителей  $\text{KMnO}_4$  и  $\text{MnO}_2$  при обжиге позволило сократить расход щелочной добавки.

Сравнительные химико-термодинамические расчеты и экспериментальные исследования показали возможность извлечения титана либо путем выщелачивания серной кислотой (40%), либо при обжиге шлака в присутствии реагентов  $\text{NaOH}$ ,  $\text{NaHSO}_4$ ,  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  с последующим водным выщелачиванием.

**Ключевые слова:** степень извлечения ванадия и титана, шлак процесса ПТМКЗ, выщелачивание, щелочные добавки, обжиг, сульфатный и солянокислотный способы извлечения титана, рентгенофлуоресцентная спектроскопия.

Современное состояние большинства промышленных регионов страны характеризуется истощением разрабатываемых природных запасов, что заставляет искать возможности использования комплексных руд сложного состава. Важное место среди таких руд занимают широко распространенные титаномагнетиты, содержащие более 90% мировых запасов титана и ванадия и являющиеся общепризнанной сырьевой базой черной металлургии. В промышленных запасах железных руд Урала титаномагнетиты составляют 76,8%, поэтому разработка эффективных технологий переработки комплексных руд сложного состава является перспективным направлением [1, 2].

В настоящее время в мировой практике металлургического производства получают распространение методы прямого восстановления железа, исключая участие агломерационного, коксохимического и доменного производств. В ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» («ММК») был опробован метод прямого восстановления железа из титаномагнетитов и других железосодержащих источников сырья с использованием перспективной металлургической технологии третьего поколения ПТМКЗ. Экспериментальные плавки проводились в камерной печи «Nebetherm» цеха магнезиально-доломитовых огнеупоров ООО «Огнеупор» (входит в группу «ММК»). Применение указанной технологии позволит в дальнейшем значительно снизить экологическую нагрузку на регион, но сохранится проблема образования отходов в виде шлака с существенным содержанием дорогостоящих и промышленно-востребованных металлов. В связи с этим актуальной является задача использования вторичных ресурсов для получения ценных компонентов.

В ФГБОУ ВПО «МГТУ» исследовали шлаки (табл.1) полупромышленной переработки по технологии ПТМКЗ титаномагнетитов Южного Урала с целью извлечения ванадия и титана.

Таблица 1  
Химический состав шлака

Массовая доля, %							
Fe	$\text{V}_2\text{O}_5$	$\text{TiO}_2$	CaO	$\text{SiO}_2$	S	$\text{Al}_2\text{O}_3$	MgO
22,6– 24,8	1,02– 1,2	17,1– 21,0	7,55– 10,2	22,5– 26,3	0,164– 0,214	12,1– 16,2	3,4– 5,93

Для решения поставленных задач был проведен литературный обзор и патентный поиск способов из-

влечения ванадия и титана из шлаков и содержащего их сырья [3, 4]. При всем разнообразии предложенных технологий сущность процесса извлечения ванадия заключается в обжиге материалов для перевода трехвалентного ванадия в пятивалентный с последующим образованием растворимых соединений ванадия  $\text{V}_2\text{O}_5$  со щелочными металлами. Однако вследствие сложного и постоянно меняющегося состава шлаков возникают трудности исследования превращений при их окислении, поэтому приводятся способы щелочного и кислотного выщелачивания  $\text{V}_2\text{O}_5$  из необожженных ванадиевых шлаков (6 и 12 мас.% соответственно) [3].

В исследуемых шлаках переработки по технологии ПТМКЗ ванадий представлен в виде  $\text{V}_2\text{O}_5$  (см. табл.1), однако, по литературным источникам, часть ванадия в шлаке может находиться в более низких степенях окисления. Состав и физико-химические свойства ванадиевых шлаков оказывают существенное влияние на вскрываемость и извлечение ванадия. Некоторые авторы считают, что в процессе обжига (при температурах выше 750°C) начинается реакция между силикатом и ванадием, в результате чего последний переходит в нерастворимую форму. Валентность ванадия в силикате не установлена, но предполагается, что это  $\text{V}^{\text{IV}}$  и ниже. Степень извлечения ванадия в раствор в значительной мере зависит и от атомного отношения  $\text{V} : \text{Si}$  [3].

На основании изложенного для исследования шлаков применили метод кислотного выщелачивания необожженного шлака, а также метод обжига шлака с карбонатом натрия и последующую обработку спекленного материала водой [5, 6]. Перед количественным определением содержания ванадия провели ряд качественных реакций с полученными растворами, из которых выбрали реакции для дальнейшего применения в работе с растворами, полученными после выщелачивания шлаков.

При кислотном выщелачивании навеску необожженного шлака растворяли в смеси кислот ( $\text{H}_2\text{SO}_4$  и  $\text{H}_3\text{PO}_4$ , 1:1) при кипячении. После охлаждения раствор над осадком отфильтровали и провели количественное определение содержания ванадия титриметрическим методом, основанным на титровании ионов  $\text{V}^{\text{V}}$  в кислой среде стандартным раствором соли Мора с внутренним индикатором – фенилантрапиновой кислотой. Степень извлечения ванадия в

данном случае составила всего 0,5–1,0%.

Поэтому в дальнейших исследованиях применялся высокотемпературный обжиг шлака со щелочными добавками с последующим водным выщелачиванием. Роль щелочных добавок сводится к получению водорастворимых соединений ванадия, что значительно удешевляет и упрощает технологию, исключает загрязнение окружающей среды. В качестве щелочной добавки использовали  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  (возможно применение  $\text{CaO}$ ,  $\text{NaCl}$ ,  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ). Обжиг проводили при температуре 700–1110°C с последующим водным выщелачиванием. Раствор отфильтровывали и проводили титриметрическое определение ванадия с помощью соли Мора. (Конечная точка титрования устанавливается внутренним индикатором – фенилантрапиновой кислотой. Титруют до перехода вишнево-красной окраски в бледно-зеленую.)

Одновременно проводился анализ образцов способом рентгенофлуоресцентной спектроскопии (РФС) на энергодисперсионном спектрометре «ARL QUANT X». Результаты анализов приведены в табл. 2.

Таблица 2  
Зависимость степени извлечения ванадия от температуры обжига

Образец		Температура обжига, °С	Степень извлечения ванадия, %	
Номер	Состав			ср.
1	5 г шл.* + 5 г щ.д.**	700	13,0	13,90
2	5 г шл. + 5 г щ.д.	700	14,8	
3	5 г шл. + 5 г щ.д.	930	31,2	30,85
4	5 г шл. + 5 г щ.д.	930	30,5	
5	5 г шл. + 5 г щ.д.	950	31,5	30,60
6	5 г шл. + 5 г щ.д.	950	29,7	
7	5 г шл. + 5 г щ.д.	1100	0,4	0,85
8	5 г шл. + 5 г щ.д.	1100	1,3	

\* шл. – шлак.

\*\* щ.д. – щелочная добавка, в данном случае –  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ .

Лучшие результаты получены в случае применения обжига шлака со щелочными добавками при 930–950°C в течение 1 ч 50 мин с дальнейшим водным выщелачиванием (средняя степень извлечения ванадия 31%). Увеличение температуры обжига до 1100°C привело к резкому снижению степени извлечения ванадия, что могло быть связано с образованием монолитных массы вещества, составляющего в среднем 70–80% от общей массы спекаемого материала. Процесс выщелачивания значительно усложнился, извлечение ванадия составило всего около 1%. При температуре обжига около 700°C степень извлечения ванадия также существенно снижалась.

В последующих опытах изучалось влияние присутствия дополнительных окислителей, количества щелочных добавок и длительности процесса выщелачивания. Результаты экспериментов приведены в табл. 3, 4.

Ванадий в шлаках входит в состав шпинелей (шпинелидов –  $\text{V}^{+3}$ ) и пироксенов (в составе пироксе-

нов – молекулы  $\text{CaV}_2\text{SiO}_6$ ) [3]. В целом шпинелиды связывают от 84 до 91 мас.% ванадия (в зависимости от вида шлака). Причем состав ванадиевого шпинелида является переменным, усложняясь присутствием в нем оксидов хрома и титана (в исследуемых шлаках содержание оксида титана (IV) составляет 17,1–21,0%). Известно, что для перевода ванадия (III) в ванадий (V) используют высокотемпературный обжиг с ростом кислорода в газовой фазе. В лабораторных условиях не имелось возможности увеличения количества кислорода, поэтому в качестве окислителей были использованы перманганат калия и оксид марганца (IV), которые вводились в состав смеси до обжига. Согласно результатам добавка данных окислителей (в разных количествах) не привела к увеличению степени извлечения ванадия.

Таблица 3  
Зависимость степени извлечения ванадия от количества окислительной добавки

Но мер	Образец состав	Температура обжига, °С	Степень извлечения ванадия, %	
				ср.
1	5 г шл.* + 5 г щ.д.**	950	31,2	30,45
2	5 г шл. + 5 г щ.д.		29,7	
3	5 г шл. + 5 г щ.д. + 1 г $\text{KMnO}_4$	950	30,5	30,95
4	5 г шл. + 5 г щ.д. + 1 г $\text{KMnO}_4$		31,4	
5	5 г шл. + 5 г щ.д. + 1 г $\text{MnO}_2$	950	32,7	32,25
6	5 г шл. + 5 г щ.д. + 1 г $\text{MnO}_2$		31,8	
7	5 г шл. + 5 г щ.д. + 2 г $\text{MnO}_2$	950	26,5	26,9
8	5 г шл. + 5 г щ.д. + 2 г $\text{MnO}_2$		27,3	
9	5 г шл. + 5 г щ.д. + 3 г $\text{MnO}_2$	950	29,2	29,65
10	5 г шл. + 5 г щ.д. + 3 г $\text{MnO}_2$		30,1	

\* шл. – шлак.

\*\* щ.д. – щелочная добавка, в данном случае –  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ .

Таблица 4  
Влияние количества щелочных добавок на степень извлечения

Образец		Степень извлечения ванадия, %
Номер	состав	
1	5 г шл.* + 1,25 г щ.д.**	9,1
2	5 г шл. + 1,25 г щ.д.	8,9
3	5 г шл. + 2,5 г щ.д.	15,9
4	5 г шл. + 2,5 г щ.д.	17,8
5	5 г шл. + 2,5 г щ.д. + 1 г $\text{MnO}_2$	23,6
6	5 г шл. + 5 г щ.д.	30,1
7	5 г шл. + 5 г щ.д.	29,7

\* шл. – шлак.

\*\* щ.д. – щелочная добавка, в данном случае –  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ .

Роль количества щелочных добавок отражена в табл. 4. Уменьшение количества соды при обжиге привело к значительному снижению степени извлечения ванадия (с 30 до 9% при снижении соотношения с 1:1 до 1:0,25). Вместе с тем присутствие окислителя в условиях пониженного содержания щелочной добавки полностью компенсирует ее недостаток, увеличивая извлечение ванадия с 16–17 почти до 24%.

Повышение температуры (с 50 до 80–90°C) и увеличение времени выщелачивания также не привело к росту степени извлечения ванадия.

Проведенные исследования позволяют предположить, что часть ванадия, содержащегося в шлаках технологии ITmk3, входит в состав минералов, которые при температурах обжига остаются без изменения (например, пироксен). Учитывая химический состав исследуемых шлаков (см. табл. 1), особенно низкое содержание в нем оксида ванадия (V) и значительное – SiO<sub>2</sub> (22,5–26,3%), и опираясь на исследования в области окисления ванадиевых шлаков, полагаем, что в процессе обжига выше 750°C начинается реакция между силикатом и ванадием, в результате чего последний переходит в нерастворимую форму [3]. Согласно данным исследований ряда авторов ванадий связан химически в стекловидной фазе, а не захватывается ею механически. Стекловидная фаза – это соединение, содержащее Na<sub>2</sub>O, VO<sub>2</sub> и SiO<sub>2</sub>. Для дальнейших поисков успешного извлечения ванадия из данного вида шлаков необходимы данные минералогического состава шлака.

Следующий этап исследований включал изучение методов извлечения титана из шлаков, которые можно разделить на две группы: извлечение титана в сплав и извлечение титана в раствор [4]. Учитывая лабораторные условия и химический состав шлака, были применены сульфатный и серноокислотный способы извлечения титана [7]. Кроме того, при проведении исследований уделялось значительное внимание экономической целесообразности применяемых методов извлечения титана из шлака, возможности использования стандартного химического технологического оборудования, обеспечению экологической безопасности, минимизации количества образующихся вторичных отходов.

Известно, что ильменит – минерал химического состава FeTiO<sub>3</sub> – сравнительно легко разлагается кислотами, а при удалении железа из минерала образуется диоксид титана преимущественно в виде рутила (реже анатаза и брукита – полиморфных форм TiO<sub>2</sub>) [4]. Рутильная модификация оксида титана (IV) – химически инертное соединение, малорастворимое в концентрированных щелочах и кислотах (кроме HF), не принимает особого участия в процессе переработки с применением H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.

Для рационального извлечения титана из шлаков прямого восстановления титаномагнетитов необходимо выбрать эффективный реагент извлечения. Серноокислотная технология предусматривает извлечение титана из сульфатного раствора, поэтому надо перевести труднорастворимый рутил (наличие которого возможно в составе шлака) в растворимые сульфаты или в растворимые в H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> соединения. На практике это обычно достигается методом сплавления или спекания труднорастворимого соединения с подходящим реагентом и дальнейшим растворением образовавшегося вещества.

Титанаты щелочных металлов растворяются в кислотах, поэтому сначала был определен перечень реагентов, позволяющих получить растворимые соединения титана [8]. Значения изменения энергии Гиббса и энтальпий реакций взаимодействия оксида титана (IV) (рутильной модификации) с выбранными реагентами (табл. 5) показывают, что химическое взаимодействие TiO<sub>2</sub> со щелочами, гидросульфатом и сульфатом аммония термодинамически возможно даже при стандартных условиях. Экзотермический эффект этих реакций говорит о том, что применение данных реагентов энергетически более целесообразно по сравнению с реакцией с карбонатом натрия.

Таблица 5  
Химико-термодинамические характеристики реакций взаимодействия диоксида титана с некоторыми реагентами

Реагент	$\Delta H^\circ_r$ , кДж/моль	$\Delta G^\circ_r$ , кДж/моль
Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	91,2	47,6
NaOH	- 79,0	- 81,3
KOH	- 97,9	- 168,9
NaHSO <sub>4</sub>	- 124,3	- 106,4
(NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	- 128,5	- 205,8

Одним из продуктов развивающихся реакций (взаимодействие с сульфатом аммония) является аммиак – легколетучее соединение. Утилизация аммиака приведет к необходимости осуществления дополнительных стадий процесса. Гидроксиды калия и натрия недороги, недефицитны и малотоксичны. Поэтому в качестве реагентов спекания эффективнее применять гидросульфаты щелочных металлов и щелочь. Учитывая возможность комплексного извлечения ванадия и титана, в качестве реагента извлечения удобен и карбонат натрия.

Для получения практических результатов по извлечению титана в лабораторных условиях шлак был дополнительно измельчен на дисковом истирателе до размера частиц 0,2 мм. В первой серии экспериментов навески шлака обработали растворами серной (40%) и соляной (1%) кислот. После выщелачивания растворы отфильтровали и провели качественные реакции на обнаружение ионов титана (IV): к нескольким каплям исследуемого раствора добавляется капля перекиси водорода; при наличии Ti<sup>IV</sup> появляется оранжево-желтое окрашивание, вызываемое образованием H<sub>2</sub>[TiO(H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>)(SO<sub>4</sub>)] (или H<sub>2</sub>[Ti(O<sub>2</sub>)(SO<sub>4</sub>)]). Дополнительным доказательством присутствия титана является исчезновение окраски при добавлении NaF.

Эксперименты показали, что растворы после выщелачивания серной кислотой содержат ионы титана (IV). В растворах после выщелачивания HCl титан не обнаружен.

Вторая серия экспериментов включала операции спекания навесок шлака с выбранными на основе химико-термодинамических расчетов реагентами, дробления спека, выщелачивания и качественного обнаружения ионов титана (IV). Результаты показали, что

титан извлекается в раствор при спекании шлака с соединениями щелочных металлов NaOH, NaHSO<sub>4</sub>, Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>. Все эти соединения являются приемлемыми реагентами для извлечения титана в раствор из шлаков технологии ITmk3.

Таким образом, проведенные исследования показали, что шлаки прямого восстановления железа можно использовать для получения ванадия и титана. Наибольшая степень извлечения ванадия (31%) получена в результате обжига шлака со щелочной добавкой Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> в соотношении 1:1 при температуре 930–950°C в течение 1 ч 50 мин с дальнейшим водным выщелачиванием. Применение окислителей KMnO<sub>4</sub> и MnO<sub>2</sub> при обжиге позволяет сократить расход щелочной добавки. Сравнительные химико-термодинамические расчеты и экспериментальные результаты показали возможность извлечения титана либо путем выщелачивания серной кислотой (40%), либо при обжиге шлака в присутствии реагентов NaOH, NaHSO<sub>4</sub>, Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> с последующим водным выщелачиванием. Предполагаемое в дальнейшем количественное определение извлеченного титана позволит дать сравнительную оценку методам и реагентам извлечения; сделать предварительный вывод о минералогических модификациях диоксида титана в шлаке, что позволит определить условия максимально возможной степени извлечения титана.

#### Список литературы

1. Чижевский В.Б., Шавакулева О.П., Гмызина Н.В. Обогащение титаномагнетитовых руд Южного Урала // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. №2. С.5–7.
2. Перспективы вовлечения в переработку новых видов железосодержащего сырья / Никифоров Б.А., Тахаутдинов Р.С., Бигеев В.А., Бигеев А.М. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2004. №1. С.9–11.
3. Окисление ванадиевых шлаков / Ватолин Н.А., Молева Н.Г., Волкова П.И., Сапожникова Т.В. М.: Наука, 1978. 153 с.
4. Химия и технология редких и рассеянных элементов / под ред. К.А. Большакова: в 2 ч. Ч.2. М.: Высш. школа, 1976. 360 с.
5. Махоткина Е.С., Шубина М.В. Исследование режимов обработки шлака процесса ITmk3 для извлечения ванадия // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 72-й международной научно-технической конференции / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. Т.1. С. 279–282.
6. Шубина М.В., Махоткина Е.С. Исследование возможности извлечения ванадия из шлаков переработки титаномагнетитов // Теория и технология металлургического производства. 2013. № 1. С. 75–76.
7. Махоткина Е.С., Шубина М.В. Извлечение титана из шлака прямого восстановления титаномагнетитов // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 73-й международной научно-технической конференции / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. Т.1. С. 255–258.
8. Шубина М.В., Махоткина Е.С. Анализ возможности извлечения титана из шлака процесса ITmk3 // Наука и образование в современном обществе: сб. науч. трудов по материалам Международной научно-практической конференции. Ч. 1. Смоленск: НОВАЛЕНКО, 2015. С. 64–65.

#### Сведения об авторах

**Махоткина Елена Станиславовна** – канд. техн. наук, доц. каф. ФХиХТ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (3519) 29-84-25.

**Шубина Марианна Вячеславовна** – канд. техн. наук, доц. каф. ФХиХТ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (3519) 29-84-25. E-mail: shubina\_mar@mail.ru

---

#### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

#### THE SLAG OF DIRECT REDUCTION IRON PROCESS AS A SOURCE OF VANADIUM AND TITANIUM OBTAINING

**Makhotkina Elena Stanislavovna** – Ph.D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. Phone: 8 (3519) 298425.

**Shubina Marianna Vyacheslavovna** – Ph.D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. Phone: 8 (3519) 298425. E-mail: [shubina\\_mar@mail.ru](mailto:shubina_mar@mail.ru)

**Abstract.** The problem of the industrial secondary resources recycling is relevant nowadays as a result of the accumulation of large amounts of slag waste with the essential content of expensive and industrially important metals. The possibility of vanadium and titanium extraction from the direct reduction iron slag from titanomagnetite ores was considered in the article.

The influence of the roasting temperature, oxidant additives, the kind and amount of alkali addition, the temperature and duration of the leaching on the degree of extraction was analyzed. The reagents which allowed to obtain soluble titanium compositions as



a result of sintering with slag and further leaching process, and methods of slag leaching by acids were investigated.

The highest degree of vanadium extraction (31%) was obtained as a result of slag roasting with an alkaline additive  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  in a ratio of 1 : 1 at a temperature 930-950°C for 1h 50 min with the further aqueous leaching. Application of oxidants  $\text{KMnO}_4$  and  $\text{MnO}_2$  during roasting process made it possible to reduce the consumption of alkaline additives.

Comparative chemical-thermodynamic calculations and experimental studies showed the ability to extract titanium by sulfuric acid (40%) leaching, or after the slag roasting with the reagents  $\text{NaOH}$ ,  $\text{NaHSO}_4$ ,  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  following by the aqueous leaching.

**Keywords:** the degree of vanadium and titanium extraction, ITmk3 process slag, leaching, alkali addition, roasting process, sulfate and hydrochloric acid methods of extracting titanium, X-Ray Fluorescent spectroscopy.



УДК 622.765.063.24:622.341.15

Костин В.Ф., Костина З.И., Крылова С.А., Понурко И.В.

## СЕЛЕКТИВНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ СОЕДИНЕНИЙ МАГНИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА СИДЕРОПЛЕЗИТОВОЙ РУДЫ

**Аннотация.** Разработан способ комплексной переработки сидероплезитовой руды с использованием фосфорной кислоты в качестве демагнетизирующего кислотного агента, способствующего разрушению изоморфной кристаллической решетки минерала при обжиге и селективному связыванию исходных соединений магния в фосфат магния. При последующей обработке обожженной руды разбавленным раствором серной кислоты магний переходит в раствор в виде сульфата и отделяется от демагнетизированного концентрата.

Реализация предложенного способа комплексной переработки сидероплезитовой руды позволила получить в лабораторных условиях концентрат с содержанием железа общего 65% за счет его практически полной демагнетизации (99,9%). При уменьшении количества фосфорной кислоты степень демагнетизации может быть снижена до требуемого в металлургическом производстве содержания оксида магния.

Побочные продукты процесса могут быть использованы в производстве комплексных минеральных удобрений, строительных материалов и способствовать снижению себестоимости продукции металлургического производства.

Используемая в процессе выщелачивания вода утилизируется путем возврата в производство.

**Ключевые слова:** сидеритовая (сидероплезитовая) руда, изоморфная кристаллическая решетка, кислотное выщелачивание, химическое обогащение, фосфорная кислота, оксид магния, железорудный концентрат, безотходная технология, комплексная переработка.

В последнее время запасы легкоперерабатываемого железорудного сырья значительно снизились, поэтому производители вынуждены в перспективе перейти на использование бедных, трудноперерабатываемых железных руд (сидероплезитовые, железомарганцевые, фосфорсодержащие и т.п.), в которых примеси образуют с железом прочную структуру химических соединений.

Бакальское месторождение (Южный Урал) по запасам железа занимает второе место в России. В руде железо находится либо в виде сидерита ( $\text{FeCO}_3$ ), либо в виде сидероплезита ( $\text{Fe,Mg}(\text{CO}_3)$ ).

Сидерит представляет собой карбонат железа ( $\text{FeCO}_3$ ) с изоморфными примесями магния и марганца, реже кальция, цинка, кобальта. Сидероплезит ( $\text{Fe,Mg}(\text{CO}_3)$ ) является промежуточным членом ряда сидерит – магнезит. В минералах сидероплезитов атомы магния и железа замещают друг друга в любых пропорциях, т.е. дают непрерывные растворы [1].

Среднее содержание железа в сидеритовой руде, поступающей на металлургический передел, состав-

ляет ~ 30–31%, при этом содержание соединений магния доходит до 10% и более (в пересчете на оксид магния). При переработке в доменных печах таких руд железо образует твердый раствор катионов с марганцем и магнием ( $\text{Fe; Mg; Mn}(\text{CO}_3)$ , а при разложении карбоната переходит в комплексный оксид ( $\text{Fe; Mg; Mn}(\text{O})$ ), что приводит к образованию шлака с высоким содержанием оксида магния, который увеличивает температуру плавления шлака, затрудняет его выход из печи и делает выплавку чугуна нерентабельной.

При подготовке такой руды к металлургическому переделу стоит задача повысить содержание железа и снизить содержание магния до 5–6% (в пересчете на  $\text{MgO}$ ).

Все методы обогащения железных руд предполагают практически полное предварительное раскрытие минералов в результате применения операций дробления и измельчения. Однако только физическими методами (дробление, грохочение, магнитная сепарация и т.п.) не удается существенно понизить содержание оксида магния в концентрате, т.к. в изоморфной кристаллической решетке сидероплезита соединения магния химически связаны с соединениями железа. В связи с

этим исследования по химическому обогащению железных руд становятся все более актуальными [2–6].

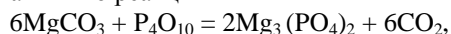
Цель настоящей работы – разработать способ комплексной переработки сидероплезитовой руды, реализация которого позволит увеличить содержание железа в концентрате за счет демагнетизации руды.

Для исследований был выбран гидрометаллургический способ подготовки сырья – кислотное выщелачивание. Перед выщелачиванием руда подвергалась окислительному обжигу для полного окисления соединений железа (II) до  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Поскольку соединения магния и кальция (оксиды и карбонаты), присутствующие в сидероплезитовой руде, обладают более основными свойствами по сравнению с остальными, в том числе и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , то они, в первую очередь, будут взаимодействовать с кислотами с образованием растворимых солей. Контролируя pH раствора выщелачивания можно провести селективное извлечение соединений магния в жидкую фазу.

По результатам исследований прямого кислотного выщелачивания с применением соляной (хлороводородной), азотной и серной кислот лучшие результаты были достигнуты с серной кислотой: практически полное выщелачивание оксида магния достигается при 10-кратном избытке серной кислоты (по отношению к эквивалентному количеству извлекаемого оксида магния) при нагревании. При 5-кратном избытке серной кислоты содержание магния в руде можно довести до допустимого в металлургическом производстве (5–6%), при этом максимальная степень извлечения составила всего 40% [4]. Основными недостатками прямого сернокислотного выщелачивания оксида магния являются: во-первых, параллельное извлечение части оксида кальция, а главное, железа; во-вторых, большой расход кислоты.

Дальнейшие исследования были связаны с подбором активатора – демагнетизирующего кислотного агента, способствующего разрушению кристаллической решетки сидероплезита на стадии обжига и повышающего эффективность выщелачивания соединений магния. В качестве активатора была использована фосфорная кислота [5].

Выбор фосфорной кислоты обусловлен тем, что при декарбонизирующем окислительном обжиге руды фосфорная кислота избирательно реагирует с соединениями магния по реакции



а большая часть железа переходит в оксиды: оксид железа (III) и магнетит, которые не вступают в реакцию с фосфорной кислотой ввиду неустойчивости фосфата железа (III).

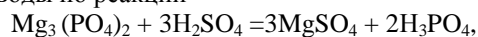
При этом термодинамическая вероятность и глубина протекания реакции взаимодействия соединений магния с фосфорной кислотой тем выше, чем выше температура обжига в интервале 650–850°C: значение энергии Гиббса составляет соответственно от -1143 до -1343 кДж, то есть вероятность указанной реакции повышается с увеличением температуры, что способ-

ствует более полному превращению исходных соединений магния в фосфат магния.

Фосфорная кислота не только не вызывает коррозию металлических элементов оборудования, но и создает тонкие коррозионностойкие фосфатные пленки. При температурах декарбонизирующего окислительного обжига исходной руды возможно образование малолетучих полимеров, например  $\text{P}_4\text{O}_{10}$  и др., что повышает экологическую безопасность способа, по сравнению, например, с обжигом в присутствии концентрированной серной кислоты [6].

После окислительного декарбонизирующего обжига полученный огарок обрабатывают 10%-ным водным раствором серной кислоты, в котором количество серной кислоты соответствует химически эквивалентному количеству фосфорной кислоты. Разбавленные растворы кислоты, по сравнению с концентрированными, менее агрессивны, а также при определенном значении pH выщелачивают только соединения магния (соединения Fe (III) переходят в раствор в более кислой среде, чем соединения магния).

Обработка огарка разбавленным раствором серной кислоты позволяет активизировать процесс превращения нерастворимого фосфата магния в растворимый сульфат магния за счет действия полярных сил молекул воды по реакции



в результате чего весь связанный с фосфорной кислотой магний, а также все фосфат-анионы отделяются от огарка и переходят в раствор. За счет этого происходит увеличение содержания железа в концентрате.

#### Методика эксперимента

Эксперименты проводились с необожженной сидероплезитовой рудой Бакальского месторождения, прошедшей предварительную подготовку (обогащение методом магнитной сепарации) и измельченной до фракций 0–0,6 мм. Содержание исследуемых компонентов в исходной руде составляло, %: Fe (общ) – 30; MgO – 10,0; CaO – 2,1.

Расчет количества активатора – фосфорной кислоты проводился в соответствии с указанным составом руды в зависимости от планируемой степени извлечения оксида магния (от 10 до 100%). Таким образом, расход кислоты в эксперименте составил от 10 до 100 г/кг (в пересчете на безводную  $\text{H}_3\text{PO}_4$ ). Для эффективного протекания реакции пробы измельченной руды обрабатывали раствором фосфорной кислоты 50–85%-ной концентрации до получения влажно-воздушного состояния смеси и выдерживали в течение суток при температуре окружающей среды не ниже 15°C, обеспечивающей диффузию молекул фосфорной кислоты к поверхности каждой частицы рудной смеси. Затем смесь снова перемешивали и направляли на декарбонизирующий окислительный обжиг в муфельной печи с доступом воздуха при температуре 650–850°C.

Полученный после обжига огарок охлаждали, добавляли расчетное количество серной кислоты в

виде разбавленного раствора (например, 10%-ного). Затем проводили водное выщелачивание соединений магния в несколько приемов до pH 6,5–7,0 последних порций промывной воды. Полученный после промывания железорудный концентрат сушили до воздушно-сухого состояния.

Фильтрат вместе с промывными водами обрабатывали аммиаком до полного отделения в осадок фосфата магния-аммония  $MgNH_4PO_4$ . Полное осаждение достигается при pH около 8. Для осаждения можно использовать как газообразный аммиак, так и в виде раствора, например 25%-ного.

Осадок отделяли от фильтрата, сушили.

Оставшийся фильтрат обрабатывали эквивалентным количеством негашеной извести, при этом сульфат-анионы осаждались в виде малорастворимого сульфата кальция  $CaSO_4$  (гипс). Отделенная вода, практически без примесей, возвращается в процесс.

Схема комплексной безотходной технологии переработки сидероплезитов представлена на рисунке.

### Результаты и обсуждение

Полученный после промывания и высушенный до воздушно-сухого состояния железорудный концентрат анализировали на содержание железа, оксида магния и оксида кальция. Фосфор в концентрате отсутствовал, что показала качественная реакция (с молибдатом аммония).

В таблице приведены результаты химического анализа обожженных концентратов (по усредненным результатам трех параллельных определений) серий испытаний 1–10 с различным содержанием фосфорной кислоты и без нее.

Результаты испытаний

Номер серии эксперимента	Масса, $H_3PO_4$ г/кг руды	Содержание компонентов, масс. %			Степень извлечения $MgO$ , отн. %
		Fe (общ)	CaO	MgO	
Концентрат, обожженный без активатора	-	47,0	5,0	14,0	-
1	10	53,0	4,0	12,6	9,0
2	20	54,3	3,8	11,3	19,3
3	30	55,8	3,0	9,7	30,7
4	40	57,0	2,8	8,4	40,0
5	50	58,0	2,5	6,8	51,4
6	60	59,5	2,4	5,5	60,7
7	70	61,8	2,0	5,0	64,3
8	80	63,0	1,5	3,2	77,0
9	90	64,0	1,1	1,0	93,0
10	100	65,0	0,7	0,1	99,3

По результатам, представленным в таблице, можно сделать следующие выводы:

1. При использовании фосфорной кислоты в качестве активатора для обработки сидероплезитов можно достичь практически 100%-ной демагнетизации.

2. При уменьшении количества активатора – фосфорной кислоты – степень демагнетизации может быть снижена до требуемой в производстве.

3. Наибольшее содержание железа в концентрате составило 65% при расходе активатора 100 г/кг руды.

4. В производственных условиях вместо фосфорной кислоты могут быть использованы фосфорсодержащие компоненты – фосфористые руды, кислые фосфаты, например гидро- и дигидрофосфаты кальция и т.п.

По результатам исследований авторами получен патент [7].

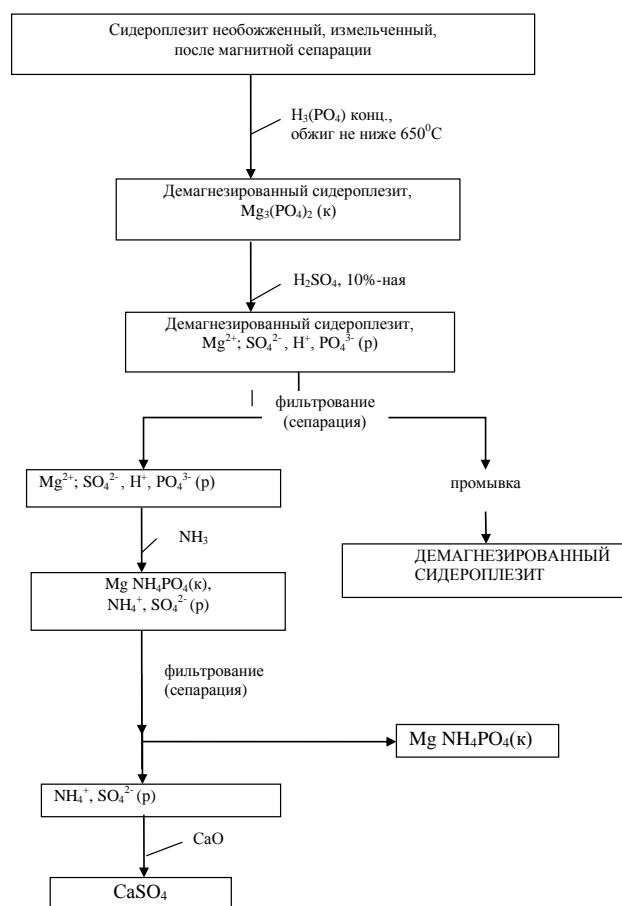


Схема комплексной безотходной технологии переработки сидероплезитов

### Заключение

Реализация предложенного способа комплексной переработки сидероплезитовой руды позволила получить в лабораторных условиях концентрат с содержанием железа общего 65% за счет его практически полной демагнетизации (99,9%). При уменьшении количества фосфорной кислоты степень демагнетизации может быть снижена до требуемого в металлургическом производстве содержания оксида магния.

Побочные продукты, полученные по предложенному безотходному способу  $MgNH_4PO_4$  и  $CaSO_4$ , могут служить сырьем для других производств, в частности, при производстве комплексных минеральных

удобрений и в строительном производстве, что будет способствовать снижению себестоимости продукции металлургического производства.

Отделенная при фильтровании вода, практически без примесей, возвращается для выщелачивания.

Применение фосфорной кислоты для извлечения магния из руды является нестандартным решением, поскольку в металлургическом производстве фосфор в большинстве случаев является вредной примесью, т.к. отрицательно влияет на свойства стали. Однако вводимая в предложенном способе фосфорная кислота играет роль промежуточного реагента для исходной руды и после выполнения своей основной функции – разрушения изоморфной решетки сидероплезита и связывания магния – полностью отделяется от железорудного концентрата и не ухудшает его качества по содержанию фосфора.

#### Список литературы

1. Егоров-Тистенко Ю.К. Кристаллография и кристаллохимия. М.: ВШ, 2005. 592 с.
2. Ключковский С.П., Смирнов А.Н., Савченко И.А. Разработка физико-химических основ комплексного использования высокомагнезиальных сидеритов // Вестник Магнитогорского госу-

дарственного технического университета им. Г. И. Носова. 2015. № 1 (49). С. 26–31.

3. Демагнизация сидероплезитовой руды с получением сульфата магния / Крылова С.А., Костина З.И., Понурко И.В., Шабалин Е.И. // Химическая технология. 2015. Т. 16. № 3. С. 163–167.
4. Исследование возможности демагнизации сидероплезитовых руд в лабораторных условиях / Костин В.Ф., Костина З.И., Крылова С.А., Понурко И.В. // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 68-й межрегион. науч.-техн. конф. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. Т.1. С. 119–121.
5. Способы демагнизации сидероплезитов с повышенным содержанием соединений магния / Костина З.И., Крылова С.А., Понурко И.В., Костин В.Ф. // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 71-й межрегион. науч.-техн. конф. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. Т.1. С.132–135.
6. Технология удаления магния из руд Бакальского месторождения / В.Ю. Кольцов, И.В. Кузнецов, Н.С. Величина, Т.Б. Юдина // Обогащение руд. 2013. № 3. С. 18–22.
7. Пат. 2468095 РФ, МПК С 22 81/00, 3/04. Способ комплексной переработки железной руды с повышенным содержанием соединений магния / Костина З.И., Костин В.Ф., Крылова С.А., Смирнов А.Н., Понурко И.В.; заявитель и патентообладатель ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (RU). №2011128481; заявл. 08.07.2011 // БИПМ. 2012. № 33. С. 302.

#### Сведения об авторах

**Костин Виталий Федорович** – канд. техн. наук, Магнитогорск.

**Костина Зинаида Ивановна** – канд. техн. наук, доц. кафедры физической химии и химической технологии, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519)29-84-25. E-mail: zikostina@mail.ru

**Крылова Светлана Александровна** – канд. хим. наук, доц. кафедры физической химии и химической технологии, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519)29-84-25. E-mail: svkryl@mail.ru

**Понурко Ирина Витальевна** – канд. техн. наук, доц. кафедры физической химии и химической технологии, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519)29-84-25. E-mail: [iponurko@mail.ru](mailto:iponurko@mail.ru)

---



---

### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---



---

#### SELECTIVE EXTRACTION OF MAGNESIUM COMPOUNDS AND COMPLEX PROCESSING OF SIDEROPLESITE ORE

**Kostin Vitaliy Fyodorovich** – Ph. D. (Eng.), Magnitogorsk.

**Kostina Zinaida Ivanovna** – Ph. D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519)29-84-25. E-mail: [zikostina@mail.ru](mailto:zikostina@mail.ru)

**Krylova Svetlana Alexandrovna** – Ph. D. (Chemical), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519)29-84-25. E-mail: [svkryl@mail.ru](mailto:svkryl@mail.ru)

**Ponurko Irina Vitaliyevna** – Ph. D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519)29-84-25. E-mail: [iponurko@mail.ru](mailto:iponurko@mail.ru)

**Abstract.** A method was developed for complex processing of siderite ore using phosphoric acid, which causes the destruction to a mineral isomorphous crystal lattice during roasting and selective binding of the initial magnesium compounds into magnesium phosphate. In subsequent processing of roasted ore by dilute sulphuric acid magnesium is transferred into the form of sulphate, and separated from the iron ore concentrate.

The implementation of the method suggested for complex processing of siderite ore permitted to obtain the concentrate with an

iron content of 65% due to the almost complete extraction of magnesium oxide (99,9%) under laboratory conditions. When reducing the amount of phosphoric acid, the degree of extraction can be reduced to the required magnesium oxide content in the metallurgical production.

By-products of a process can be used in the production of complex mineral fertilizers, building materials and reduce the metallurgical production costs.

Water used in the leaching process is recycled by returning to the manufacturing process.

**Key words:** siderite (sideroplezite) ore, isomorphous crystal lattice, acid leaching, chemical enrichment, phosphoric acid, magnesium oxide, iron ore concentrate, non – waste technology, complex processing.



УДК 662.741.3.022:622.765

Панишев Н.В., Бигеев В.А., Галиулина Е.С.

## ПЕРСПЕКТИВЫ УТИЛИЗАЦИИ ХВОСТОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ И ТВЕРДЫХ ОТХОДОВ ТЕПЛОВЫХ ЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ

**Аннотация.** Утилизация золошлаковых отходов и отходов углеобогащения актуальна и занимает первоочередное место среди перспективных проблем во многих странах мира. В настоящее время в России эти отходы лишь на 10–15% используются в разных отраслях производства, но потенциал их использования намного шире.

**Ключевые слова:** утилизация, хвосты, обогащение, зола, шлак.

В недрах России сосредоточена треть мировых ресурсов угля и пятая часть разведанных запасов – 193,3 млрд т. Из них 101,2 млрд т бурого угля, 85,3 млрд т каменного угля (в том числе 39,8 млрд т коксующегося) и 6,8 млрд т антрацитов.

Промышленные запасы действующих предприятий составляют почти 19 млрд т, в том числе коксующихся углей – около 4 млрд т. Российская Федерация занимает второе место по запасам и пятое место по объему добычи угля. Существующая сырьевая база может обеспечить работу угольной промышленности с годовой добычей порядка 500 млн т на протяжении более чем на 550 лет. Что касается мощностей, то в настоящее время в угольной промышленности России действует 241 угледобывающее предприятие, включающее 104 шахты и 137 разрезов с годовой мощностью 370 млн т угля, в том числе 250 млн т энергетических углей. Подземным способом добывается 110 млн т. Около 220 млн т энергетических и коксующихся марок углей перерабатываются на 68 обогатительных фабриках и установках механизированной породовыборки. Угольная отрасль играет огромную роль в энергобалансе страны. Уголь широко используется в выработке электроэнергии, составляя более 25% в балансе топливно-энергетического комплекса. Но доля угля в работе тепловых электростанций продолжает увеличиваться. Согласно стратегическим планам развития отрасли она должна составить 31–38% к 2020 году. По расчетам, проведенным в Институте энергетических исследований РАН, для до-

бычи угля в прогнозируемых объемах необходимо создать мощности к 2020 году – 430–440 млн т. При этом требуемые мощности для добычи угля в прогнозируемых объемах по сравнению с 2010 г. составят:

	2010	2020
Энергетический уголь, млн т	245	325
Уголь для коксования, млн т	95	115
Всего, млн т	340	440

Учитывая ограниченность и невозполнимость ресурсов нефти и газа, можно предположить, что если не будет найдено новых месторождений или других альтернативных видов топлива, то уже к 2030-му году уголь может стать основным источником топливной энергии, и угольная промышленность станет ведущей отраслью ТЭК.

### Утилизация отходов углеобогащения

В угледобывающих странах выход твердых отходов при открытой добыче составляет 3–5 т, при шахтной – 0,2–0,3 т на 1 т добываемого угля или сланца. При обогащении углей выход хвостов составляет 0,15–0,35 т/т угля [1–4]. По ориентировочным расчетам только с отходами обогащения в России ежегодно теряется до 4 млн т угля. Для обогащения углей применяют гравитационные и флотационные методы, причем в первом случае используют более крупный материал, что предопределяет значительное различие в гранулометрическом составе отходов этих

обогащительных процессов.

Содержание углерода в отходах обогащения составляет примерно от 3 до 25–26% (по другим источникам 5–20%). Зольная часть состоит преимущественно из оксидов  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (>90%), и только отдельные месторождения углей и сланцев содержат повышенное количество оксида кальция. Зольность отходов обогащительных фабрик находится примерно в пределах от 70 до 88%, сернистость – от 1 до 4,5%. Сложность использования отходов обогащения не только в том, что они отличаются друг от друга по физико-химическим свойствам, но и тем, что они собираются в больших количествах в отвалах и трудно оттуда извлекаются.

Породы вскрыши, отличающиеся высоким содержанием минеральных веществ, могут быть использованы для энергетических целей после предварительного обогащения с получением кондиционного по зольности продукта, в небольших количествах в смеси с малозольными углями для получения водноугольных суспензий или для сжигания в специальных топочных устройствах (топки с кипящим слоем). Породы вскрыши могут применяться как закладочный материал и для рекультивации земель, а шахтные – для закладки шахтного пространства. Так, вскрышные породы некоторых карьеров (Канско-Ачинского, Минусинского и др.) [4] могут применяться без селективной отработки слагающих литологических разностей как сырье для производства пористых заполнителей для легких бетонов, керамических стеновых материалов, при строительстве дамб и других инженерных сооружений.

Источниками образования отходов на углеобогащительных фабриках являются операции подготовки рядовых углей и сами обогащительные процессы, причем в результате последних образуется практически вся порода, выдаваемая фабрикой. По вещественному составу отходы представляют собой многокомпонентную смесь различных минеральных веществ и остаточного угля.

По данным [4], химический состав отходов на углеобогащительных фабриках основных угольных бассейнов России следующий (%):

$A^d$ (зола на сухую массу)	<u>64–93</u> 50–75
$C^a$ (аналитическая проба)	<u>3–23</u> 10–47
$S_l^d$ (общая сера на сухую массу)	<u>0,1–4,5</u> 0,2–3,8
$(\text{SiO}_2)_A$	<u>52–79</u> 50–67
$(\text{Al}_2\text{O}_3)_A$	<u>14–31</u> 14–31
$(\text{Fe}_2\text{O}_3)_A$	<u>3–16</u> 1–12

Отходы углеобогащения, содержащие значи-

тельное количество горючей массы, могут быть подвергнуты дополнительному обогащению с получением кондиционного по зольности твердого топлива или непосредственно использованы для сжигания или газификации. Для сжигания высокозольных топлив или отходов углеобогащения со значительным количеством горючей массы используют специальные топочные устройства с кипящим слоем, плазменные печи, печи для пылевидного сжигания и др. В ряде стран эксплуатируются крупные электростанции, на которых сжигаются высокозольные отходы углеобогащения в пылевидном состоянии. Опыт эксплуатации этих электростанций на низкокачественном сырье (зольность >60%, влажность >30–35%) показал, что при этом не только сокращаются затраты на топливо, но и заметно уменьшаются выбросы оксидов серы и азота в окружающую среду.

В России, Украине, Германии, Швеции, США, Канаде, Японии нашли применение различные плазменные печи для переплавки легированных отходов и восстановительной плавки. Для этой цели разработаны и используются различные генераторы плазмы и дуговые плазменные горелки мощностью до 6000 кВт и системы с передаваемой дугой для плазменных печей мощностью до 10 МВт. В одном из разработанных шведскими фирмами процессе исследуется возможность восстановления руд отходами углеобогащения в плазменных генераторах. Предполагают, что в этом процессе можно получить восстановленный рудный материал, а отходящие газы использовать для выработки электроэнергии, в количестве, достаточном для обеспечения потребности этого процесса.

При содержании золы до 40% хвосты флотации коксующихся углей (Чехия) можно использовать в смеси с энергетическими углями либо для непосредственного сжигания.

Имеются сведения об успешных работах по газификации углеродсодержащих отходов углеобогащения с получением энергетического газа (теплота сгорания 3,3–5,24 МДж/м<sup>3</sup>).

Горелые породы обнаружены на многих месторождениях как в России, так и за рубежом. Так, кроме части углей, выгорающих непосредственно в пластах, наблюдается самовозгорание и горение терриконов (>1000). В том и другом случаях происходит почти полное выгорание органической массы углей и дегидратация вмещающих пород. В настоящее время горелые породы могут быть использованы в качестве заполнителей различных бетонов, кислотостойких мастик, в строительстве дорог, дамб, в фильтровальных установках и др.

Применение шахтных пород может быть значительно шире. Так, установлено, что шахтные породы Донбасса являются ценным сырьем для получения удобрений, содержащих большое число микроэлементов, необходимых для питания растений (Mo, Zn, Mn, Ag, Si и др.). При обработке шахтных пород химическими реагентами получены эффективные ком-

плексные удобрения («Донбасс»), необходимые для минерального питания почв, разбалансировка которых происходит в результате интенсификации и химизации сельского хозяйства.

В результате гравитационной сепарации некоторых углей можно отделить высокозольные фракции (породные отходы), в которых содержание ряда микроэлементов (Ag, As, Cd, Mn, Mo, Ni, Pb и др.) в 1,3–14 раза выше, чем в исходных углях.

Во многих странах при производстве различных строительных материалов в качестве добавок используют наряду с золами ТЭЦ отходы гравитационного и флотационного обогащения и шахтные породы. В Украине, например, для производства различных строительных материалов использовали 960 тыс. т отходов углеобогащения и угледобычи, 450 тыс. т зол и шлаков электростанций.

В Украине отходы обогащения используются более чем на 100 кирпичных заводах. Они находят применение в производстве керамических стеновых изделий (отходы отсадки и флотации угля), в качестве котельного топлива или добавки к нему, как материал для закладки выработанного пространства шахт, в производстве цемента, в сельском хозяйстве, для строительства низконапорных гидросооружений.

Наиболее перспективным присадочным материалом считаются отходы флотации углей, для которых не требуется дополнительное измельчение.

Наиболее освоенная область переработки отходов углеобогащения – производство стеновых керамических материалов и легких заполнителей бетона.

Одним из наиболее перспективных направлений утилизации и использования отходов углеобогащения является производство искусственных пористых заполнителей легких бетонов (аглопорита, керамзита и др.). Для этого же используются золы ТЭЦ, а иногда шлаки и горелые породы.

Аглопорит представляет собой легкий пористый материал, получаемый методом контактного спекания различного глинистого сырья на решетках агломерационных машин.

Необходимо отметить также разработки в области комплексного использования горючих сланцев. В настоящее время 50–70% общих затрат на производство различных продуктов из горючих сланцев составляют расходы на их добычу и транспортирование. В связи с этим в России и ряде стран за рубежом проводятся работы по получению из них жидкого синтетического топлива, сырья для химической и металлургической промышленности, материалов для строительной индустрии. Зольные отходы горючих сланцев широко применяются при производстве аглопорита, минеральная часть используется в качестве составного компонента при производстве цемента, теплоизоляционных материалов, вяжущих веществ; некоторые виды сланцевой золы с повышенным содержанием щелочноземельных металлов применяются для известкования кислых почв.

В Австралии разрабатываются крупные месторождения горючих сланцев, что позволит получать более 1 млрд м<sup>3</sup> сланцевого масла, газولين, керосин и дизельное топливо.

Исследования показали, что экономика освоения месторождений горючих сланцев будет значительно улучшена, если они будут разрабатываться комплексно с одновременным извлечением редких химических металлов.

Важное значение имеет содержание микроэлементов в углях и сланцах. В настоящее время их обнаружено свыше 70, но общее содержание, как правило, не превышает 0,1%. Есть месторождения углей, в которых содержание микроэлементов в сотни – тысячи раз выше, чем в их кларках в осадочных породах.

В отдельных случаях целесообразно предварительно выделять и утилизировать некоторые микроэлементы, а затем использовать твердые горючие ископаемые. С этой точки зрения наибольшее значение имеют германий, уран, молибден, золото, серебро и др. Наиболее характерен в этом отношении германий. В ряде стран угли и углистые породы являются главным сырьевым источником получения германия. В углях России содержание германия находится в пределах от 1 до 2000 г/т сухого угля.

### Переработка отходов сжигания угля

Твердые продукты, получаемые при сжигании или газификации ТГИ, можно разделить на две группы: шлаки и золы.

Зольность нормируется государственными стандартами. Наиболее высокий допустимый предел зольности рядовых углей, отсеков, [штыбов](#), [промпродукта](#) и шламов обогащения установлен для условий пылевидного сжигания (Ad 45%, экибастузских углей – 53%). Для слоевого сжигания используются угли с Ad не более 37,5%, для коксования – необогащенные спекающиеся угли и [концентраты](#) обогащения с Ad до 10,6%. Предельная зольность углей для коксования, направляемых на обогащение для различных бассейнов, – 25–36%. Зольность горючих сланцев колеблется в широких пределах (Ad 48–72%). Для условий потребления горючих сланцев зольность не нормируется; основным показателем качества служит удельная теплота их сгорания, на величине которой отражается зольность. Зольность [торфа](#) зависит от геологических условий его образования и различна для разных типов и видов торфа. По содержанию золы различают малозольные (менее 5%), средnezольные (5–10%) и высокозольные (более 10%) торфы.

Повышение зольности снижает тепловой эффект сжигания топлив, удорожает (как балласт) стоимость их транспортировки, отрицательно отражается на технологии процессов переработки и качестве получаемых продуктов ([кокса](#), [полукокса](#) и др.).

Одним из перспективных видов сырья являются золы тепловых электростанций, которые имеются

практически во всех регионах страны. Золоотвалы занимают большие земельные площади, пригодные для использования в сельском хозяйстве. Относясь к отходам IV или III класса опасности, они часто располагаются вблизи жилых районов, что недопустимо санитарно-техническими нормами.

В отвалах тепловых электростанций мира скопилось более 0,7–1 млрд т золошлаковых отходов. В России ежегодно образуется более 85 млн т золошлаковых отходов. При этом энергетики не заинтересованы в переработке своих отходов, так как плата за выбросы и захоронения отходов заложена в себестоимость электроэнергии и теплоносителя, их оплачивает население и при этом живёт в зоне интенсивного загрязнения от ТЭС и их золоотвалов, несёт на себе тяжесть последствий их влияния на здоровье. За рубежом перерабатывают до 80–100% от текущего образования золы и шлака. Там не закладывают в себестоимость электроэнергии затраты на захоронение отходов. Переработкой занимаются отдельные фирмы под контролем государства и местных властей.

Вместе с тем золы и шлаки по химическому и минералогическому составу во многом идентичны природному минеральному сырью. Использование их в промышленности, строительной индустрии и сельском хозяйстве – один из стратегических путей решения экологической проблемы в зоне работы ТЭС. Шлаки и золы имеют хорошую перспективу для широкого их использования с целью ресурсосбережения, то есть решения экономических проблем, связанных с сохранением природных ресурсов цветных, редких металлов и других материалов.

По зерновому составу твердые отходы принято делить на золу и шлаки. Условной границей между ними можно принять фракцию 0,25 мм: более мелкие отходы относят к золам, более крупные – к шлакам. При удалении мелкой и легкой фракций, которые уносятся дымовыми газами из топок и улавливаются фильтрами ТЭС, в золоборники получают золу сухого отбора. Она поступает либо непосредственно в транспортирующие средства, либо в хранилища потребителя. При очистке золоборников водой зола и шлак в виде пульпы удаляются в отвалы. На этих отвалах, имеющихся при каждой ТЭС, хранятся основные массы твердых отходов.

Состав и свойства отходов ТЭС зависят от минерального состава топлива и способа его сжигания. Угли разных месторождений и соответственно золы, образующиеся при их сжигании, существенно различаются по составу минеральной части – содержанию и соотношению основных элементов. Они содержат окислы ряда таких элементов, как кремний, алюминий, кальций, железо, магний, натрий, калий, редкоземельные металлы, содержание которых менее 0,1%. Роль редких металлов в современной технике все более возрастает. Редкие металлы в значительной мере определяют развитие таких важных отраслей промышленности, как производство специальных сталей,

твердых и жаропрочных сплавов, электротехники, электровакуумной техники и ряда отраслей новой техники. За последние десятилетия новые металлы вошли в орбиту промышленного использования, возросли масштабы и расширилась номенклатура продуктов производств редких металлов. Присутствие в золах комплексов этих ценных элементов позволяет рентабельно извлекать их при содержании даже более низком, чем в промышленных рудах, что в значительной степени снижает расходы на геологические поиски рудного сырья, разведку месторождений, добычу руды, ее дробление, обогащение, транспортировку. В процессе фракционирования ЗШМ выделяются магнитные микросферы, применяемые в металлургии, приборостроении, радиотехнике и электронике. Себестоимость получения редких металлов из зол на 60% ниже, чем их извлечение из промышленных руд. При этом кроме существенного экономического эффекта решаются многие экологические проблемы.

В настоящее время переработка зольных уносов в промышленности строительных материалов еще не носит массового характера. Количество используемых отходов составляет менее 10%. При современных высокотемпературных режимах сжигания углей находящееся в них железо частично восстанавливается, образуя мелкие сфероидальные выделения. В них свыше 70% железа, легированного марганцем, ванадием, никелем, титаном [5]. Зольные уносы и отходы обогащения могут найти широкое применение для производства некоторых видов цементов, вяжущих веществ, строительных растворов, микронаполнителей асфальтобетонов для аэродромных покрытий, полимерных пленок, стеклокристаллических материалов, для закладки выработанного пространства шахт, борьбы с шахтными пожарами, предотвращения выбросов метана из газообильных шахт и других целей. В Японии доказана целесообразность использования золы каменных углей в качестве наполнителя резины и резиновых изделий. Этот наполнитель повышает предел прочности, сопротивление разрыву и относительному удлинению резины, а также позволяет получать термостойкие высокопрочные пластики. Большая часть исследованных углей относится к категории труднообогатимых. В то же время сжигание таких углей в бытовых и промышленных топках весьма неэффективно. С целью снижения зольности этих углей, отсевов и отходов углеобогащения в разные годы проводились исследовательские и опытно-промышленные работы по их брикетированию с использованием крупнотоннажных углеродсодержащих малозольных отходов и малозольных, малосернистых торфов.

Зольность брикетов (не более 24–25%) соответствует требованиям, предъявляемым к топливу для бытового потребления.

Одним из источников получения скандия может быть зола некоторых каменных углей, в которой на 1 т золы содержится примерно 60–400 г скандия. Обо-



гащенность некоторых углей германием достигает таких размеров, что в ряде стран (Япония, Чехия, Великобритания) он производится преимущественно из продуктов переработки углей или их золы.

Твердые отходы тепловых электростанций – золы и шлаки – близки к металлургическим шлакам. Эти отходы на 80–90% состоят из  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$  со значительными колебаниями их содержания. Кроме того, в состав этих отходов входят остатки несгоревших частиц топлива (0,5–20%), соединения титана, ванадия, германия, галлия, серы, урана. Химический состав и свойства золошлаковых отходов определяют основные направления их использования.

В настоящее время основное количество золы используется в строительной индустрии (производство цемента, кирпича, изделий из ячеистого бетона, шлакоблоков, легких заполнителей, рубероида, керамзита), в строительстве дамб золошлакоотвалов, строительстве и ремонте дорог. Применение зол и шлаков ТЭС в качестве строительных материалов является наиболее масштабным направлением и может решить проблему дефицита стройматериалов в регионах Российской Федерации. За счет использования отходов экономится до 30% цемента и более половины природных заполнителей, снижается теплопроводность бетонов, снижается масса зданий и сооружений.

Одним из самых золоемких направлений в производстве строительных материалов является изготовление керамического кирпича, камней и блоков. Изготовление строительного кирпича из золы не требует разработки глиняных карьеров, перевозки, многомесячного выдерживания сырья в запасниках. И даже сейчас зола и шлаки используются как сырьевой компонент и в качестве добавки (5–20%) на многих кирпичных заводах. Характерно, что золошлаки системы гидрозолоудаления имеют при изготовлении керамического кирпича преимущество перед сухой золой благодаря равномерному распределению влаги в шихте. На кирпичных заводах за счет использования золы экономится до 20% топлива, повышается качество продукции.

Конкретные направления использования отходов в строительной индустрии определяются в зависимости от фазово-химического состава и свойств золы. Так, зола, содержащая 25–30% окислов алюминия (зола подмосковных, экибастузских, азейских углей), является прекрасным и практически неисчерпаемым сырьем для получения коагулянта на основе оксихлорида алюминия, необходимого для очистки питьевых и сточных вод и глинозема. Шламы этого производства могут быть использованы для получения цемента и силикатного кирпича.

Технология сжигания угля на ТЭС построена так, что его минеральная часть, расплавляясь, образует золу, в составе которой, как правило, присутствует легкая фракция в виде микросфер, представляющих

собой полые шарики размером от 10 до 500 мкм, наполненные углекислым газом. Этой фракции в золе сравнительно немного – около 2–5%, но свойствами они обладают замечательными: объемная насыпная масса – 100–150 кг/м<sup>3</sup>. На основе легкой фракции получены кирпичи, стоимость которых почти в два раза меньше стоимости шамотного кирпича. По своим основным характеристикам легкие огнеупорные теплоизоляционные изделия с использованием микросфер с успехом могут заменить традиционный шамотный легковес. Область их применения весьма широка: строительство зданий и сооружений, теплоизоляция в холодильной промышленности, теплозвукоизоляция в судостроении, самолетостроении и других отраслях, где требуется легкий, теплоизоляционный, негорючий материал.

Основная масса используемой части шлаков и зол служит сырьем для производства строительных материалов. Так, золу ТЭС используют для производства искусственных пористых заполнителей – зольного и аглопоритового гравия. При этом для получения аглопоритового гравия используют золу, содержащую не больше 5–10% горючих, а для производства зольного гравия содержание в золе горючих не должно превышать 3%.

Золошлаковые отходы используют в дорожном строительстве. Они служат хорошим сырьем для производства минераловатных изделий. Высокое содержание  $\text{CaO}$  в золе сланцев и торфа позволяет использовать её для снижения кислотности – известкования почв. Растительная зола широко используется в сельском хозяйстве в качестве удобрения ввиду значительного содержания калия и фосфора, а также других необходимых растениям макро- и микроэлементов. Отдельные виды золошлаковых отходов обладают свойствами, делающими перспективным их применение в качестве агентов очистки отходящих газов ТЭС и производственных сточных вод.

Возможности использования золы и шлаков ТЭС в производстве сельскохозяйственных продуктов не ограничиваются мелиорацией почв. Ведутся работы по использованию отходов для очистки водоемов и выращивания питательной массы для корма рыбам.

Зола углей содержит практически все металлы, которые можно извлекать. Концентрация Sr, Zn, V, Ge достигает 10 кг на 1 т золы. Содержание урана в золе бурых углей некоторых месторождений может достигать 1 кг/т.

В настоящее время для удаления золы и шлака в отвалы наиболее распространен способ гидроудаления. Пневматические системы удаления золы и шлака применяются крайне редко. Однако влажные золошлаки, попадая в отвалы-накопители, быстро слеживаются и в значительной степени теряют свои потребительские свойства. По своим физико-химическим свойствам увлажненная зола в большинстве случаев не может быть использована в промышленности строительных материалов. На ТЭС, оборудованных

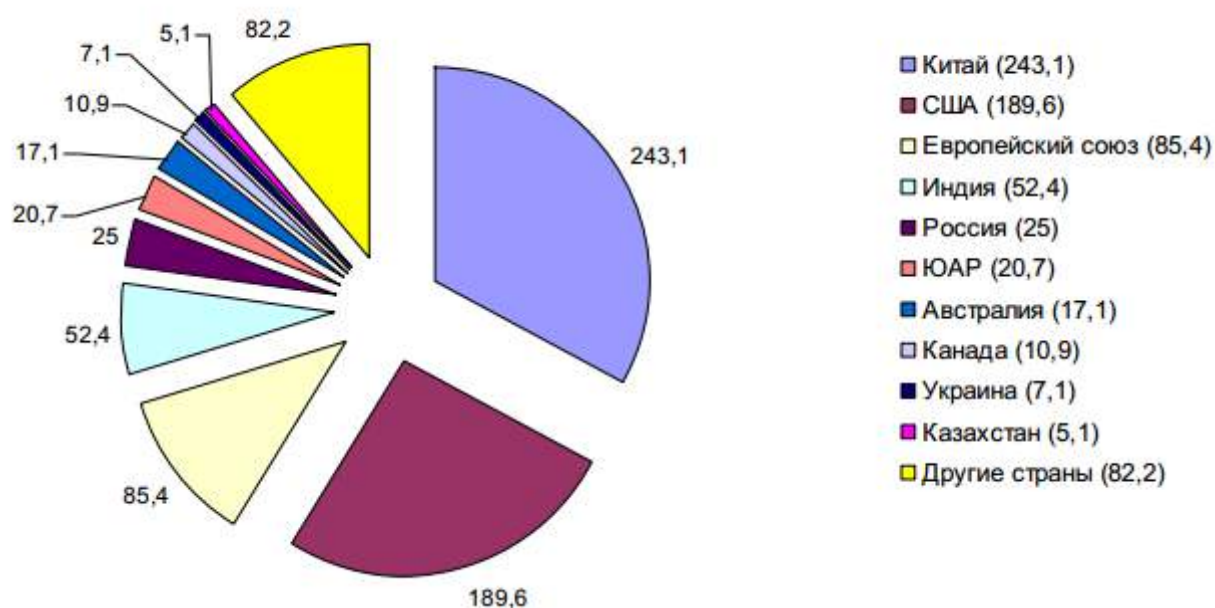
мокрыми золоулавливателями (скруббер, трубы Вентури и др.), необходимо осуществлять сгущение и обезвоживание золы до 10-15% влажности.

При определении роли ТЭС в формировании товарного рынка ЗШМ необходимо исходить из той предпосылки, что большинство их никогда не будет заниматься вопросами утилизации. Как правило, ТЭС не заинтересована в этом, поскольку ее основная задача – выработка тепла и электроэнергии. Помимо того, затраты на транспортирование, складирование и хранение отходов входят в себестоимость производства и оплачиваются потребителями энергоносителей, а реальные экономические стимулы для снижения подобных затрат отсутствуют.

Золы и шлаки, размещенные на золоотвале, как товарный продукт, сами по себе ничего не стоят, по-

скольку расходы на их производство, транспортировку и хранение входят в себестоимость электроэнергии.

В золных отходах сконцентрировано большое количество соединений железа, алюминия, хрома, никеля, марганца, редких и рассеянных элементов: ванадия, германия, галлия. Согласно литературным данным при сжигании каменного угля на электростанциях вместе с золой выбрасывается больше металлов, чем их добывается в природе [6]. О необходимости использования золных отходов опубликовано много работ, большинство из которых посвящено применению их в строительной индустрии. Очень мало работ рассматривает вопросы извлечения ценных микроэлементов [5].



Производство золошлаковых отходов в мире за 2012 год, млн т

гии, вырабатываемой ТЭС. Поэтому цена на них может колебаться от нуля до предела, субъективно установленного владельцем с учетом сложившейся на данный момент конъюнктуры.

Очень серьезная проблема заключается в преодолении сопротивления предприятий, работающих на природном сырье, и поставщиков природного сырья инновационным процессам, связанным с применением ЗШМ в традиционных технологиях.

В России и мире образуется огромное количество золошлаковых отходов (см. рисунок), которые требуют пристального внимания с целью утилизации или переработки для улучшения экологической ситуации в стране и решения производственных проблем с получением определенного вида сырья и материалов.

Важно отметить, что содержание железа в концентрате (см. таблицу) после магнитного обогащения золы и шлака значительно выше, чем в добываемой природной руде.

Содержание некоторых элементов в магнитном концентрате

Наименование компонента	Содержание, %	Содержание, г/кг (магнитного концентрата)
Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	99,16	991,60
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,17	1,70
MnO	0,34	3,40
VO <sub>2</sub>	0,33	3,30

С помощью магнитной сепарации можно извлечь из золошлаковых отходов ТЭС тысячи тонн железного концентрата для металлургической промышленности. Стоимость магнитного концентрата, полученного из золошлаковых отходов ТЭС методом магнитной сепарации, значительно ниже рудного

концентрата, полученного из природного сырья, что положительно скажется на упрощении технологии их получения в производстве, снижении энергозатрат и увеличении использования в металлургической и химической промышленности.

Прежде всего золошлаковые отходы служат заменой песка, применяемого в качестве заполнителя бетонов и строительных растворов. При достаточно высоком содержании извести их можно использовать вместо цемента. По масштабам возможного применения бетоны – главное направление, которое может решить проблему ликвидации золоотвалов путем их полной утилизации. Их можно использовать в качестве заполнителей при производстве «легких» бетонов, а также для тепло- и звукоизоляции.

Строительные материалы – наиболее очевидное, но далеко не единственное направление в утилизации золоотвалов. Зола и шлак могут стать ценным источником металлов. Металлы находятся в угле в составе различных минералов и металлоорганических соединений. При сжигании углей значительная их часть переходит в золу.

Железо в углях содержится главным образом в составе минералов пирита ( $\text{FeS}_2$ ) и сидерита ( $\text{FeCO}_3$ ), при этом также значительная часть может встречаться в форме железоорганических соединений.

В процессе сжигания углей, при довольно высокой температуре – порядка  $1500^\circ\text{C}$ , происходит преобразование всех присутствующих соединений в минерал магнетит ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ). Находясь в расплавленном, распыленном и взвешенном в струе дымовых газов состоянии, капли магнетита приобретают форму шариков. Возможные направления использования магнетитовых микрошариков – производство красителей, наполнитель бетонов, способных экранировать электромагнитные излучения, порошковая металлургия, природно-легируемые концентраты железной руды [4, 8]. При дефиците воздуха и наличии несгоревших частиц угля в расплавленном шлаке образуется ферросилиций – сплав железа с кремнием. Соотношение между Fe и Si непостоянно, и поэтому химическая формула соединения записывается обычно  $\text{Fe}_x\text{Si}_y$ . Это сильный ферромагнетик.

Накопление твердых отходов (шлака и золы) достигло огромных размеров – сотни миллионов тонн, что, в свою очередь, нуждается в значительных земельных площадях для их хранения. Это приводит к нарушению экологической ситуации в регионах и в стране в целом. На данное время в России нет комплексной переработки золошлаковых отходов, лишь незначительное их количество (10–15%) используется в строительной отрасли как компонент при производстве кирпича и дорожного покрытия. Но потенциал золошлаковых отходов намного больше, это предопределено наличием большого количества ценных компонентов, которые содержат шлаки ТЭС (титан, марганец, кобальт, стронций, рубидий, иттрий, ванадий, железо, кремний и др.). При этом их использова-

ние в качестве оксидов внесет огромный вклад в производство промышленной продукции и материалов общего и индивидуального значения.

Диоксид титана можно применять в производстве лакокрасочных материалов, в частности титановых белил, производстве пластмасс и ламинированной бумаги. Диоксид титана может быть использован в производстве резиновых изделий, стекольном производстве (термостойкое и оптическое стекло) как огнеупор (обмазка сварочных электродов и покрытий литейных форм).

Диоксид марганца применяется как катализатор при дегидрогенизации пиперидина, для десульфурзации металлов, компонент многих керамических материалов.

Оксид кобальта находит применение при изготовлении синих эмалей, для окраски в синий цвет расплавленного стекла, а также в производстве различных солей кобальта, красителей, керамики и керамической глазури, окислителя и катализатора.

Оксид стронция в основном применяется как компонент оксидных катодов вакуумных электронных приборов, стекла кинескопов цветных телевизоров (поглощает рентгеновское излучение), эмалей и глазурей, высокотемпературных сверхпроводников, пиротехнических составов.

Оксид иттрия широко используется в керамической промышленности. Одной из наиболее важных и ответственных областей применения оксида иттрия в качестве жаропрочного огнеупорного материала является производство наиболее долговечных и качественных сталеразливочных стаканов (устройство для дозированного выпуска жидкой стали).

Таким образом, разнообразие методов применения как чистых золошлаковых отходов, так и соединений ценных элементов, которые в них содержатся, позволяет надеяться на последующее перспективное извлечение ванадия, титана, кобальта, стронция, марганца, иттрия, ниобия и других цветных и редких элементов.

Утилизация золошлаковых отходов ТЭС позволит расширить минерально-сырьевую базу, а также сократить земельные площади под золоотвалы и улучшить экологическую обстановку в зоне золоотвалов [7, 8].

С целью дальнейшего продвижения технологии утилизации отходов необходимо выполнить следующие научно-исследовательские и прикладные работы:

- определить основные технологические параметры переработки золошлаковых отходов;
- разработать перспективную технологическую схему переработки золошлаковых отходов для извлечения полезных компонентов и формирование ассортимента экономически перспективных продуктов и материалов;
- выдать техническое задание и исходные данные на проектирование производства переработки золошлаковых отходов;

- осуществить авторский надзор за проектированием и привязкой технологического оборудования для переработки золошлаковых отходов по месту.

### Заключение

Причина низкого уровня утилизации твердых отходов переработки углей в России кроется в том, что, во-первых, энергетики не заинтересованы в переработке своих отходов, так как затраты на выбросы и захоронения заложены в себестоимость электроэнергии и теплоносителя или угольного концентрата, их оплачивает население или потребители концентратов. При этом население живет вблизи интенсивного загрязнения, несет на себе тяжесть последствий их влияния на здоровье. Во-вторых, россияне не используют практический опыт зарубежных стран, которые успешно перерабатывают отмеченные отходы на 80–100% от их ежегодного выхода. Они смогли организовать производство так, что отходы дают большие прибыли.

Вместе с тем, несмотря на наличие разработанных процессов утилизации топливных золошлаковых отходов, уровень их использования все ещё остается низким по сравнению с имеющимися ресурсами. С другой стороны, современное технологическое использование энергии топлива (по сравнению, например, с его использованием на мощных ТЭС) является малоэффективным. При решении вопросов защиты окружающей среды, в частности от вредного влияния твердых и газообразных отходов ТЭС, перспективным может оказаться путь комплексного энерготехнологического использования топлив. Объединение крупных промышленных установок для получения металлов и других технологических продуктов (в частности, химических), а также технологических газов с мощными топками ТЭС может позволить полностью утилизировать как органическую, так и минеральную части топлива, увеличить степень использования тепла, резко сократить расход топлива.

Значительные перспективы в решении задач борьбы с отходами в энергетике и некоторых смежных отраслях обещает детальная отработка трёх наиболее важных способов получения жидких топлив из ископаемых углей: газификации (производства синтез-газа с последующим получением на его основе жидкого топлива), гидрогенизации (насыщение угля

водородом при температурах порядка 500°C и давлениях в несколько сот атмосфер) и пиролиза (высокотемпературное разложение угля в инертной среде).

Что же сдерживает широкое использование ЗШМ в промышленности, строительной индустрии и сельском хозяйстве? В числе главных причин, которые определяют низкий уровень утилизации ЗШМ и сдерживают дальнейшее повышение уровня их использования до средневропейского на всей территории России, является отсутствие в стране технической политики и системного подхода при решении указанной проблемы и, следовательно, отсутствие экономической заинтересованности отраслей народного хозяйства.

### Список литературы

1. О кондиционировании угольной шихты для коксования / В.Н.Егоров, А.В.Анисимов, Н.А.Тарасов и др. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И.Носова. 2007. №2(18). С.18-24.
2. Исследование флотуемости углей с различной минерализацией при использовании нового реагента-собирателя / В.Н.Петухов, А.В.Саблин, А.А.Лавриненко, А.А.Юнаш // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И.Носова. 2008. №2(22). С.31-34.
3. Свечникова Н.Ю., Юдина С.В., Мамедалина Н.И. Анализ отходов флотационного обогащения угля // Теория и технология металлургического производства. 2015. №1(16). С.19-22.
4. Кизильштейн Л.Я., Дубов Н.В., Шпицглюз А.Л. Компоненты зол и шлаков ТЭС. М.: Энергоатомиздат, 1995. 176 с.
5. Ксинтарис В.Н., Рекитар Е.А. Использование вторичного сырья и отходов в производстве. М.: Экономика, 1983. 167 с.
6. Соловьев Л.П., Пронин В.А. Утилизация зольных отходов тепловых электростанций // Фундаментальные исследования. 2011. № 3. С. 40–42.
7. Федоров С.А. Экология энергетики. Дубна: Междунар. ун-т природы, общества и человека, 2003. 127 с.
8. Шпирт М.Я. Безотходная технология. Утилизация отходов добычи и переработки твердых горючих ископаемых. М.: Недра, 1986. 255 с.

### Сведения об авторах

**Бигеев Вахит Абдрашитович** – д-р техн. наук, проф. кафедры МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-59. E-mail: [v.bigeev11@yandex.ru](mailto:v.bigeev11@yandex.ru)

**Панишев Николай Васильевич** – канд. техн. наук, доц. кафедры МЧМ, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-73. E-mail: [n.panishev@magtu.ru](mailto:n.panishev@magtu.ru)

**Галиуллина Елена Сергеевна** – магистрант 1 курса гр. ММСм-15, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-73. E-mail: [mchm@magtu.ru](mailto:mchm@magtu.ru)

---

---

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

---

**PERSPECTIVES OF UTILIZATION OF COAL ENRICHMENT  
AS WELL AS THERMOELECTRIC PLANTS WASTES**

**Bigeev Vakhit Abdrashitovich** – D.Sc. (Eng.), Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519) 29-85-59. E-mail: [v.bigeev11@yandex.ru](mailto:v.bigeev11@yandex.ru)

**Panishev Nikolay Vasilyevich** – Ph.D. (Eng.), Assistant Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519) 29-85-73. E-mail: [n.panishev@magtu.ru](mailto:n.panishev@magtu.ru)

**Galiullina Elena Sergeevna** – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: [mchm@magtu.ru](mailto:mchm@magtu.ru)

**Abstract.** Between others utilization of coal enrichment and thermoelectric plants wastes is the key problem in the world. Present day in Russia only 10-15% of those wastes are utilized in industry, but the perspectives of utilization are more wider.

**Keywords:** utilization, tailings, enrichment, slag, ash.



## ИНФОРМАЦИОННОЕ ПИСЬМО

### *Уважаемые коллеги!*

Приглашаем Вас принять участие в издании научного журнала **«Теория и технология металлургического производства»** (**«Teoriâ i tehnologiâ metallurgiĉeskogo proizvodstva»**) (Аббревиатура: **Teor. tehnol. metall. proizv.**) Периодичность издания – дважды в год.

**Журнал зарегистрирован в Научной электронной библиотеке, включен в базу данных Российского индекса научного цитирования (РИНЦ). ISSN 2311-5378.** Не забывайте в библиографических ссылках статей указывать свои труды и труды Ваших коллег для повышения индекса научного цитирования и изданий в целом.

*Журнал включает в себя следующие разделы:*

1. Обогащение и подготовка сырьевых материалов к металлургическому переделу.
2. Металлургия чугуна.
3. Металлургия стали.
4. Электрометаллургия и производство ферросплавов.
5. Литейное производство.
6. Обработка металлов давлением.
7. Металлургическая теплотехника.
8. Металловедение и термическая обработка металлов.
9. Экология и охрана окружающей среды.
10. Ресурсо- и энергосберегающие технологии в черной металлургии.

Для публикации статьи в журнале необходимо **до 10 октября 2014 года** представить **следующие материалы:**

- распечатанный чистовой оригинал статьи (4-8 полных страниц текста формата А4) (ауд. 155, Макаровой И.В.);
- электронную версию статьи на CD-диске или выслать электронной почтой на e-mail: [m.irina1976@mail.ru](mailto:m.irina1976@mail.ru);
- экспертные заключения о возможности опубликования от всех организаций, сотрудниками которых являются авторы статьи.

Авторам, представившим статьи для публикации, будет выслан один экземпляр журнала. Материалы, переданные в журнал, редакционной коллегией не возвращаются.

Статьи должны быть выполнены в текстовом редакторе MS Office Word 2007 и оформлены в соответствии со следующими требованиями:

- формат страницы – А4 (210x297 мм), распечатка также делается на бумаге формата А4; отступы: слева, справа и сверху по 18 мм, снизу – 20 мм; нумерация страниц снизу по центру;
- шрифт основного текста – Arial размера 12 пунктов;
- межстрочный интервал – одинарный;
- отступ перед каждым абзацем (красная строка) – 5 знаков (примерно 10 мм);
- формулы должны быть набраны в тексте, вписывание формул от руки не допускается; размер базового шрифта в формулах – 12 пунктов;
- горизонтальные страницы допускается оформить отдельно от вертикальных страниц статьи, они должны быть также формата А4;
- рисунки должны быть вставлены в текст;
- не допускается разрыв таблиц, рисунков, заголовков при переходе со страницы на страницу;
- статья должна включать: УДК, авторов, название, аннотация, ключевые слова, текст, литературу, сведения об авторах. Пример оформления статьи приведен в **Приложении 1**.
- аннотация (*Abstracts*) (150-250 слов), выполняется *курсивом* (аннотация должна быть выстроена по *принципу автореферата диссертации или просто логически выстроенной*);
- ключевые слова (*Keywords*) (5-15 основных терминов), выполняется *курсивом*;
- список литературы (*References*) выполняется в соответствии с требованиями (пример оформления литературы приведен в **Приложении 2**);
- сведения об авторах (*Information about authors*) должны включать: Ф.И.О. полностью, должность, место работы, ученая степень, ученое звание, контактный телефон, электронный и почтовый адреса;
- в конце статьи дается английская версия фамилий, инициалов авторов, названия статьи, аннотации, ключевых слов, литературы, сведений об авторах. **За качество перевода несут ответственность авторы статьи!!!!**

**Перевод должен быть выполнен профессионально, не через электронного переводчика!!!**

Редакционная коллегия оставляет за собой право исправлять ошибки без согласования с авторами.

УДК 621.746.5.047

Столяров А.М., Шевченко Е.А.

**УЛУЧШЕНИЕ КАЧЕСТВА УЗКИХ ГРАНЕЙ СЛЯБОВОЙ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ ЗАГОТОВКИ****Аннотация.** 150-250 слов**Ключевые слова:** 5-15 основных терминов

Текст статьи

Список литературы

Сведения об авторах

Stolyarov A.M., Shevchenko Y.A.

**IMPROVING THE QUALITY OF NARROW FACES CONTINUOUS SLAB BILLET****Abstract.** 150-250 words**Keywords:** 5-15 basic terms**References:****Information about authors:**

Приложение 2

Пример оформления литературы

Список литературы

1. Шевченко Е.А., Столяров А.М., Шаповалов А.Н. Изучение качества слябовой заготовки, отлитой на криволинейной МНЛЗ с вертикальным участком // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №1 (41). С. 27 – 30.
2. Шевченко Е.А., Столяров А.М., Шаповалов А.Н. Влияние температуры разливаемого металла на качество непрерывнолитого сляба и листового проката // Теория и технология металлургического производства: межрегион. сб. науч. тр. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И.Носова, 2012. Вып.12. С. 68–74.
3. Пат. 2061756 РФ, МПК С 21 В 7/00. Доменная печь / Курбацкий М.Н., Манаенко И.П., Монастырсков В.П. и др.; заявитель и патентообладатель ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», Товарищество с ограниченной ответственностью «Техника и технология» (RU). № 9305232/02; заявл. 18.11.93; опубл. 10.06.96, Бюл. № 16. 4 с.: ил.
4. Донсков Е.Г., Лялюк В.П., Севернюк В.В. Работа воздушных фурм доменных печей. Днепропетровск: Пороги, 1997. 120 с.
5. Лукашов Г.Г., Савелов Н.И., Плискановский С.Т. Опыт работы доменных печей на воздушных фурмах различного диаметра // Сталь. 1972. № 7. С. 587-589.
6. Максимов Е.В, Альжанов М.К., Ержанов У.К. Влияние параметров фурмы на перепад газа в доменной печи. // Тез. докл. III Международного конгресса доменщиков. Новокузнецк, 1995. С.120.

**На английском языке:** Авторы (транслитерация). Название статьи на английском языке. Название журнала курсивом (транслитерация) [Название журнала на английском языке (если есть)]. Выходные данные на английском языке, либо цифровые.

1. Moshkunov V.V., Stolyarov A.M., Kazakov A.S. Determination of the length to point of solidification in strands of Peritectic Low Alloyed steels for pipes with using "Mini whale" effect. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tehniceskogo universiteta im. G.I.Nosova* [Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University]. 2012, no. 1(37), pp. 24-26.

**Ответственный по изданию журнала:** доцент кафедры МЧМ ФГБОУ ВПО «МГТУ им. Г.И.Носова» Макарова И.В.

По всем вопросам обращаться по тел. 8(3519)298430, либо по e-mail: [m.irina1976@mail.ru](mailto:m.irina1976@mail.ru).